

Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei

Unter Mitarbeit von

Professor Dr.-Ing. e. h. O. Bauer-Berlin-Dahlem, Professor Dr. Dr.-Ing. e. h. L. Beck + Biebrich, E. Brüttsch-Winterthur, Ing. Georg Buzek-Wegierska Górka-Klempolen, T. Cremer-Düsseldorf, Dr.-Ing. K. Daeves-Düsseldorf, Dr.-Ing. K. Dornhecker-Schaffhausen, Professor Dr.-Ing. R. Durrer-Berlin, Obering. M. Escher-Sayn a. Rh., Dipl.-Ing. G. Fiek-Berlin-Dahlem, Professor Dipl.-Ing. G. Hellenthal-Duisburg, Oberbergrat J. Hornung-Rosenheim, Ing. C. Irresberger-Salzburg, Professor Dipl.-Ing. U. Lohse-Hamburg, Dipl.-Ing. Fr. Martens-Aachen, Berat. Ing. Joh. Mehrrens-Berlin, Dr.-Ing. M. Philips-Düsseldorf, Dr.-Ing. E. Schütz-Leipzig, Dr.-Ing. C. Schwarz-Hamborn, Dr.-Ing. A. Stadeler-Hattingen-Ruhr, Dr.-Ing. R. Stotz-Düsseldorf-Lohausen, Obering. H. Tillmann-Chemnitz, Werksdirektor L. Treuheit-Elberfeld, Dipl.-Ing. S. J. Waldmann-Dortmund, Ingenieur Fr. Wernicke-Görlitz, Professor A. Widmaier-Stuttgart, Dipl.-Ing. H. Witte-Sterkrade u. a.

herausgegeben von

Dr.-Ing. C. Geiger

Professor an der Staatl. Württemb. Höheren Maschinenbauschule
in Esslingen a. N.

Zweite, erweiterte Auflage

Dritter Band

**Schmelzen, Nacharbeiten
und Nebenbetriebe**

Mit 967 Abbildungen im Text



W KRAKOWIE

Berlin

Verlag von Julius Springer

1928

S. 67

S. 69

S. 70

S. 73

S. 91

S. 96

S. 05

Alle Rechte, insbesondere das der Übersetzung
in fremde Sprachen, vorbehalten.
Copyright 1928 by Julius Springer in Berlin.

621.741.1/.4(021)



11526/3

524/58

Vorwort.

Die Gründe, die zur Abtrennung der Abschnitte „Formen und Gießen“ und damit zur Teilung des zweiten Bandes (Betriebstechnik) der ersten Auflage dieses Handbuches geführt haben, sind bereits im Vorwort zum zweiten Band der zweiten Auflage dargelegt worden. So sind aus den drei Bänden, auf die das ganze Werk ursprünglich angelegt war, deren vier geworden, und es wird der sich in Vorbereitung befindende vierte Band mit seinem in der Hauptsache den Entwurf von Gießereianlagen, die Kalkulation der Gußstücke und die Organisation der Gießerei angehenden Inhalt den Schlußband bilden.

Der größere Rest des zweiten Bandes der ersten Auflage ist im vorliegenden dritten Bande „Schmelzen, Nacharbeiten und Nebenbetriebe“ zusammengefaßt. Auch hier galt es, die zahlreichen Neuerungen des letzten Jahrzehnts ihrer Bedeutung gemäß zu berücksichtigen, gleichzeitig den von der Kritik bei der ersten Auflage ausgesprochenen Wünschen gerecht zu werden, sowie die in abgerundeter Form geschriebenen Einzelabhandlungen aufeinander abzustimmen.

Eine durchgreifende Neubearbeitung und Ergänzung durch die ursprünglichen Verfasser haben erfahren die Abschnitte über das Schmelzen im Tiegel (I) und im Gießereischachtofen (II), über Kleinbessemerie (V), Gußputzerei (VIII), Behandlung der Oberfläche und Veredlung der Eisengußwaren (IX), Aufbereitung und Mischung der Formstoffe (XII), und über Modelle und ihre Anfertigung (XIII), während die Abschnitte über das Schmelzen im Flammofen (III), im Siemens-Martin-Ofen (IV) und im Elektroofen (VI), dazu über die Darstellung des Tempergusses (VII) von anderen Verfassern vollkommen neu geschrieben wurden. Hinzugekommen sind die Abschnitte über Wärmebehandlung von Stahlguß (X) und über Schweißen von Gußeisen- und Stahlgußstücken (XI).

Bei der jüngsten Ausbildung der Schmelzverfahren für Grau-, Stahl- und Temperguß in der Praxis haben sich bereits die Auswirkungen der wissenschaftlichen Forschung der letzten Jahre, vornehmlich soweit sie die Gefügebildung betrifft, in hervorragender Weise bemerkbar gemacht, was zu besonders eingehender Behandlung einzelner Arbeitsweisen den Anlaß geben mußte.

Es liegt in der Natur der Sache, daß bei der Besprechung auch der betriebstechnischen Arbeiten die einschlägige Literatur weitgehend kritisch ausgewertet werden mußte; handelte es sich doch darum, dem Leser eine klare Vorstellung zu vermitteln, wie die Verhältnisse nach dem neuesten Stand der wissenschaftlichen und praktischen Erkenntnis tatsächlich liegen. Denn nur damit kann den wahren Belangen der Technik gedient sein.

Zum Schluß sprechen Herausgeber und Verlagsbuchhandlung auch an dieser Stelle den Mitarbeitern und allen Firmen und Werken, die in großzügiger Weise Unterlagen für die Veröffentlichung zur Verfügung gestellt haben, wärmsten Dank aus und hoffen gleichzeitig, daß auch der vorliegende Band dazu beitragen möge, die deutsche Gießereindustrie zu fördern.

Obereßlingen a. N., im September 1928.

Dr.-Ing. C. Geiger.

Inhaltsverzeichnis.

	Seite
I. Das Schmelzen im Tiegel. Von Ingenieur C. Irresberger.	
Allgemeines	1
Tiegelöfen für festen Brennstoff	2
Tiegelöfen für gasförmigen Brennstoff	11
Tiegelöfen zum Schmelzen mittels Elektrizität	15
Die Wirtschaftlichkeit verschiedener Tiegelheizungen	17
Die Schmelztiegel	19
Allgemeine Betriebsregeln	21
Das Schmelzen von Eisen und Stahl	22
Allgemeines	22
Sonderv erfahren zur Herstellung von Weichstahlguß im Kleinbetriebe	25
Der chemische Verlauf des Eisenschmelzens im Tiegel	26
Das Schmelzen von Metall und von Metallspänen und die Herstellung der wichtigsten Legierungen im Tiegelofen	28
Anhang: Das Schmelzen im tiegellosen Ölofen	32
Allgemeines	32
Brenner und Brennerleistungen	32
Ofenbauarten	33
Literatur	37
II. Das Schmelzen im Gießereischachtofen (Kuppelofen). Von Ingenieur C. Irresberger.	
Entwicklung des Kuppelofens und des Kuppelofenschmelzens	38
Vorläufer und erste Ofenformen	38
Erste Vorkehrungen zur Vermehrung des auf einmal verfügbaren flüssigen Eisens	40
Windvorwärmung	42
Schmelzen mit sauerstoffreicher Luft	48
Schmelzen mit großem Windüberschuß	49
Beeinflussung des Schmelzganges durch eingespritztes Wasser	50
Entwicklung der Verbrennung und Windzufuhr	52
Allgemeines	52
Gleichmäßige Windverteilung (schmale Verbrennungszone)	53
Ungleichmäßige Windverteilung (breite Verbrennungszone)	55
Schwach geneigte und wagerechte Düsen	55
Senkrechte oder steil geneigte Düsen	64
Zweck und Wirkung mehrfacher Düsenreihen	66
Bodenmitteldüsen	67
Gesonderte Verbrennung des Kohlenoxydgases	69
Der Kuppelofen und das Schmelzverfahren nach Poumay	70
Saugkuppelöfen	72
Gaskuppelöfen	74
Ölkuppelöfen	76
Kohlenstaub-Zusatzfeuerung	79
Einrichtungen zur Entschweflung und Entgasung des Eisens	81
Rüttelherde	81
Das Entschweflungsverfahren im Vorherd nach Walter-Dürkopp-Luyken-Rein	84
Der Simonsche Vorherd zum Verbessern des Eisens	86
Die Herstellung von hochwertigem Guß	87
Literatur	89
Regeln für den Entwurf und Bau von Kuppelöfen	89
Hauptabmessungen	89
Kleinkuppelöfen	92
Das Kuppelofenfutter	95
Vorherde	98
Vorkehrungen zur Rauch- und Funkenbeseitigung	104
Sonstige Einzelheiten	109

	Seite
Brennstoffverbrauch und Windbedarf	112
Brennstoffverbrauch	112
Windbedarf	114
Windmessung	115
Der Betrieb des Kuppelofens	118
Zustellen und Anfeuern	118
Beschicken	120
Satzgröße	127
Zuschläge und Schlacke	129
Abstich und Entleerung	130
Satzmeldung und Schmelzleitung	133
Die Kuppelofengebläse	134
Schmelzergebnisse	140
Chemische Beeinflussung des Eisens	140
Die Kuppelofenschlacken	143
Die Gichtgase	145
Literatur	148
III. Das Schmelzen im Flammofen. Von Dr.-Ing. E. Schüz.	
Allgemeines	150
Die Bauarten der Gießereiflammöfen	151
Der Entwurf von Gießereiflammöfen	159
Der Betrieb des Flammofens und der chemische Verlauf des Schmelzens	160
Die Wärmerechnung des Gießereiflammofens	163
Literatur	167
IV. Das Schmelzen im Siemens-Martin-Ofen. Von Dr.-Ing. C. Schwarz.	
Geschichtliche Entwicklung	168
Allgemeine theoretische Grundlagen des Siemens-Martin-Verfahrens	171
Wärmetechnische Gesichtspunkte	171
Metallurgische Gesichtspunkte	176
Entfernung der Eisenbegleiter	177
Desoxydation	181
Bau und Abmessungen der Öfen	183
Allgemeines	183
Umstellventile und Gaszuführung	184
Kammern	186
Ofenköpfe	196
Herdraum	209
Zusammenbau und Rüstung	214
Schornstein	215
Allgemeine Gesichtspunkte für Anordnung und Transportverhältnisse	217
Der Betrieb	220
Rohstoffe	220
Inbetriebsetzung von Anlagen und Öfen	225
Schmelzungsführung	226
Beheizungsfragen	237
Betriebsergebnisse	240
Betriebskontrolle	247
Eigenschaften des Siemens-Martin-Metalls	249
Anhang: Die Gaserzeuger	252
Chemisch-physikalische Grundlagen	252
Allgemeine Gesichtspunkte für den Betrieb	254
Betriebsüberwachung und Berechnungen	258
Vergasungsfähigkeit der Brennstoffe	267
Ausführungsarten von Gaserzeugern	275
Gaserzeugeranlagen in ihrer Gesamtanordnung	283
Vergasungskosten	287
Literatur über Siemens-Martin-Öfen	287
Literatur über Gaserzeuger	298
V. Die Kleinbessemerei. Von Obergeringieur Max Escher.	
Allgemeines	302
Die Bauarten der Kleinkonverter	302
Fassungsvermögen der Kleinkonverter	307

	Seite
Kleinkonverteranlagen	307
Das Futter	309
Vorarbeiten für die Inbetriebsetzung	311
Der Einsatz	311
Der Betrieb	312
Das Vergießen	317
Literatur	320
VI. Das Schmelzen im Elektroofen. Von Dr.-Ing. Karl Dornhecker.	
Allgemeines	322
Erzeugung, Übertragung und Verteilung der Wärme in den Elektroschmelzöfen	325
Die Elektroden	326
Stromführungen und Bauarten der Elektroöfen	331
Lichtbogenöfen oder Elektrodenöfen	332
Strahlungsöfen oder indirekte Lichtbogenöfen	332
Direkte Lichtbogenöfen	338
Widerstandsöfen (elektrodenlose Öfen)	348
Die neue Entwicklung des Elektroofens im Bau und Betrieb	352
Beispiele neuer Öfen	367
Die elektrische Anlage	374
Allgemeines	374
Pufferung der Stromstöße	377
Elektrodenregelung	377
Die Schaltungsanlage	379
Behandlung der elektrischen Anlage im Betrieb	380
Nutzleistung der Zentrale	380
Der elektrische Teil der Induktionsöfen	381
Allgemeines über die Anwendung der elektrischen Erhitzungsarten	381
Die Zustellung	383
Der Elektroofenbetrieb	387
Allgemeines	387
Der basische Betrieb	391
Der saure Betrieb	398
Erzeugnisse des Elektroofens	403
Der legierte Stahlguß	403
Manganhartstahl	410
Gußeisen	415
Allgemeines	415
Umschmelzverfahren	419
Kohlungsverfahren des kohlenstoffarmen Bades	419
Kohlungsverfahren beim Einschmelzen (synthetischer Guß)	420
Hochwertiger Grauguß	421
Temperrohuß	422
Hartguß	423
Legierter Grauguß	424
Legierter Hartguß	424
Mehrfachverfahren (Duplex- oder Triplexverfahren)	425
Schmelzungsgänge	428
Gestehungskosten	433
Literatur	436
VII. Die Darstellung des Tempergusses. Von Dr.-Ing. Rud. Stotz.	
Schmelzerei	440
Der Tiegelofen	440
Der Kuppelofen	441
Der Siemens-Martin-Ofen	443
Der Flammofen	445
Der Elektroofen	452
Kombinierte Schmelzverfahren	452
Kuppelofen-Kleinbessemerbirne	452
Triplex-Verfahren: Kuppelofen — Birne — Elektroofen	453
Kuppelofen — Ölflamofen	454
Gießerei	455
Formerei	457

	Seite
Putzerei	459
Glüherei	460
Glühtöpfe	460
Glühmittel	463
Glühöfen	465
Glühbetrieb	472
Verlauf der Entkohlung	478
Fertigmacherei	480
Modellentwurf	482
Anwendungsgebiete des Tempergusses	483
Literatur	484

VIII. Die Gußputzerei. Von Professor Dipl.-Ing. U. Lohse.

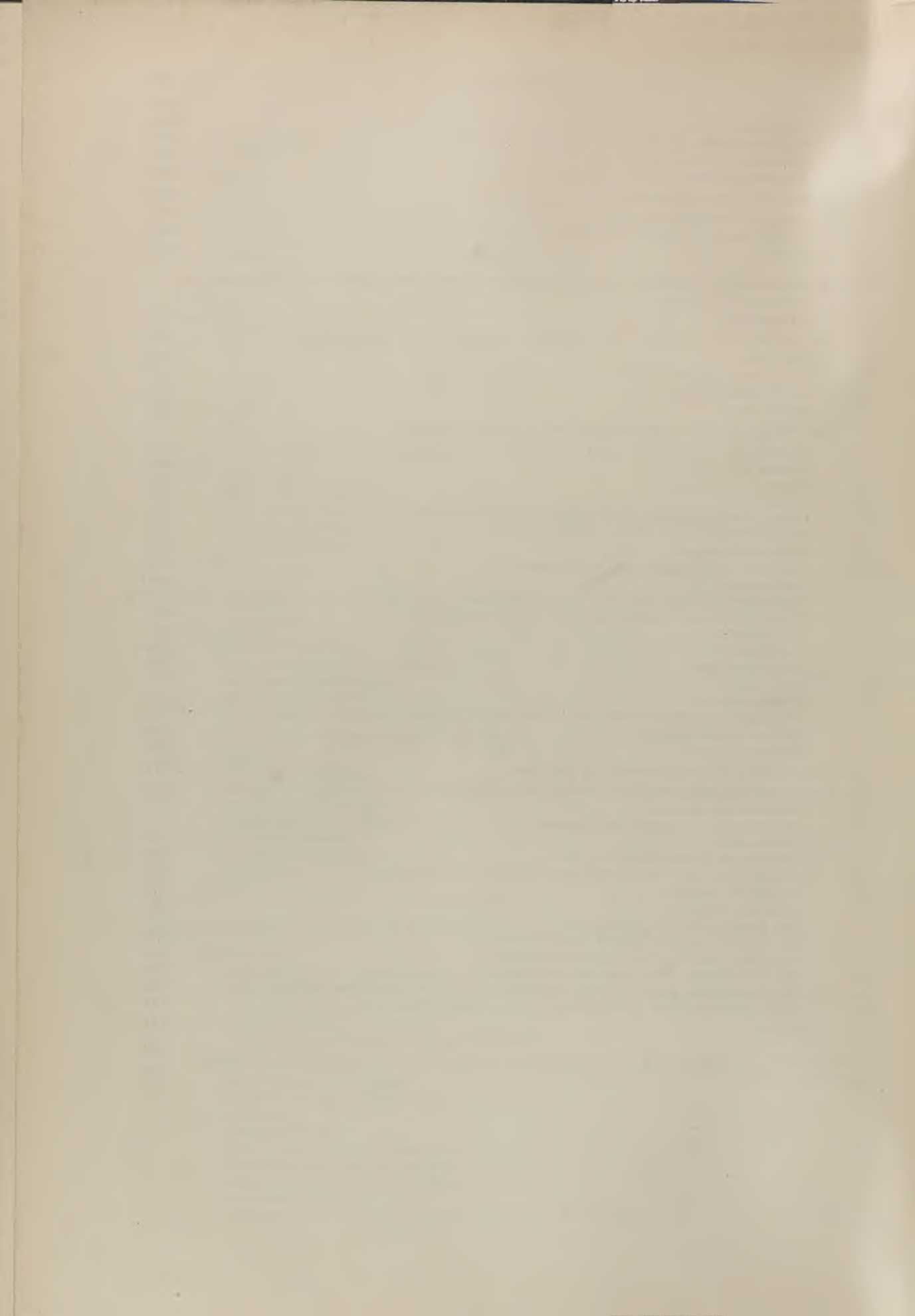
Allgemeines	486
Sägen	486
Preßfluthämmer und -Meißel	491
Schleifmaschinen	495
Putztische	499
Putzen mit Säure	501
Putztrommeln und Scheuerfässer	502
Sandstrahlgebläse	505
Allgemeines	505
Der Putzsand	506
Sandtrockenvorrichtungen	507
Die Blassysteme	508
Das Saugsystem	508
Das Drucksystem	509
Das Schwerkraftsystem	509
Kammerapparate	510
Luftverbrauch	515
Freistrahlbläse	517
Kastengebläse	526
Trommelgebläse	527
Drehtischgebläse	536
Sprossentischgebläse	545
Rollbahntischgebläse	546
Sandstrahlgebläse für Sonderzwecke	547
Entstaubung der Sandstrahlgebläse	549
Das Putzen mit Wasserstrahl	554
Literatur	555

IX. Die Behandlung der Oberfläche und Veredlung der Eisengußwaren. Von Ingenieur C. Irresberger.

Weichglühen und Anlassen	557
Warmbehandlung von Sondergußeisen bei niedriger Temperatur	559
Literatur	559
Schleifen und Polieren	560
Allgemeines	560
Die Behandlung von Geschirrguß	561
Der Flächenschliff	562
Literatur	564
Inoxydieren	564
Literatur	569
Entrostern	569
Überziehen mit anderen Metallen	570
Allgemeines	570
Das Verzinnen auf feurig-flüssigem Wege	571
Das Verzinken auf feurig-flüssigem Wege	572
Das Spar- oder Hochglanzverzinken	573
Verzinken durch Zementation oder Sherardisieren	574
Das Schoopsche Metallspritzverfahren	576
Überziehen durch elektrolytische Niederschläge oder Elektroplattieren	577
Das Anreibevernickeln	581

	Seite
Das Alitieren	581
Literatur	582
Emaillieren	582
Allgemeines	582
Rohstoffe für die Emailmassen	583
Herstellung und Zusammensetzung der Emailmassen	586
Schmelzen der Emailmassen	591
Vorbereitung der Gußware zum Emaillieren	592
Die Arbeit des Emaillierens	592
Emaillieröfen	593
Herstellung einiger Sonderemails	595
Literatur	596
Verschiedene Verfahren	596
Teeren	596
Anstreichen	598
Spachteln	599
Lackieren	600
X. Die Wärmebehandlung von Stahlguß. Von Dipl.-Ing. Fr. Märtens.	
Allgemeines	602
Theorie des Glühens	604
Veränderung der mechanischen Eigenschaften durch das Glühen	611
Beeinflussung der Warmbehandlung des Stahlgusses durch die Gegenwart einzelner Legierungselemente	616
Literatur	622
XI. Das Schweißen von Gußeisen- und Stahlgußstücken. Von Dipl.-Ing. H. Witte.	
Allgemeines	623
Die Schweißverfahren	623
Das Schweißen durch Aufgießen	623
Die Thermitschweißung	624
Die Gasschmelzschweißung	624
Die elektrische Lichtbogenschweißung	625
Ausgeführte Schweißungen und Verbindungen	626
Allgemeines	626
Die Kaltschweißung	626
Besondere Regeln für die Durchführung der Kaltschweißung an Stahl- und Grauguß	628
Die Warmschweißung	630
Unschweißbares Gußeisen	634
Die Schweißstäbe	636
Die Schweißmaschinen	638
Augenschutz	638
Literatur	639
XII. Aufbereitung und Mischung der Formstoffe. Von Professor Alfred Widmaier.	
Allgemeines	640
Aufbereitung des Formsandes	640
Aufbereitung der Kernmasse für ungetrocknete oder schwach getrocknete, nach dem Gießen leicht zerstörbare Kerne	644
Aufbereitung des Formlehms	644
Aufbereitung der Formstoffe für Stahlguß	645
Maschinen und sonstige Einrichtungen zur Aufbereitung der Formstoffe	645
Sandtrockenvorrichtungen	645
Mahlmühlen und Mahltrommeln	648
Kollergänge	650
Siebvorrichtungen	653
Magnetische Scheider (Separatoren)	655
Mischtröge und Mischtrommeln	657
Sandschleudermaschinen (Schleudermühlen)	659
Sandsiebschleudern	661
Sandcutter (selbsttätige Formsandschaufler und -Mischer)	662

	Seite
Flügelmisch- und Knetmaschinen	664
Schwärzemischorrichtung	667
Strohseil-Spinnmaschine	667
Kerneisen-Richtmaschine	668
Vollständige Sandaufbereitungen	668
Einfache Sandaufbereitungen	668
Selbsttätige Sandaufbereitungen	669
Literatur	678
XIII. Modelle und ihre Anfertigung, einschließlich Kernkasten und Lehren. Von Werksdirektor Leonhard Treuheit.	
Allgemeines	679
Die Stoffe für Herstellung von Modellen, Kernkasten und Lehren aus Holz	679
Das Holz	679
Die Trocknung des Holzes	684
Die Bindemittel	688
Modellack	690
Die Werkzeuge und Vorrichtungen für die Holzbearbeitung	692
Hobelbank	692
Schraubstöcke	693
Sägen	693
Hobel	697
Beitel, Bildhauereisen und Feilen	700
Bohrer	702
Schraubenzwingen	703
Hammer, Kneifzange und Nageltreiber	704
Schleifsteine	704
Meßwerkzeuge	705
Allgemeines über Maschinen für die Holzbearbeitung	707
Kreissägen	707
Bandsägen	709
Hobelmaschinen	709
Drehbänke	711
Fräsmaschinen	711
Gehrungs-Bestoßmaschinen (sog. Trimmer)	715
Modell-Schleifmaschinen	716
Bohrmaschinen	717
Die Praxis der Modellherstellung aus Holz	717
Bearbeitungszugaben	717
Schwindungszugaben	718
Verjüngung (Konizität der Modelle)	718
Kernmarken	719
Aufriß und Zuschneiden des Holzes	721
Beispiele für die Vereinigung von Holzteilen zu Modellen	722
Ungeteilte Modelle	724
Geteilte Modelle	725
Die Herstellung der Kernkasten	727
Die Herstellung der Lehren (Schablonen)	730
Vereinigte Modell- und Lehrenherstellung	731
Die Herstellung von Modellen aus Metallen	732
Die Herstellung von Modellen aus Wachs, Gips und ähnlichen Stoffen	733
Die Berechnung der Gußstücke aus dem Modellgewicht	734
Literatur	734
Namenverzeichnis	736
Sachverzeichnis	740



I. Das Schmelzen im Tiegel.

Von

Ingenieur C. Irresberger.

Allgemeines.

Das Schmelzen im Tiegel gewährt die Möglichkeit, das Metall den chemischen Einflüssen des Windes, des Brennstoffs und der Verbrennungsgase zu entziehen. Es ist in den meisten Fällen teurer als andere Schmelzverfahren und darum auf ziemlich eng begrenzte Anwendungsgebiete beschränkt. Die Wärmeübertragung vom Verbrennungsraum zum Schmelzgut wird durch die Tiegelerwärmung gehemmt, infolgedessen wird mehr Brennstoff verbraucht; die Schmelztiegel sind weiterhin kostspielig und ihr Verbrauch ist groß, die Menge des in einem Tiegel auf einmal zu schmelzenden Metalles ist gering¹⁾, und die Löhne werden dementsprechend hoch. Den verteuern Umständen steht ein geringerer Abbrand gegenüber, ein Unterschied, der beim Schmelzen von Nichteisenmetallen belangreich genug ist, um das Tiegelschmelzen in einer Reihe von Fällen anderen Schmelzverfahren gegenüber auch wirtschaftlich vorteilhafter zu machen.

Das Tiegelschmelzen ist in Metall-, Stahl-, Temper- und in Graugießereien im Gebrauche. In der Metallgießerei nimmt es noch immer eine vorherrschende Stellung ein. Mit Ausnahme großer Abgüsse, wie Denkmäler, Glocken oder schwerer Teile für den Schiff- oder Schiffsmaschinenbau, z. B. Schiffschrauben oder Oberflächenkondensatoren, wird der größte Teil allen Metallgusses, insbesondere fast aller Maschinen-, Armaturen-, Beschlagteil- und Handelsmetallguß im Tiegel geschmolzen. Der Kuppelofen scheidet wegen seines hohen Abbrandes ganz aus, während der Flammofen im allgemeinen nur bei Schmelzungen von mehr als 2000 kg wirtschaftlich vorteilhaft betrieben werden kann. Für sehr teure Metalle und solche, welche sich schon bei niedrigen Temperaturen verflüchtigen, ist der Flammofen infolge seines beträchtlich höheren Abbrandes auch bei großen Schmelzmengen nicht geeignet.

In den ersten Jahrzehnten der Stahlgießerei wurde aller Stahl für Formguß in Tiegeln geschmolzen. Später mußte der Tiegel vielfach dem billiger arbeitenden Siemens-Martinofen, schließlich auch dem Kleinkonverter weichen, vermochte sich aber doch zum Schmelzen von hohen Beanspruchungen unterworfenen Stahl- und Schmiedeeisengüssen bis jetzt zu behaupten. In jüngster Zeit ist ihm auch auf dem Sondergebiete des höchstbeanspruchten und -bewerteten Gusses im Elektrostahlverfahren ein Nebenbuhler erstanden, der zwar billiger schmelzt und größere Erzeugungsmengen liefert, aber, wie die in den letzten Jahren nach den statistischen Feststellungen wieder ansteigende Kurve der Tiegelstahldarstellung erkennen läßt, doch nicht allen Ansprüchen zu genügen scheint²⁾.

Auch in der Tempergießerei hat das Tiegelschmelzen die frühere Alleinherrschaft eingebüßt, es findet gegenwärtig nur noch zur Herstellung von hochwertigem Werkstoff oder auf Werken Anwendung, deren geringer Betriebsumfang ein wirtschaftlich leistungsfähigeres Schmelzverfahren ausschließt.

¹⁾ Bei Stahl- und Weicheisenschmelzungen höchstens 35 kg, bei Grauguß höchstens 150 kg und bei Metallguß höchstens 300 kg.

²⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 43.

Mitunter sind Tiegelschmelzereien in Gießereien von Großmaschinen-, Lokomotiven-, Schiffsmaschinen-Bauanstalten und ähnlichen Werken in Betrieb, um eilige Stahlgußstücke genau bestimmter Beschaffenheit und Zusammensetzung in kürzester Zeit herstellen zu können, in vereinzelt Fällen wohl auch, um zugleich die Zusammensetzung solcher Abgüsse, die oft erst auf Grund langwieriger Versuche festgestellt worden ist, leichter geheim halten zu können.

In den letzten Jahren wurden Tiegelöfen in Grau-, Temper- und Stahlgießereien auch zur Herstellung und zum Schmelzen von Ferro-Legierungen und zum Schmelzen von reinen Zusatzmetallen verwendet.

Tiegelöfen für festen Brennstoff.

Die älteste Art Tiegelöfen bildet ein feststehender, gemauerter, unten durch einen Rost, oben mit einem Deckel abgeschlossener Schacht, der zur Erzielung des erforderlichen Zuges an einen Schornstein angeschlossen ist (Abb. 1). Meistens faßt der Ofen einen,

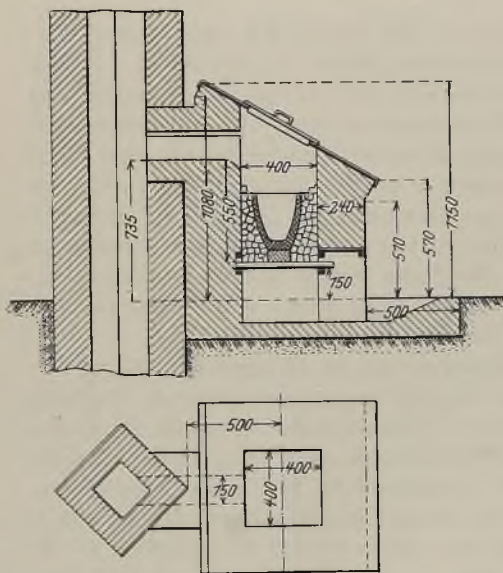


Abb. 1. Älterer Tiegelschmelzofen für Messing.

mitunter auch zwei, drei oder vier Tiegel. Der Querschnitt des Schachtes richtet sich nach der Zahl der Tiegel, er wurde früher quadratisch oder rechteckig bemessen; in neuerer Zeit führt man ihn meist rund aus. Da der Tiegel ringsum in festen Brennstoff gepackt wird, verbrennt bei eckigem Schachtquerschnitt in den Ecken der Brennstoff ziemlich wirkungslos. Mit der Zahl der Tiegel wächst die Schwierigkeit ihrer gleichmäßigen Erhitzung, weshalb Schachtöfen mit mehr als vier Tiegeln äußerst selten sind. Die Weite des Schachtes wird so bemessen, daß zwischen dem weitesten Teile des Tiegels und der Schachtwand ein freier Raum von 6—8 cm bleibt. Der Schacht wird aus besten feuerfesten Formsteinen oder aus Gewölbsteinen aufgemauert, wobei die gleichen Grundsätze wie bei Herstellung eines Kuppelofenfutters¹⁾ zu beobachten sind.

Zur bequemen Entfernung von Asche und Schlacke sind die Roststäbe beweglich. Je nach den im Ofen zur Wirkung gelangenden Temperaturen verwendet man

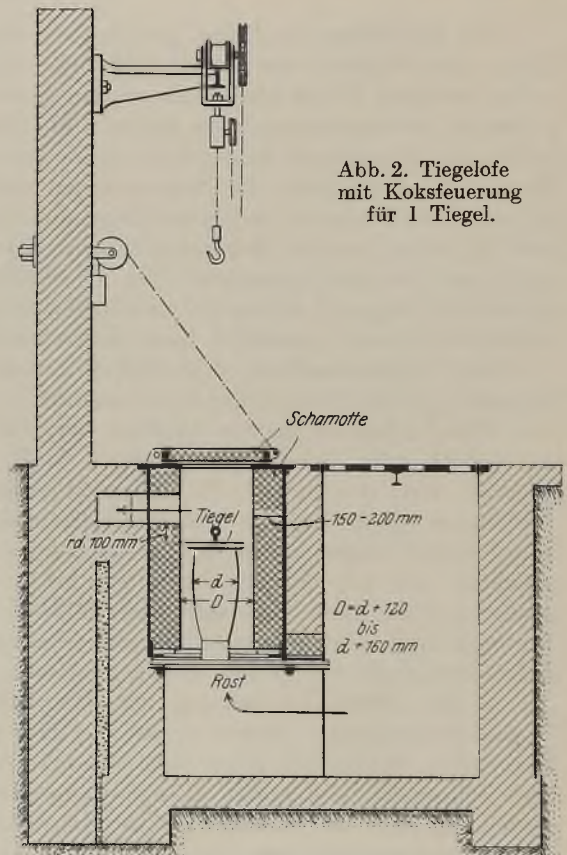


Abb. 2. Tiegelofen mit Koksfeuerung für 1 Tiegel.

¹⁾ Siehe S. 95.

schmale gußeiserne Roststäbe oder solche aus starken schmiedeisernen Vierkantstäben. Der Tiegel steht zum Schutze gegen die kalte und stark oxydierend wirkende, durch die Rostspalten eintretende Luft auf einem Untersatze aus Schamotte oder Tiegelmasse, dem sog. Käse. Man macht ihn bei Öfen mit natürlichem Zuge etwa 8 cm, bei Öfen mit Unterwind bis zu 20 cm hoch. Abb. 1 zeigt einen Messingschmelzofen, Abb. 2 einen Eisen- und Bronzschmelzofen für einen, Abb. 3 einen solchen für vier Tiegel.

Von der Stärke des Luftzuges hängt die Verbrennungszeit und die höchst erreichbare Temperatur ab. Die Abmessungen der Esse sind deshalb von wesentlichem Einflusse auf den gesamten Schmelzverlauf. Der Essenquerschnitt beträgt $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$ des Schachtquerschnittes oder der Summe aller auf eine Esse wirkenden Schachtquerschnitte. Die Höhe der Esse soll für Messingschmelzungen mindestens 8 m, für Rot- und Graugußschmelzungen 10—12 m und für Stahlgußschmelzungen mindestens 15 m betragen. Der Querschnitt des Fuchskanals ist dem Essenquerschnitt anzupassen. Die Zahlentafel 1¹⁾ gibt eine Zusammenstellung der Hauptabmessungen des Schachtes und des Fuchskanals für verschiedene Tiegelgrößen.

Mehrere Tiegelöfen können reihenweise aufgestellt oder rings um einen Schornstein

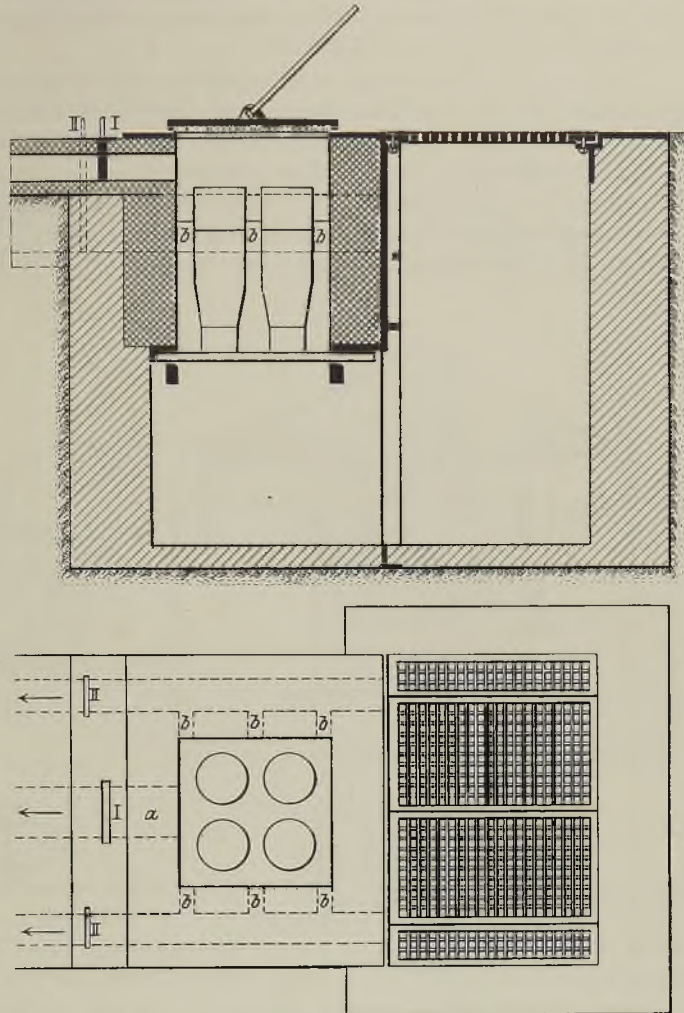


Abb. 3. Tiegelofen mit Koksfeuerung für 4 Tiegel.

Zahlentafel 1.
Hauptabmessungen feststehender Tiegelöfen.

Tiegelinhalt kg	Lichte Weite des Ofenschachtes mm	Höhe von Oberkante Rost bis Unterkante Fuchskanal mm	Querschnitt des Fuchses mm
30—40	380	480	130 × 130
50—60	425	525	130 × 160
70—80	450	550	135 × 170
90—100	480	580	140 × 180
125—150	520	620	160 × 200
175—200	600	700	180 × 250
250—300	700	800	200 × 350

¹⁾ Nach H. Klob: Gieß.-Zg. 1911, S. 117.

angeordnet werden. Im ersteren Fall erhält jeder Ofen einen eigenen Schornstein. Im zweiten haben die im Kreise oder im Halbkreise errichteten Tiegelöfen eine gemeinsame Esse. Eine in manchen Fällen recht vorteilhafte Anordnung zeigt Abb. 4, bei der vier Öfen kreuzförmig um einen viereckigen Schornstein verteilt sind. Die Öfen haben seitliche, mit feuerfestem Futter versehene, aufziehbare Türen und Hängezangen zum bequemen Ausheben der Tiegel¹⁾.

Noch vor 30 Jahren waren Schachtöfen mit natürlichem Zug weitaus vorherrschend, sie wurden aber in der Zwischenzeit von Öfen mit künstlichem Zuge, den Unterwind- oder Gebläseöfen zum großen Teile verdrängt. Gebläseöfen ermöglichen rascheres Schmelzen²⁾, schonen die Tiegel, vermindern ganz wesentlich den Brennstoffverbrauch und machen den Schmelzer von den Launen des

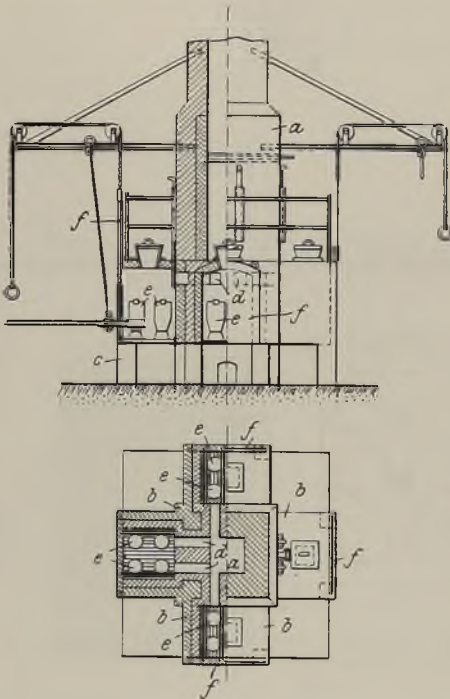


Abb. 4. Kreuzförmige Anordnung der Tiegelöfen um den Schornstein.

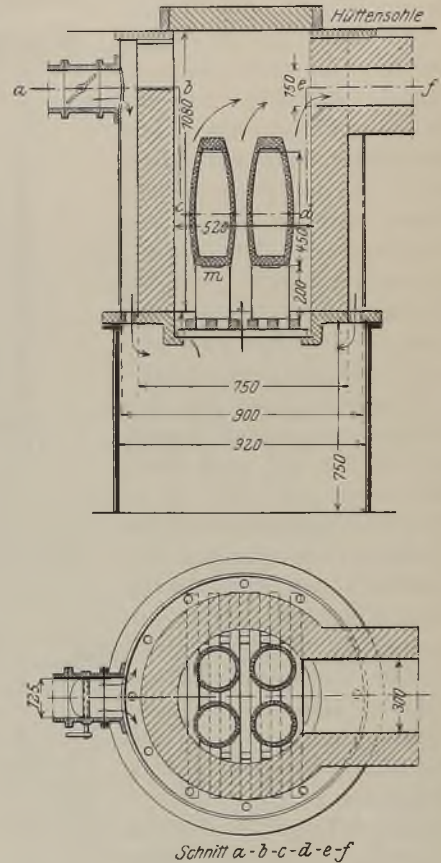


Abb. 5. Tiegelofen mit Unterwind.

Wetters unabhängig. Abb. 5 läßt einen für Stahl- und Grauguß bestimmten Unterwindofen für drei bis vier 35er oder einen 150er Tiegel erkennen. Der Wind tritt seitlich oben in einen rings um das Mauerwerk angeordneten Schacht, wird darin etwas vorgewärmt und kühlt dabei das Mauerwerk des inneren Schachtes, das infolgedessen nicht unerheblich geschont wird. Er gelangt dann in den Verteilungsraum unter dem Rost und von da in den Schmelzschacht. Die Abgase ziehen durch den Fuchs rechts oben in den Schornstein. Zu beachten ist der hohe Tiegeluntersatz, der zwei- bis dreimal so hoch sein muß wie bei Zugöfen, da infolge des größeren Winddruckes die gefährliche Zone oberhalb des Rostes größer wird. Der freie Raum oberhalb der Tiegel ist verhältnismäßig hoch, um im ganzen Schachtraume die erforderliche hohe Hitze hervorzubringen und dauernd zu erhalten.

¹⁾ Die Einrichtung ist unter Nr. 228 854 patentiert.

²⁾ Schmelzungen, die im Zugofen 2 bis 3 Stunden in Anspruch nehmen, lassen sich im Unterwindofen in einer halben Stunde erledigen.

Bei allen Schachtofen mit feststehendem Schachte muß der Tiegel mit dem flüssigen Metall zur Entleerung aus dem Ofen gehoben werden. Diese Arbeit schädigt infolge des Druckes der Aushebzange und durch den schroffen Temperaturwechsel die Tiegeln fast noch mehr als die Beanspruchungen während des Schmelzens selbst. Den Übelständen begegnete Mitte der siebziger Jahre Albert Piat, indem er den Ofenschacht beweglich machte und den Tiegelinhalt durch Kippen des Schachtes entleerte. Abb. 6 zeigt die älteste Ausführung des Piatofens, die nur für kleinere Schmelzungen geeignet und in den Gießereien wenig beliebt war, weil beim Gießen der ganze Ofen von Hand gehoben und gekippt werden mußte, was der Mannschaft große körperliche Anstrengungen auferlegte. Von Rudolf Baumann, der seinerzeit die Piat'schen Patente erwarb, wurde die Schwierigkeit durch Ausführung einer mechanischen Kippvorrichtung (Abb. 7) behoben, und der Ofen im einzelnen weiter entwickelt und verbessert. Der Piat-Baumannofen hat seitdem weite Verbreitung

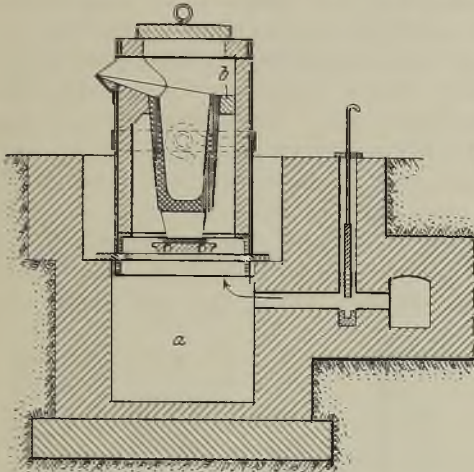


Abb. 6. Älteste Ausführung des kippbaren Piat-Ofens.

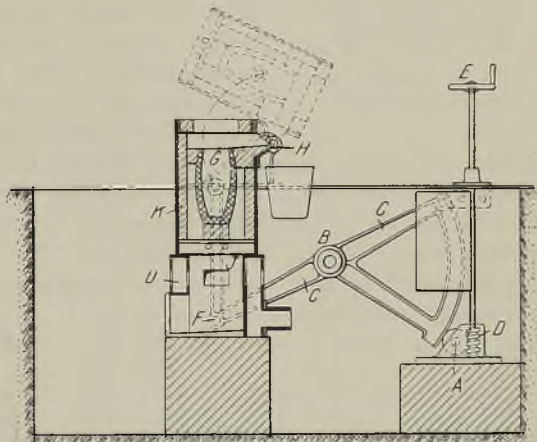


Abb. 7. Kippbarer Tiegelofen nach Piat-Baumann.

gefunden und bis jetzt in den vielen mit ihm in Wettbewerb getretenen Bauarten noch keinen überlegenen Gegner gefunden¹⁾. Der Ofenschacht lagert mit zwei Schildzapfen an den gabelförmigen Enden eines Hebels C, der sich um die Achse B dreht. Sein Gewicht wird durch eine am anderen Hebelende angebrachte Gegenlast ausgeglichen. Zum Kippen wird das Handrad E in Bewegung gesetzt, worauf durch die Schnecke D, das Rad A, den Zahnbogen am Hebel C und das Gestänge F, J, G der Ofen gehoben und um die Achse H in die punktiert angedeutete Stellung geschwenkt wird. Da die Mündung der Ausgußstülle in der Drehachse H liegt, bleibt sie stets am gleichen Punkte, so daß die Gießpfanne, die das ausfließende Metall aufnimmt, oder eine unter den Ausguß gebrachte Form während des Ausfließens des Metalles nicht verrückt zu werden braucht. Zum Ausgießen genügt ein Mann, der das Handrad bedient, dabei einen guten Überblick über das ausfließende Metall hat und so den Ausfluß regeln kann. Abb. 8 läßt die Hauptabmessungen des Schachtes für eine bestimmte Tiegelgröße erkennen.

Die Windzuführung erfolgt durch Vermittlung des unter dem Schachte angeordneten, dauernd festsitzenden Windverteilungskastens U. Versuche, den Wind außerdem durch

¹⁾ Die folgenden D.R.P. kennzeichnen die Entwicklung des Tiegelofenbaues: Horst Edler v. Querfurth D.R.P. Nr. 45 281, Carl Berg Nr. 45 281, A. Piat Nr. 67 044, 67 047 und 71 550, C. W. Kayser Nr. 74 249, A. Bobrzyk Nr. 74 874, Louis Dalletrez Nr. 89 930, Louis Rousseau (Basse u. Selve) Nr. 94 227, A. Friedeberg Nr. 110 787 und 110 964, H. Hammelrath Nr. 116 491, Heckmann Nr. 115 071. Diese Patente sind alle abgelaufen, z. T. wurden sie nicht aufrecht erhalten. Aus Nachkriegszeiten stammen folgende D.R.P.: R. Bauer Nr. 345 822. G. Benz Nr. 370 474, Maschinenfabrik Örlikon Nr. 396 578, Basse u. Selve Nr. 433 490, M. Gramß Nr. 444 535.

seitliche Schlitze im Schacht zuzuführen, hatten keinen günstigen Erfolg ¹⁾. Von Wichtigkeit ist die bequeme Zugänglichkeit und Reinigungsmöglichkeit des Rostes. Dieser besteht aus einem gußeisernen Mittelstück B (Abb. 9), das den Tiegeluntersatz mit dem Tiegel trägt und einigen Seitenroststäben A, die völlig zur Seite geschoben werden können, ohne das Mittelstück und mit ihm den Tiegel im geringsten zu verrücken.

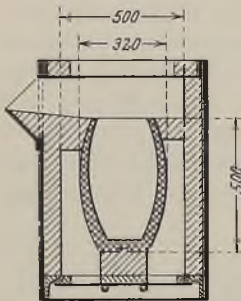


Abb. 8. Schacht des Piat-Baumann-Ofens.

Zu diesem Zweck ist das Mittelstück mittels der Keile C an die Rostträger D festgeklemmt, während die Roststäbe nur lose auf dem Träger liegen. So wird es möglich, den Rost selbst bei gründlicher Verschlackung in einigen Minuten zu säubern. Soll der Tiegel ausgewechselt werden, so stößt man die lose eingesteckten Rostträger D bei wagerecht gedrehtem Schacht aus und macht damit das ganze Schachtinnere vollständig zugänglich.

Von Wichtigkeit ist der große freie Raum unter dem Roste. Geht ein Tiegel durch, so muß das auslaufende Metall frei abfließen können, andernfalls sind stundenlange Betriebsstörungen unvermeidlich. Ein größerer freier Raum ist ferner für die Kühlung des Rostes von Bedeutung. Vorteilhaft ist es, den Boden des Unterkastens mit Formsand auszustampfen (Abb. 10),

damit ihm das durchgehende Metall nicht anhaften kann. Um den Abfluß zu erleichtern, gibt man dem gestampften Boden eine kräftige Neigung gegen die Abschlußtüre, deren Abflußöffnung mit einer dünnen Bleiplatte oder sonstigem, leicht schmelzbarem Metall verschlossen ist. An Stelle dieser Einrichtung kann das Innere des Untersatzes eine nach unten verjüngte Form erhalten (Abb. 11), auf deren mit Formsand ausgestampften Boden eine Platte gesetzt wird, in die

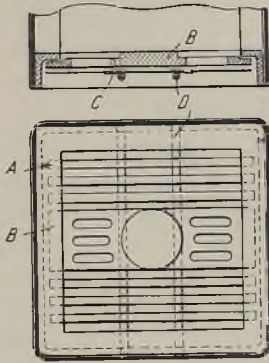


Abb. 9. Rost des Piat-Baumann-Ofens.

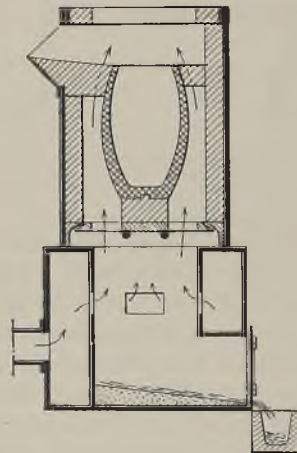


Abb. 10. Unterkasten des Piat-Baumann-Ofens mit ausgestampftem Boden.

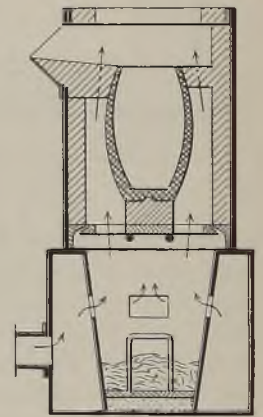


Abb. 11. Derselbe mit herausnehmbarem Boden.

ein Tragbügel eingegossen ist. Nach Schluß des täglichen Schmelzens wird der Schacht abgekippt und das durchgegangene Metall zugleich mit den Asche- und Schlackenabfällen ausgehoben.

Zur besseren Ausnutzung der beim Schachtofenbetriebe mit sehr hoher Temperatur in den Fuchs gelangenden Verbrennungsgase wurden verschiedene Verfahren für Ausnutzung der Abwärme unter Anwendung des Rekuperativsystems vorgeschlagen, von denen aber bisher keines nennenswerte Verbreitung erlangt hat. Sie erfordern zur wirtschaftlichen Ausnutzung möglichst ununterbrochenes Schmelzen und sind durchweg nicht einfach genug, um einen dauernd störungsfreien Betrieb zu verbürgen. In vielen Fällen hat sich dagegen gut bewährt die Erweiterung des Fuchses zur Bildung eines

¹⁾ Eingehende Mitteilungen über derartige Versuche vgl. Stahleisen 1904. S. 170.

zweiten Schachtes, in dem Metall mit niedrigerer Schmelztemperatur als das im Hauptschacht geschmolzen werden kann, oder in dem die gefüllten Tiegel zum Schmelzen im ersten Schachte vorgewärmt werden können.

Tiegelöfen für flüssigen Brennstoff.

Die Feuerung von Tiegelöfen mit Öl bietet eine Reihe von Vorteilen¹⁾, die ihr eine zunehmende Verbreitung sichern. Sie bewahrt den Tiegel vor den schwefelnden und oxydierenden Wirkungen der Kohlen- oder Koksgase, vereinfacht den Betrieb und ist infolge von Brennstoff- und vielleicht auch Tiegelersparnissen wirtschaftlicher, als der Betrieb mit festen Brennstoffen.

Die ersten brauchbaren Tiegelöfen mit Ölfeuerung wurden vor etwa 25 Jahren in den Vereinigten Staaten in Betrieb genommen, wo sie bald ausgedehnte Verbreitung gewannen. Angeregt durch die amerikanischen Erfolge und auf Grund unseres ausgezeichneten Rohstoffes, des in den Kokereien in großen Mengen gewonnenen Teeröles²⁾, begann man bald auch bei uns, sich der neuen Betriebsart zuzuwenden, und heute ringen verschiedene leistungsfähige deutsche Bauarten um den Vorrang. Nachstehend seien zwei der ältesten, der Schmidtofen³⁾ und der Bueßofen⁴⁾, in ihren Grundzügen kurz beschrieben.

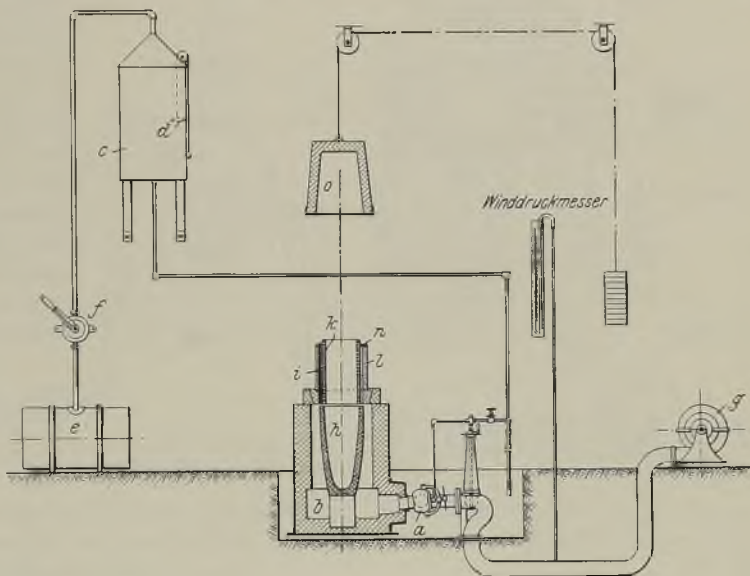


Abb. 12. Allgemeine Anordnung eines Schmidtschen Ölofens.

Sie unterscheiden sich im wesentlichen durch die Art und Anordnung des Brenners, der Seele einer jeden Ölfeuerung. Der Schmidtsche Brenner erhält etwas weniger Druck und wird darum im Gegensatz zum Bueßschen Hochdruckbrenner als Niederdruckbrenner bezeichnet; der Druckunterschied ist aber so gering — $\frac{1}{2}$ at beim Bueß- und etwa $\frac{1}{3}$ at beim Schmidtschen Brenner —, daß die Bezeichnungen wenig gerechtfertigt erscheinen.

Abb. 12 läßt die allgemeine Anordnung einer Schmidtschen Anlage erkennen. Durch den Brenner a, der weiter unten eingehend beschrieben wird, wird Luft und Öl in feinsten Verteilung tangential in den unteren Teil b des Tiegelschachtes geleitet. Der Brenner empfängt das Öl aus dem in etwa 3 m Höhe angebrachten Behälter c unter einem natürlichen Drucke von etwa 0,3 at, während ihm die Luft von einem Ventilator mit 40 bis 70 cm Wassersäulendruck zugeführt wird. Die Flamme soll aus dem Raume b, den Tiegel schraubenförmig umwirbelnd, im Schachte emporsteigen und tritt schließlich entweder zwischen dem oberen Rande des Schmelztiegels und der Schachtwandung unmittelbar ins Freie oder durchströmt vorher noch einen Vorwärmer. Dieser besteht aus einem Graphitrohr k und aus einem Schamottezylinder l. Der Ring n dient zur

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 516.

²⁾ Das schwärzlich-grüne, leichtflüssige Öl ist bei 15° C flüssig, entzündet bei 65° C und siedet bei 200° C. Der Versand erfolgt in eisernen Leihfässern, deren Lagerung keine Schwierigkeiten bietet.

³⁾ Ausgeführt von Deutsche Ölfeuerungswerke Karl Schmidt in Heilbronn a. N.

⁴⁾ Ausgeführt von Bueß G. m. b. H. in Hannover.

Flammenführung. Benutzt man ihn zur Abdeckung des Hohlraumes zwischen dem Graphit- und dem Schamottezylinder, wie es die Abbildung veranschaulicht, so kann die Flamme nur durch das Rohr k streichen, läßt man aber den Ring fort und deckt das Rohr k mit einer Schamotteplatte ab, so ist die Flamme gezwungen, zwischen Graphit- und Schamottrohr durchzuziehen. Das erste Verfahren wird bei großen, schwer schmelzbaren Stücken, das letztere bei leichten Messingteilen, Stanzteilen, Spänen und ähnlichen Metallteilen angewendet, bei denen ein starker Zug der Feuergase die in Schmelzung begriffenen Teile aus dem Ofen führen könnte. Bei Ausführung des Ofens als Kippofen wird der Gießtiegel nach beendigem Schmelzen und Ersatz des Vorwärmers durch eine Abdeckplatte über den Schacht gestellt und mit der gewichts ausgeglichen aufgehängten Schamotteglocke o überdeckt. Er wird dann rasch hellrot glühend und kann so das geschmolzene Metall aufnehmen,

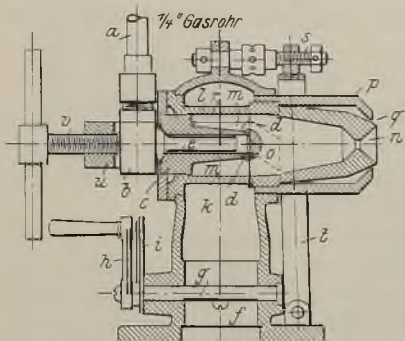


Abb. 13.

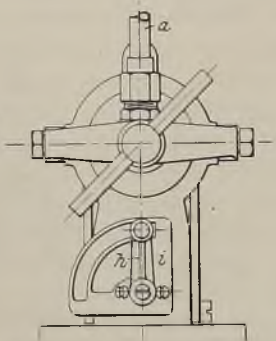


Abb. 14.

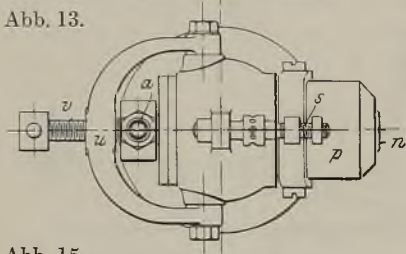


Abb. 15.

Abb. 13—15.
Schmidtscher Ölbrenner.

ohne es stark abzukühlen. Der mit einem den Ölstand anzeigenden Schwimmer d ausgestattete Ölbehälter c wird nach Bedarf mittels einer Flügelpumpe f aus dem Lagerfasse e mit Öl gespeist. Als ein wesentlicher Vorzug des Schmidtschen Ofens wird gerühmt, daß das Metall von unten herauf geschmolzen wird und nicht schon im Vorwärmer zur Verflüssigung kommt.

Die Abb. 13—15 zeigen den Schmidtschen Brenner in einem Schnitte und zwei Ansichten. Durch das Rohr a und den am Öldüsenträger c sitzenden Nippel b tritt das Öl ein und gelangt, nachdem es im Siebrohr e eine letzte Reinigung erfahren hat, durch Schlitze d

in den Mischraum. Ein Ventil gestattet die Regelung der zufließenden Ölmenge, während eine Drosselklappe h g die von unten bei f zuströmende Luftmenge bestimmt; eine Teilung am Bogen i läßt jederzeit den Stand der Klappe von außen genau erkennen. Durch g tritt die Luft in den Hohlraum k und von ihm aus durch tangential angeordnete Schlitze der Hülse l in deren Inneres. Der entstehende Wirbel erfaßt das ihm aus den Düsen entgegenströmende Öl und zerstäubt es zu feinstem Nebel. Das Öl-Luftgemenge wird bei n aus der Hülse gedrängt, wobei seine Teilchen noch weiter zersprüht werden und so der Bildung einer Stichflamme vorgebeugt wird. An der Brennerhülse l sind Kanäle o ausgearbeitet, durch die Zusatzluft in den Hohlraum zwischen der Brennerhülse l und der Hülse p dringt, um durch den Rundspalt q ins Freie zu gelangen und in einem ummantelnden Strome das Öl-Luftgemenge zu umgeben. Durch Verschiebung des Bügels t mittels der Schraube s kann die Hülse p vor- oder rückwärts geschoben und so durch Veränderung der Schlitzweite q die Wirkung der Zusatzluft nach Bedarf geregelt werden.

In den Abb. 16 und 17 ist ein Bueßofen in einer Ansicht und einem Schnitte dargestellt. Der Tiegel e ruht auf einem Schamotteuntersatz d und ist außerdem durch den Ausgußstein h festgehalten. Die feuerfeste Ausfütterung k des Ofens ist von einer Isoliermasse umgeben. Der Brenner o ist frei am Ofen untergebracht, der Ofenhitze nicht ausgesetzt und durch einfache Regulierventile leicht einstellbar. Als ein besonderer Vorzug des Ofens wird die Vorwärmung der Luft gerühmt, die nach Angaben der ausführenden Firma wesentlich zur Verlängerung der Tiegellebensdauer beiträgt. Der Schmelzschacht ruht auf einem geschlossenen Luftbehälter a, durch den die Preßluft

ziehen muß, ehe sie zum Zerstäuber gelangt. Sie wird während des Durchfließens auf etwa 250° , beim Stillstande während des Gießens und der Tiegelfüllung auf etwa 800 bis 900° vorgewärmt. Bei Wiederaufnahme des Schmelzens wird der weißglühende

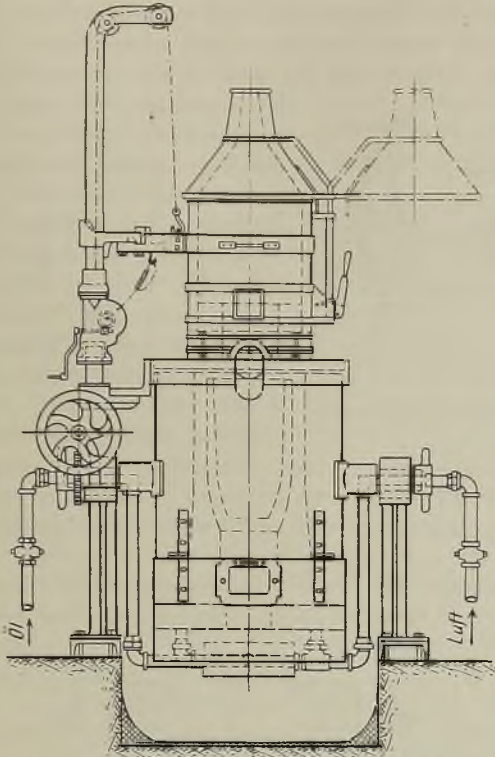


Abb. 16. Anordnung des Bueßschen Ölofens.

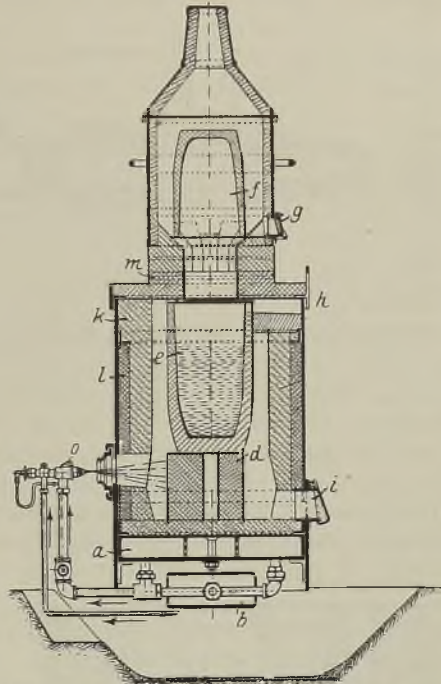


Abb. 17. Schnitt durch den Bueßschen Ölofen.

Tiegel von dem hochoerhitzten Luftstrome kaum angegriffen, während ihm sonst die anfänglich nur mäßig warme Luft sehr schädlich ist. Von Vorteil ist es ferner, die warme Preßluft durch den Ölzwischenbehälter b zu führen. Das Öl bleibt dann dünnflüssig, und die mitunter irrtümlich für Rückstände angesehenen Naphthalin-Kristalle werden fortlaufend verflüssigt. Der Gießtiegel f wird,

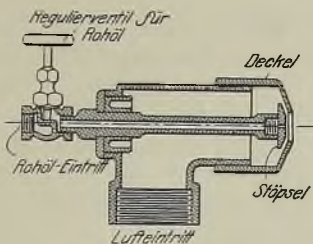


Abb. 18. Rohölbrenner.

wie aus Abb. 17 ersichtlich, vorgewärmt; g ist eine Schauöffnung. Die Klappe i dient zum Abschlacken bei einem plötzlichen Tiegelbruche. Der Ofen wird in diesem Fall, ohne die Wirkung des Brenners zu beeinflussen, etwas nach rückwärts geneigt und so belassen, bis das ausgelaufene Metall wieder ganz geschmolzen ist, worauf es beim Rückkippen durch die Öffnung i ablaufen und aufgefangen

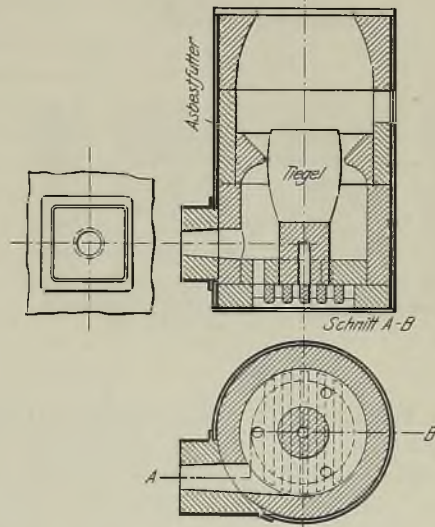


Abb. 19. Amerikanischer Tiegelofen mit Rohölfeuerung.

werden kann. Mit Hilfe von Preßluft werden die festen Rückstände herausgeblasen, worauf ohne Zeitverlust ein neuer Tiegel eingesetzt werden kann¹⁾.

Das zum Heizen von Tiegelöfen verwendete Brennöl kann sehr verschiedener Beschaffenheit sein. Zunächst sind für die Wahl eines Öles wirtschaftliche Gründe ausschlaggebend, darnach hängt es nur von der Bauart des für das Öl zu verwendenden

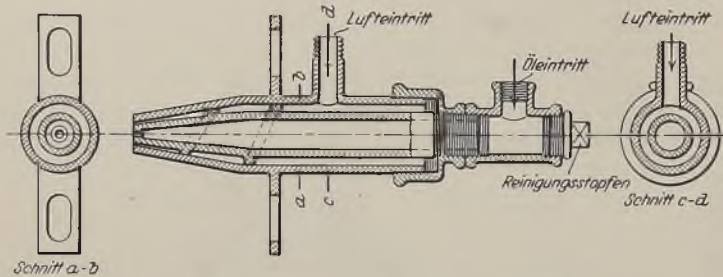


Abb. 20. Heizdüse für Öl- und Naphthalinverbrennung nach Lochner.

Brenners ab, um zu guten Erfolgen zu gelangen. In den Vereinigten Staaten hat ein Rohölbrenner der American Combustion Co., New York, sich gut bewährt²⁾. Abb. 18 läßt die Anbringung des Brenners auf dem Luftzuführungsrohr und die sehr einfache, leicht einstellbare Ausführung des Regulierventils

erkennen. Man erzielt mit nur 0,2 at Pressung unschwer zum Schmelzen von Grauguß ausreichende Wärmegrade. Die Bauart des zur Verwendung kommenden Tiegelofens ist der Abb. 19 zu entnehmen. Bei ihr wurde oberhalb des Tiegels recht reichlich freier Raum vorgesehen, damit die Flamme sich voll entwickeln kann.

Gut bewährt hat sich auch der Viertiegelofen für denselben Brennstoff von Ernst Lochner in Jena, dessen Brennergestaltung der Abb. 20 zu entnehmen ist. Das Teeröl

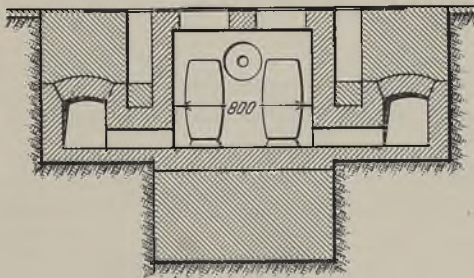


Abb. 21.

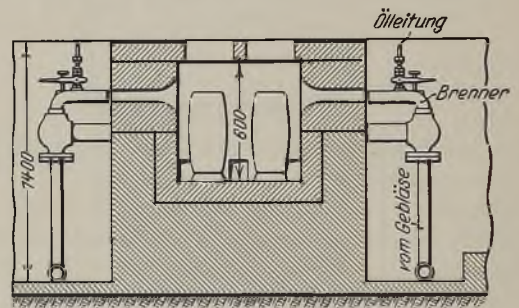


Abb. 23.

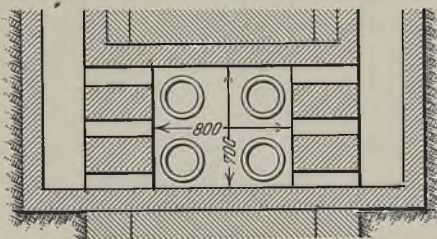


Abb. 22.

Abb. 21—23. Tiegelstahl-Schmelzofen mit 4 Tiegeln.

muß zur Erzielung vollständiger Verbrennung in feinzerteiltem Zustande in den Verbrennungsraum gedrückt werden. Vorbedingung für befriedigende Arbeit aller Ölbrenner ist die leichte Regulierbarkeit der Öl- und der Luftzuführung. Wenn das der Fall ist, fällt die Beschaffung der benötigten Wärmemengen nicht schwer. Die Zerstäubung des Öles kann

durch Preßluft oder durch Gebläseluft erfolgen. Man kann sich diesbezüglich nach den vorhandenen Gelegenheiten einrichten. Die Erreichung von Temperaturen bis zu 2000° soll keine Schwierigkeit bieten, so daß Grau-, Temper- und Stahlgüsse aller Art durchgeführt werden können. Die Abb. 21—23 zeigen die Anordnung der 4 Tiegel mit je 65 kg Fassungsvermögen in einem gemeinsamen Schachte. Der Ofen wird von zwei Seiten befeuert und leistet in 10stündiger Schicht bei einem Verbrauch von etwa 200 kg Teeröl 6 Hitzen.

¹⁾ Über Betriebsergebnisse eines 300 kg-Bueßofens vgl. P. Lennings, Gieß.-Zg. 1913. S. 305.

²⁾ Nach Z. f. prakt. Masch.-Bau 1910. 15. Juni, S. 1202.

In Großbetrieben geht man sowohl mit der Tiegelgröße als auch mit der Anzahl der in einem Schacht unterzubringenden Tiegel noch weiter. So arbeitet die Sivyer-Steel-Casting Co. (Vereinigte Staaten) mit 10 Rohöfen zu je 6 Tiegeln. Diese Öfen (Abb. 24) sind 2,75 m lang, 1,5 m breit und rund 2,0 m tief und ragen 300 mm über Hüttenflur hervor. Der Schmelzraum ist 1,3 m lang, 914 mm breit und 760 mm tief. Vorne und an den beiden Seiten befindet sich ein Reinigungsschacht von 762 mm Breite. Die Brenner, von ihrem Erfinder als „Midasbrenner“ bezeichnet, sind eigentümlicher Bauart. Von einem Zuführungsrohre (links in Abb. 24) aus tropft das Öl auf ein Überlaufgefäß, von dem es der Reihe nach in drei tiefer angeordnete Schalen abtropft. Bei C und D tritt kalte Preßluft in das Öl der obersten Schüssel und darnach auch zu der abtropfenden Ölmenge. Ein Schieber F regelt den Zug, während die zuströmende Luftmenge durch Klappen vor dem

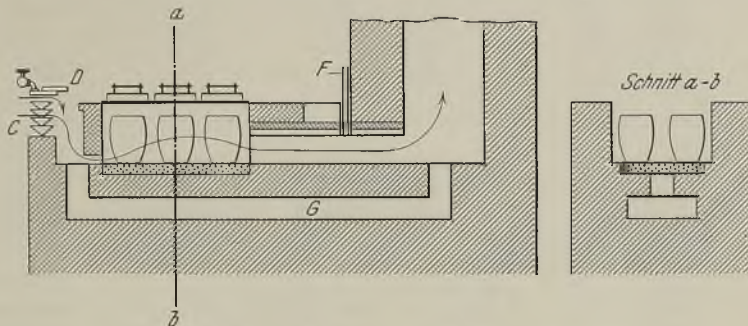


Abb. 24. Tiegelofen der Sivyer Steel Casting Co.

Kammereingänge geregelt wird. Wenn ein Tiegel reißt, wird der Hauptschieber geschlossen und die Flamme durch den Nebenzug G zur Esse geführt. Der Herd, d. h. die Tiegelunterlage besteht aus einem festeingestampften Gemenge von gemahlenem Koks und Tiegelscherben.

Die Tiegel sind ausnahmsweise groß, sie fassen je 75 kg. Der Ölverbrauch beträgt je Tonne geschmolzenen Stahles etwa 1000 kg. Jeder Ofen leistet einen durchschnittlichen Tagesdurchsatz von 1270 kg. Das Niederschmelzen eines Einsatzes währt 2 Stunden und jeder Tiegel verträgt 3–4 Hitzten. Aus guten Silikasteinen aufgeführte Schmelzkammern halten 1500–2000 Hitzten aus.

Tiegelöfen für gasförmigen Brennstoff.

Bei der Erzeugung von Tiegelstahl im großen kommen hauptsächlich die nach ihren Erfindern W. und Fr. Siemens benannten Siemens-Tiegelkammern in Betracht. Bei ihnen wird Brenngas abseits vom Schmelzraum erzeugt, ferner sind gemauerte, von oben bis unten gitterartig mit feuerfesten Steinen ausgesetzte Kammern angeordnet, durch die abwechselnd Brenngas und Luft und die Abgase geleitet werden. Die Steinfüllung der Kammern wird von den abziehenden Verbrennungsgasen auf etwa 800° erhitzt und gibt nach dem Umschalten einen Teil der aufgenommenen Wärme an die Brenngase und die Verbrennungsluft wieder ab. Gas und Luft gelangen hoch erhitzt in die Tiegelkammer und verbrennen dort unter größter Wärmeentwicklung. Abb. 25 zeigt einen solchen Ofen in einem Längs- und Querschnitte. Das im Gaserzeuger B entwickelte Brenngas gelangt durch den Kanal e in die Kammer c, während frische Luft durch den Kanal d in die Kammer b strömt. Gas und Luft steigen in den Kammern empor und treffen sich kurz vor dem Eintritt in die Tiegelkammer A, um sich dort zur Bildung einer heißen Flamme zu vereinigen. Die Verbrennungsgase strömen dann durch die Kammern b¹ und c¹, deren Steinfüllungen allmählich die Temperatur der Abgase annehmen. Sobald das der Fall ist, werden die Klappen h und k umgestellt, Luft und Gas gelangen nun durch die erhitzten Kammern in den Schmelzraum, während die inzwischen auf etwa 500° abgekühlten Kammern b und c von den abziehenden Verbrennungsgasen vorgewärmt werden. Die Vorwärmkammern werden so bemessen, daß jeweils nach Ablauf einer halben oder ganzen Stunde umgeschaltet werden kann¹⁾.

¹⁾ Näheres über solche Wärmespeicher s. S. 186.

Die Wirkungsweise des Siemensschen Tiegelofens setzt ununterbrochenen Tag- und Nachtbetrieb voraus. Er ist darum für kleinere Betriebe ungeeignet. Seine Anlage- und Unterhaltungskosten sind so hoch, daß er nur dort Anwendung finden kann, wo infolge der erforderlichen hohen Temperatur andere Ofenarten nicht zuverlässig genug

erscheinen. Sein Feld ist die Tiegelstahlerzeugung im großen Maßstabe; zum Metall- oder Graueisenschmelzen dürfte er kaum jemals Verwendung finden.

Abb. 26 zeigt einen Tiegelofen, wie er bei der Firma Fried. Krupp A.G. in Essen Anwendung findet. Es ist ein Wärmespeicherofen, der 116 Tiegel faßt. Der Tiegeleinsatz beträgt etwa 45 kg. Die Tiegel sind aus bestem Graphit, enthalten 30–40% Kohlenstoff und werden nur einmal benutzt. Die frisch hergestellten Tiegel bedürfen einer längeren Trockenzeit, ehe sie in Benutzung genommen werden dürfen. Als Einsatzstoff kommen schwedisches Roheisen, weicher oder harter Puddelstahl und selbsthergestellter phosphor- und schwefel-

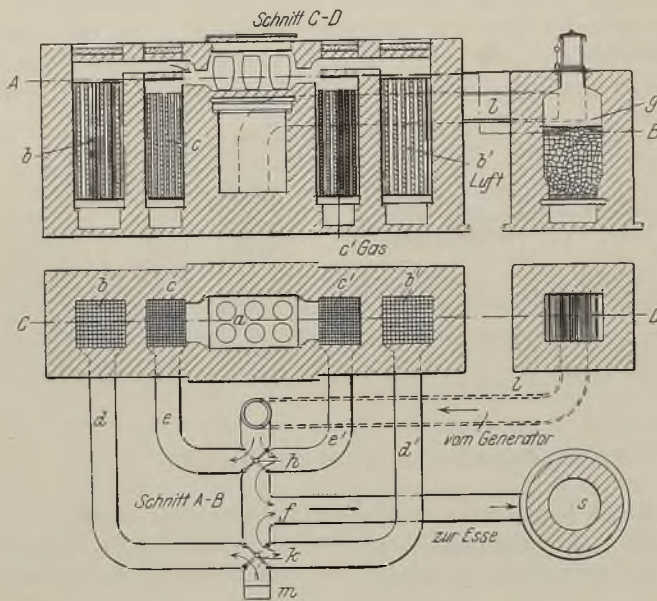


Abb. 25. Tiegelofen mit Siemens-Feuerung.

reiner Siemens-Martin-Stahl zur Anwendung. Die Tiegel werden vor dem Einschieben in den Schmelzofen mitsamt der Beschickung in einem besonderen Glühofen vorgewärmt. Das Schmelzen und Ausheben dauert etwa 6 Stunden; das Vergießen erfolgt durch Trichter oder durch eine Rinne, je nach der Gußgröße und nach der Dünflüssigkeit des

Stahles. Damit der Strahl des flüssigen Stahles beim schwierigen Gießen von großen Stücken nicht abreißt, werden mehrere Rinnen aneinander gereiht; auf diese Weise kann eine ausreichende Zahl von Leuten ihre Tiegel ausgießen. Besonderer Wert wird auf genaueste Einhaltung vorgeschriebener Schmelz- und Gießtemperaturen gelegt, ebenso müssen die vorher bestimmten Gießzeiten gewissenhaft beachtet werden. Bei großen Stücken dauert die Gießzeit bis zu einer Stunde.

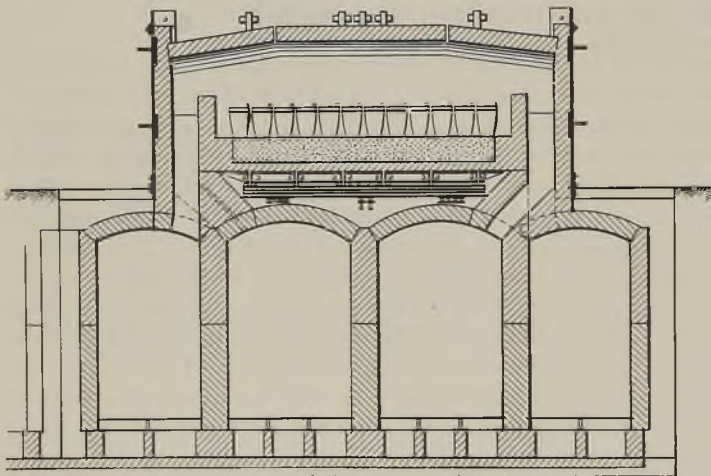


Abb. 26. Tiegelofen mit Siemens-Feuerung.

Naturgas, wie es in manchen Gebieten von Nordamerika vorkommt, hat sich für Tiegelofenbetriebe ausgezeichnet bewährt. Es zeigte sich anderen Feuerungen insbesondere durch das Fehlen jeder Oxydationswirkung überlegen. Im übrigen bietet es alle den Gasfeuerungen eigentümlichen Vorteile. Naturgas arbeitet infolge des niedrigen Gaspreises wirtschaftlicher als alle anderen Feuerungen, spart an Löhnen, ermöglicht je Tiegel und Schicht das größte Ausbringen, bedingt die

geringsten Anlage kosten und erfordert nur verschwindende Unterhaltungskosten. — Bisher wurden drei Ofenformen ausgebildet, die den Abb. 27—29 entsprechen. Der Ofen nach Abb. 27 ist durch eine außenliegende Verbrennungskammer A. der Ofen nach Abb. 28 durch das mit dem Tiegel versenk- und hebbare Unterteil B gekennzeichnet, während der dritte Ofen (Abb. 29) die gebräuchliche Form feststehender Tiegelöfen hat und nur mit einem an seiner Sohle mündenden Gasbrenner ausgestattet erscheint. Alle drei Öfen haben sich in längerem Betriebe für besondere Zwecke mehr oder weniger bewährt, doch erwies sich die Ausführung nach Abb. 29 als für die meisten Ansprüche brauchbar. Diese Form bedingte den niedrigsten Gasdruck und bot im Betriebe die geringsten Schwierigkeiten, um dicht gehalten zu werden. Der Ofen nach Abb. 27 brachte fühlbare Wärmeverluste durch Wärmestrahlung der Wände seiner Verbrennungskammer und außerdem Gasverluste durch häufiges Undichtwerden des Kammeranschlusses. Auch der Ofen nach Abb. 28 wurde bald nach Inbetriebnahme leicht undicht.

Auch mit Mischgas wurden sehr gute Ergebnisse bei Tiegelofenfeuerungen erzielt¹⁾. Bereits im Jahre 1909 hatte A. C. Jonides anlässlich von Verbrennungsversuchen mit Petroleum-Luftgas festgestellt¹⁾, daß sich Mischgas in abwärts gehenden Kanälen verhältnismäßig weit leiten und darnach mit langer Flamme verbrennen läßt, ohne dabei irgendwelche auf dem Wege eintretende Heizwertverluste zu erleiden. Bei Übertragung dieser Tatsache in die Praxis kommt es hauptsächlich darauf an, ein stets gleiches Mischungsverhältnis von Brenngas und Verbrennungsluft aufrechtzuerhalten. Dieses Verhältnis hängt ab vom Eintrittsdruck der Luft und von dem des Gases sowie von den Schwankungen im Verbrauch von Gas und Luft in jedem Einzelfalle. Beim Bezuge des Gases selbst von großen Gasanstalten hat man mit recht beträchtlichen Druckschwankungen zu rechnen, die den Brennwert des Mischgases wesentlich beeinflussen und in der Folge zu recht lästigen Betriebsstörungen führen können. Es war darum notwendig, vor allem in dieser Richtung vorzusorgen. Nach mehrjährigen Bemühungen und Versuchen gelang es schließlich, mit einer als Druckausgleicher oder besser als Mischungsregler bezeichneten Einrichtung nach Abb. 30 einen Apparat zu schaffen, der geeignet ist, etwa entstehende Schwankungen des Mischungsverhältnisses rasch und zuverlässig auszugleichen. Diese Vorrichtung besteht aus einem Gaseinströmventil A und einem doppelwirkenden Lufteinströmventil B, die durch ein Gehäuse C, das eine empfindliche Schwebeglocke D enthält, miteinander verbunden sind. Die Höhlung der Glocke untersteht dem Gasdrucke, während auf ihren Mantel (Außenseite) der Luftdruck wirkt. Nach Einstellung der Glocke auf ein bestimmtes Druckverhältnis bewirkt ein nur wenig höherer Gasdruck sofort eine Drosselung und dann die völlige Unterbrechung des Gasstromes, wobei gleichzeitig die Luftzufuhr bis zum Ausgleich des gegenseitigen Spannungsverhältnisses gesteigert wird. Da eine einseitige Steigerung des Luftdruckes in genau derselben Weise auf die Luftzufuhr und mittelbar auf den Gasdruck wirkt, ist der Mischer imstande, den Gas- und Luftdruck und damit natürlich die zuströmende

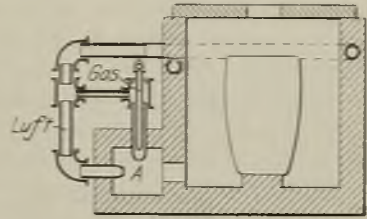


Abb. 27. Gas-Tiegelofen mit außenliegender Verbrennungskammer.

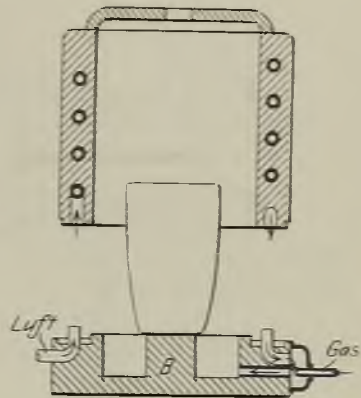


Abb. 28. Gas-Tiegelofen mit beweglichem Unterteil.

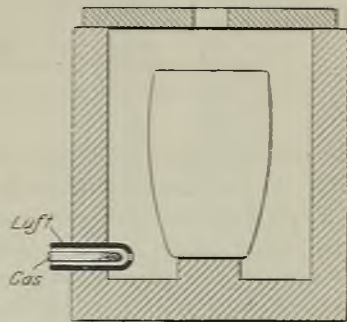


Abb. 29. Gas-Tiegelofen mit seitlich mündender Innendüse.

¹⁾ Engg. 1917. 28. Sept., S. 342. Stahleisen 1918. S. 495.

Gas- und Luftmenge selbsttätig stets im gleichen Verhältnisse zu erhalten, gleichviel ob etwaige Schwankungen auf Änderungen in der Zufuhr oder im Verbräuche des einen oder des anderen Mittels beruhen.

Wenn man einen wirksamen Katalysator in einen Strom gut bemessenen Mischgases (6—7 Raumeile Luft auf einen Raumteil Gas je nach der Güte des Gases) senkrecht zur Fortbewegungsrichtung bringt, so erscheint eine glühende Scheibe, es tritt keine Flammenbildung, sondern nur Oberflächenverbrennung ein. Trifft aber der gleiche Gasstrom auf keinen Katalysator, so läßt sich die Verbrennung örtlich sehr beträchtlich ausdehnen. Jonides hat mit Hilfe eines $\frac{3}{4}$ "-, ja selbst mit einem $\frac{1}{2}$ "-Injektor, den er in einen Kanal aus feuerfestem Mauerwerk wirken ließ, eine fast völlig gleichmäßige Verbrennung auf annähernd 1 m Länge hinauszuziehen vermocht. Grundbedingung

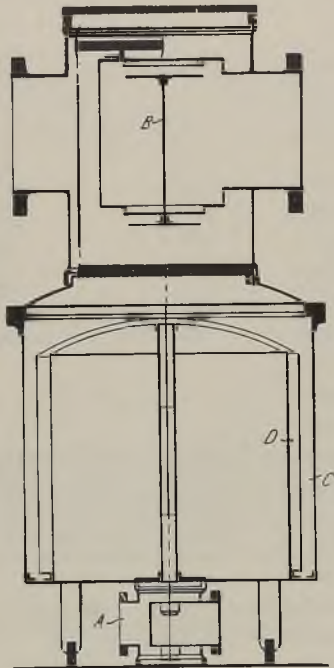


Abb. 30. Mischungsregler für Petroleum-Luftgas.

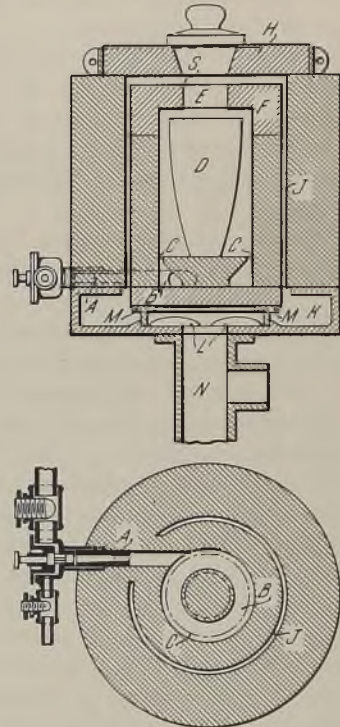


Abb. 31. Mischgas-Tiegelofen.

für gleichmäßig eintretende Verbrennung ist aber, daß der Verbrennungskanal nach oben offen ist und die Abgase zunächst keine Hemmung erfahren. Ein großer Vorteil hinsichtlich des sparsamen Gasverbrauches liegt in der Tatsache, daß die Menge des verbrennenden Gases um so geringer wird, je höher die Temperatur im Verbrennungsraum steigt, welcher Umstand sich leicht aus den Gasgesetzen herleiten läßt. Leitet man die Abgase, anstatt sie unmittelbar in eine Esse steigen zu lassen, durch einen verengten Auslaß von genau bestimmtem Querschnitt abwärts, so wirkt dieses Hemmnis auf den Gaseintritt zurück, und man gewinnt dergestalt durch Hemmung der Gaszufuhr einen Wärmeregler von hoher Zuverlässigkeit, da er ohne jeden bewegten Teil wirkt. Durch entsprechende Bemessung des Abströmquerschnittes ist man in der Lage, schon von vornherein die einzuhaltende Temperatur des zu beheizenden Raumes genau zu bestimmen.

Ordnet man einen ringförmigen Verbrennungskanal mit tangentialer Zuführung des Verbrennungsgemisches an, wie ihn die Abb. 31 erkennen läßt, so gelangt man zu einer äußerst wirksamen Verbrennung. Das Mischgas tritt durch die Düse A in den Verbrennungskanal B, worauf die Abgase durch den Schlitz C in den Tiegelschacht treten, den Tiegel D umspülen, durch die Öffnung E des Überdeckungssteines F in den Raum S unter den Deckel H treten, um dann durch den runden schlitzförmigen Abzugschacht J

in die Bodenkammer K zu kommen, aus der sie durch Schlitze L im Untersatzrahmen M in das zur Esse führende Rohr N gelangen. Diese Feuerungsart bedingt recht wesentliche Gasersparnisse und schont die Tiegel- und Ofenwände in hohem Maße, da man es in der Hand hat, die Flamme ganz gleichmäßig neutral, reduzierend oder oxydierend zu halten.

Eine für mannigfache Gasbrenner verwendbare Ofenform¹⁾ wurde von den Gebrüdern Wagner²⁾ geschaffen. Der Ofen (Abb. 32) besteht aus zwei Teilen, einem feststehenden Oberteil und einem sich um eine lotrechte Achse drehenden Unterteil, der den Tiegel a trägt. Die Drehung des Unterteils wird durch eine Schnurscheibe bewirkt, die mit dem Unterteil fest verbunden ist. Die Brenndüse mündet unverrückbar bei c. Die Brenngase stoßen zunächst auf den unteren Teil des Tiegels, der der stärksten Erwärmung bedarf, und verbreiten sich dann rings um die Tiegelwandung, um schließlich durch den mehrfach durchlocherten inneren Mantel des Schachtobertheiles in die Esse zu gelangen. Das Unterteil ist reichlich genug erweitert, um im Falle des Bruches eines Tiegels das gesamte durchgehende Metall aufnehmen zu können. Derartig gebaute Öfen eignen sich für Gase, die mit geringerem Druck arbeiten können, da bei Anwendung höheren Druckes das Dichthalten der Fuge zwischen den beiden Tiegelteilen Schwierigkeiten bereitet.

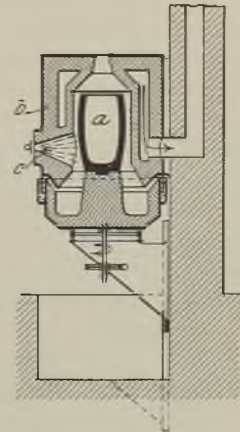


Abb. 32. Gas-Tiegelofen nach Wagner.

Tiegelöfen zum Schmelzen mittels Elektrizität.

Der elektrische Tiegelschmelzofen für Gießereizwecke befindet sich noch in der Entwicklung, trotzdem konnten in der Fachliteratur schon vor Jahren Ergebnisse bekannt gegeben werden³⁾, die manches Gute für die Zukunft versprechen⁴⁾.

Für ganz kleine Schmelzungen, insbesondere für Versuchsschmelzungen, wird der Helberger-Ofen⁵⁾ mit Vorteil benutzt. Abb. 33 läßt seine Ausführung in einem schematischen Schnitte erkennen. Ein Widerstandskörper J aus Kohle steht zwischen zwei Platten A und B aus dem gleichen Stoffe. Ein Zylinder G aus feuerfestem Ton hält eine wärmeschützende Zwischenschicht F aus Magnesit zusammen und wird selbst durch eine Asbestwicklung D vor Wärmeverlusten geschützt. Die Stromzuleitung erfolgt durch die wassergekühlten gußeisernen Ringe R, Keile W vermitteln die Weiterleitung zu den Platten A und B. Im Widerstandskörper J steckt möglichst dicht anliegend ein Graphit- oder Karborundum-Schmelztiegel, über dem eine Ausgußtülle angeordnet ist.

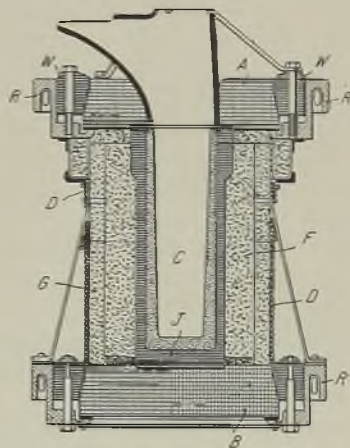


Abb. 33. Elektro-Tiegelofen nach Helberger.

Mit Stromspannungen von 6–12 V und einem Stromverbrauch von 31–62 KWst für je 50 kg Rotguß sollen leicht und rasch beliebige Temperaturen bis zu 1380° erreicht werden⁶⁾, doch ist die durchschnittliche Lebensdauer der Tiegel recht gering (11 Schmelzungen), und man hat es noch nicht recht in der Hand, den Betrieb so zu führen, daß er sich regelmäßig der unteren Grenze des Stromverbrauches nähert. Der Ofen findet infolge der Leichtigkeit, bestimmte Temperaturen rasch zu erreichen und

¹⁾ D.R.P. Nr. 294767.

²⁾ Patentinhaber Gebr. Wagner, Dampfkesselfabrik in Stuttgart-Cannstatt.

³⁾ Stahleisen 1915. S. 107. ⁴⁾ Vgl. auch S. 322.

⁵⁾ Bauart Hugo Helberger in München. Ausgeführt von der Allgemeinen Electricitäts-Gesellschaft in Berlin. (Vgl. Stahleisen 1922. S. 130.)

⁶⁾ Stahleisen 1915. S. 107.

dauernd einzuhalten, zunächst wohl für Versuch- oder Probeschmelzungen, in der geschilderten Form aber noch nicht für laufende Betriebschmelzungen Verwendung.

Dagegen scheinen — günstige Preisverhältnisse des elektrischen Stromes vorausgesetzt — elektrisch betriebene amerikanische Kipptiegelöfen¹⁾ heute schon auch im regelmäßigen Dauerbetriebe den älteren Schmelzanlagen in Bronzeießereien,

Zahlentafel 2.
Leistungen kippbarer Elektrotiegelöfen.

Metall	Betriebsart	kWst für 1 t bei	
		festem Ofen	kippbarem Ofen
Messing	Ununterbrochener Betrieb	400	280
„	Zehnstundenbetrieb ohne Zwischenwärmung	580	400
„	Zehnstundenbetrieb mit Zwischenwärmung	540	397
Bronze	Ununterbrochener Betrieb	500	350
„	Zehnstundenbetrieb ohne Zwischenwärmung	720	500
„	Zehnstundenbetrieb mit Zwischenwärmung	640	467

unter Umständen selbst ölgefeuerten Tiegelöfen, wirtschaftlich und technisch ebenbürtig, wenn nicht überlegen zu sein²⁾. Die Möglichkeit, den Ofen zu kippen, spielt für den Stromverbrauch eine sehr wesentliche Rolle, ebenso die des Warmhaltens während des Stillstandes. Die besten Ergebnisse werden bei Dauerbetrieb erzielt;

diese Betriebsart ist beim elektrischen Schmelzen noch wesentlich nutzbringender als bei den Tiegelöfen mit unmittelbarer Feuerung. Über die verschiedenen Leistungen kippbarer und feststehender elektrischer Tiegelöfen, sowie über die Wirkungen verschiedener Warmhaltung geben die in der Zahlentafel 2 und dem Schaubilde Abb. 34 zusammengestellten Ergebnisse einer Versuchreihe guten Aufschluß³⁾. Wie die Zahlentafel 2 erkennen läßt, ist der kippbare Ofen dem feststehenden wesentlich überlegen. Zu den besseren Ergebnissen mag sein größeres Fassungsvermögen (135 kg Bronze gegen nur 90 kg des feststehenden Ofens) beigetragen haben, die größere Wirtschaftlichkeit kippbarer Tiegelöfen ist aber auch beim gewöhnlichen Koksbetriebe eine feststehende Tatsache.

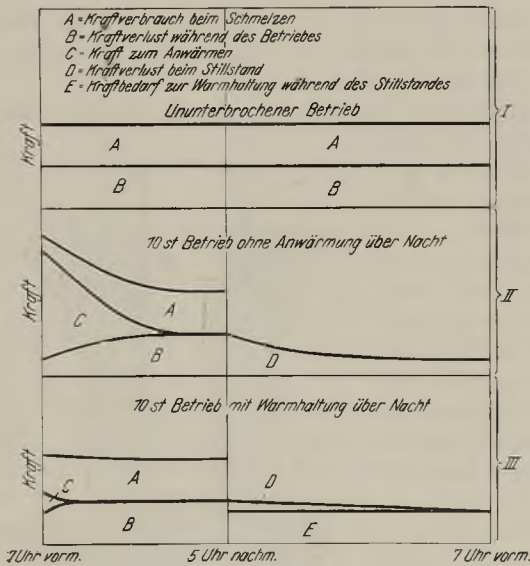


Abb. 34. Ergebnisse von Betriebsversuchen mit amerikanischen Elektro-Tiegelöfen.

Wirtschaftlichkeit des Schmelzens. Das zeigen die im Schaubilde Abb. 34 ersichtlichen Ergebnisse dreier verschiedener Betriebsarten. Bei der ersten wurde Tag und Nacht ununterbrochen geschmolzen, bei der zweiten in zehnstündigem Dauerbetriebe gearbeitet und der Ofen über Nacht sich selbst überlassen, bei der dritten der Ofen nach zehnstündigem Betriebe durch Zuführung elektrischen Stromes bis zur nächsten Schicht warm

¹⁾ Ausgeführt von der Commonwealth Edison Company in Chicago, Illinois.

²⁾ Nach H. H. St. John, Stahleisen 1915. S. 107.

³⁾ Die Versuche wurden von H. H. St. John im Auftrage der Commonwealth Edison Co. in Chicago ausgeführt. Es stand je ein feststehender und ein kippbarer Tiegelofen zur Verfügung.

gehalten. Der ununterbrochene Betrieb (I) bedingt durchaus gleichbleibenden Stromaufwand bei unverändertem Strahlungsverlust und zeitigt für die Stromeinheit die größte Schmelzleistung. Beim gewöhnlichen zehnstündigen Betriebe (II) geht während des Stillstandes ein großer Teil (etwa 30%) der tagsüber aufgewendeten Energie verloren. zur Einleitung des ersten Schmelzens am Morgen ist ein sehr großer Kraftaufwand erforderlich, die Belastung ist andauernd ungleich, der Wirkungsgrad am geringsten. Besser liegen die Verhältnisse, wenn der Ofen während des nächtlichen Stillstandes durch Zuführung einer entsprechenden Strommenge warm gehalten wird (III). Der Energieverlust im Ruhezustande wird geringer, die Belastung des Stromnetzes gleichförmiger und der Wirkungsgrad beträchtlich besser. Die nächtliche Anwärmung kommt besonders dem Ausbringen zugute, sie bewirkt beim feststehenden Ofen eine Steigerung der Schmelzleistung um 25%, beim kippbaren sogar um 50%. Der zur Warmhaltung in der Betriebspause aufgewendete Strom kommt also durch Ersparnisse beim Beginn des Schmelzens reichlich herein, und es ist verfehlt, den Ofen während Betriebspausen, die nicht länger als etwa einen halben Tag währen, abkühlen zu lassen.

Das elektrische Schmelzen im Tiegel bietet den anderen Schmelzverfahren gegenüber eine Reihe Vorteile. Der Luftzutritt läßt sich vollkommen ausschließen, es kann sogar durch Beifügung von etwas Holzkohle zum Schmelzgut für ein reduzierendes Gasgemenge mit voller Sicherheit gesorgt werden. Infolgedessen wird der Abbrand auf ein Mindestmaß gebracht, und die dadurch erzielten Ersparnisse tragen ausgiebig dazu bei, die Kosten der elektrischen Kraft zu decken. Das Schmelzen geht rascher vor sich und läßt sich durch Steigerung des Aufwandes an elektrischer Energie innerhalb weiter Grenzen beschleunigen. Elektrische Öfen geben die Möglichkeit, jede gewünschte Temperatur zu erreichen und während des Arbeitsganges beliebig lange einzuhalten, was bei vielen Legierungen von großer Wichtigkeit ist. Der Betrieb gestaltet sich in vieler Beziehung einfacher und sauberer, und die Arbeiter sind weniger gesundheitlichen Schädigungen ausgesetzt.

Die Wirtschaftlichkeit verschiedener Tiegelheizungen.

Elektrisches Schmelzen. Man wird dasjenige Schmelzverfahren als das vollkommenste bezeichnen können, das die geringsten Wärmeverluste und den geringsten Abbrand verursacht, das die wenigsten Fehlgüsse liefert, am wenigsten Tiegel verbraucht und die geringsten Anlage- und Betriebskosten bedingt. Von diesen Gesichtspunkten aus bietet das elektrische Schmelzen unzweifelhaft wesentlich größere Vorteile als irgendeines der anderen in Frage kommenden Verfahren. Es ermöglicht rasches Schmelzen und bedingt infolgedessen die geringsten Schmelzverluste. Die erzeugte Wärme kann zu wirklich konzentrierter Wirkung gelangen. Beim elektrischen Schmelzen läßt sich ein thermischer Wirkungsgrad von fast 100% erreichen. Im Gegensatz zu den anderen Feuerungen, bei denen jede Beschleunigung des Anwärmens und Schmelzens stetig zunehmende Wärmeverluste durch den Schornstein bedingt, werden solche beim elektrischen Schmelzen vollständig vermieden. Beim Schmelzen im elektrischen Lichtbogen können allerdings sehr erhebliche Wärmeverluste durch Strahlung entstehen, man ist aber über diese Gefahr durch Einschaltung des Metalles selbst als Widerstand hinweggekommen, so daß dessen Masse als Wärmespeicher wirkt. Da beim Elektroofen, wie bei jedem anderen Schmelzofen, die Wärmeverluste, bezogen auf die Gewichts- und Zeiteinheit, mit der zunehmenden Menge des Einsatzes sinken — der größere Metallklumpen im Ofen hat eine weniger Strahlungsverluste bewirkende kleinere Oberfläche — kann nicht der kleinste Ofen der thermisch wirksamste sein. Nach den bisher gemachten Erfahrungen werden die vorteilhaftesten Abmessungen eines zum Schmelzen von Eisen und Stahl dienenden Elektroofens ungefähr bei Tiegelgrößen von 30—50 kg Inhalt zu finden sein. Bei Beurteilung der Wirtschaftlichkeit eines Schmelzverfahrens kommt es nicht allein auf die Kosten einer Wärmeeinheit an, sondern den Ausschlag wird jene Zahl geben, die angibt, welche Kosten zur Erzeugung von 1 kg guter Ware aufzuwenden sind. Hierbei kommen dann noch mannigfache andere Umstände in Betracht. Da der

elektrische Betrieb die Wärmeverluste, die Lohnausgaben, die Schmelzverluste und den Tiegelverbrauch wesentlich verringert, da weiter die Güte der Ware auf elektrischem Wege sich ganz wesentlich verbessern läßt, wird man nicht fehl gehen, wenn man dieser Betriebsart, trotzdem sie noch in den Kinderschuhen steckt, eine sehr gute Entwicklung vorhersagt. Die allgemeine Leistungsfähigkeit eines Betriebes wird sich durch Einführung des elektrischen Schmelzens in bezug auf Güte wie auf Menge der hergestellten Ware in ungleich höherem Maße steigern lassen, als durch noch so weitgehende Verbesserung irgendeines der bisherigen Schmelzverfahren.

Schmelzen mit Koks. Bis vor etwa 20 Jahren war der Koks Alleinherrscher bei sämtlichen Tiegelschmelzverfahren. Lange Zeit wurde nur mit natürlichem Zuge gearbeitet, erst in den letzten Jahrzehnten ist man dazu übergegangen, auch Unterwind anzuwenden. Der natürliche Zug durch entsprechend bemessene Schornsteine ist auch heute noch am meisten gebräuchlich. Die Ofenschächte erhalten runden oder quadratischen Querschnitt. Dem quadratischen Querschnitt wird der Vorteil kleiner Brennstoffspeicher in den Ecken nachgerühmt, die beim Nachfüllen von Koks und beim Weiterstoßen desselben von Vorteil sind. Eine Esse zum Betriebe auf Gußeisenschmelzungen soll mindestens 12 m, eine solche für Stahlschmelzungen mindestens 15 m hoch sein. Beim Arbeiten mit Unterwind werden die Schornsteine entsprechend niedriger bemessen. Die Ofenschächte fassen einen oder zwei, nicht selten auch vier Tiegel. Zwischen den Tiegel- und den Ofenwänden wird meist ein lichter Raum von etwa 75 mm vorgesehen. Es ist nicht gut, den Fuchskanal unmittelbar an den Tiegelschacht anzuschließen: Eine Länge von 4 m ist für wagerechte Fuchskanäle zu empfehlen.

Schmelzen mit flüssigen Brennstoffen. Das Schmelzen mit flüssigem Brennstoffe bietet demjenigen mit Koks gegenüber wesentliche Vorteile. Das Brennöl läßt die vorhandenen Wärmeeinheiten gründlich zur Ausnützung kommen, das Öl bedarf keiner Vorwärmung und liefert schon nach wenig Minuten volle Hitze. Es wird möglich, 85–90% der gegebenen Wärmeeinheiten in nutzbare Wärme umzusetzen, wogegen bei der Koksfeuerung ein sehr erheblicher Teil der erzeugten Wärme mit dem Rauch und Ruß unausgenützt in die Esse geht. Nach den bisher vorliegenden Feststellungen entspricht der Wirkungsgrad guter Ölheizungen etwa einem Werte von 0,9 gegenüber demjenigen von 0,3 bei bestarbeitenden Koksheizungen. Sehr wesentlich zugunsten des Brennöls spricht auch der geringe, erforderlich werdende Lohnaufwand. Ein Mann vermag leicht mehrere Feuerstellen zu überwachen, und zudem werden die sonst erforderlichen Löhne für die Vorbereitung des Kokses, für seine Lagerung und Beförderung, für das Abschlacken, die Beseitigung der Asche und anderes mehr erspart. Das Brennöl wird in einem Behälter aufbewahrt, dem es durch eine kleine Pumpe zugeführt wird, und aus dem es durch sein Eigengewicht der Verbrennungsstelle zufließt. Ferner fällt die leichte Möglichkeit, bestimmte Wärmegrade genau einzuhalten, vorteilhaft ins Gewicht. Bei den meisten in der Gießerei in Frage kommenden Schmelzungen spielt auch die Vermeidung einer Schwefelaufnahme aus dem Koks eine recht wesentliche Rolle.

Ursprünglich war man geneigt, den bei den ersten Versuchsheizungen mit flüssigen Brennstoffen aufgetretenen größeren Tiegelverschleiß als einen dem Verfahren eigentümlichen Übelstand anzusehen. Seitdem man aber gelernt hat, die Flamme ausreichend reduzierend zu halten, hat sich der ursprüngliche Nachteil zum Vorteil gewandt: Man versteht es nun, mit den Tiegeln weiter zu kommen als bisher, wozu auch die größere Schonung infolge Fortfallens der reibenden Beanspruchung durch die festen Brennstoffe beigetragen hat. Man arbeitet mit Hoch- oder mit Niederdruckbrennern, beide bieten gewisse Vorteile. Niederdruckbrenner verbrauchen mehr Öl, schonen aber die Tiegel und das Mauerwerk mehr als Hochdruckbrenner.

Vergleichende Schmelzungen in gas-, öl- und koksgefeuerten Öfen. Gründliche, an der Universität von Sheffield vorgenommene Vergleichschmelzungen¹⁾ mit Tiegeln von 15 kg Fassungsvermögen zeitigten folgende Erfahrungen:

1. Gas- und ölgefeuerte Öfen ergeben stets ein größeres Ausbringen je Zeiteinheit und Tiegel als koksgefeuerte Öfen.

¹⁾ Näheres s. Eng. 1917. 6. April, S. 311. Stahleisen 1917. S. 1099.

2. Im ölgefeuerten Ofen kann die erste Schmelzung am raschesten durchgeführt werden.

3. Die größte Schmelzgeschwindigkeit ergibt der Gasofen.

4. Die gesamten Schmelzkosten verhielten sich bei Gas-, Koks- und Ölschmelzungen wie 100 : 135 : 276.

5. Der Koks-Tiegelofen ergibt die geringsten Metallverluste.

6. Die Schwefelaufnahme war am geringsten beim Schmelzen mit Öl und am höchsten bei dem mit Koks.

Die in Beurteilung gekommenen Schmelzungen wurden zwar mit Bronze durchgeführt, sie geben aber auch so wertvolle Anhaltspunkte zur Beurteilung der Wirtschaftlichkeit der verschiedenen Schmelzverfahren. Zu berücksichtigen ist der Einfluß der nicht mitgeteilten Preise des Gases und des Brennöles, die die angegebenen Kostenverhältnisse ganz wesentlich beeinflussen müssen, insbesondere ist heute mit ganz wesentlich niedrigeren Ölpreisen, als sie damals galten, zu rechnen.

Weitere Versuche, die dann in 30iger Tiegeln, mit Kupfer-Nickellegierung (80 : 20), nur mit Gas und mit Koks als Brennstoff durchgeführt wurden, ergaben die wesentliche Überlegenheit des Gasofens über den Koksofen. Das Gas hatte einen Heizwert von 4700 kcal/m³ und wurde dem Ofen durch einen Doppelbrenner unter einem Drucke von 75—150 mm/QS zugeführt. Es verhielten sich dann die Schmelzkosten beim Gasofen zu denjenigen des Koksofens wie 24 : 36. Der Gasofen schmolz wesentlich rascher. Im Koksofen konnten in der Schicht nur 6 Schmelzungen durchgeführt werden, während es leicht fiel, in derselben Zeit im Gasofen 10 Schmelzungen fertig zu bringen.

Die Schmelztiegel.

Die Schmelztiegel¹⁾ bestehen in der Hauptsache aus Graphit und feuerfestem Ton. Der verwendete Graphit soll möglichst großschuppig sein, um nach dem Brennen ein mehr oder weniger zusammenhängendes Gerüst zu bilden, innerhalb dessen der Ton guten Halt findet. Da sich die Graphitblättchen nach ihren Spaltflächen leicht verschieben, ist ein Tiegel um so elastischer und gegen raschen Temperaturwechsel um so unempfindlicher, je größer seine Graphitblättchen sind. Neben der Grobblättrigkeit kommt viel auf die Reinheit des Graphits an. Mineralische Beimengungen bilden während des Brandes zusammenbackende, die Tiegelwand durchsetzende Schlacken, die der Brauchbarkeit des Tiegels ein rasches Ende bereiten können. Durch grobschuppige Form und große Reinheit gleich ausgezeichnet sind die Ceylon-, Passauer-, Ticonderogagraphite und die Graphite aus dem bayerischen Wald²⁾. Aber auch die für Graphittiegel bestgeeigneten Sorten müssen vor ihrer Verwendung gründlichen Reinigungsprozessen unterworfen werden³⁾.

Von gleicher Wichtigkeit ist die Beschaffenheit des zweiten Bestandteiles, des Tones⁴⁾. Seine Feuerbeständigkeit soll nicht unter Segerkegel 26 und nicht über Segerkegel 32 liegen. Er soll gute Festigkeit besitzen, d. h. beim Trocknen und Brennen möglichst wenig schwinden. Dann soll er gute Bindekraft aufweisen, um mit den anderen Bestandteilen eine recht gleichartige Masse zu bilden, und große Dichte haben⁵⁾. Vor seiner

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 573. ²⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 611.

³⁾ Das gewöhnliche Schlämmen reicht nicht aus. Wirksamer sind die Verfahren von Gebr. Besell in Dresden (D.R.P. Nr. 39 369, Mischung des Graphits mit in Wasser unlöslichen Fetten und Behandlung des stark gewässerten Breies mit Kreide und Salzsäure), von Dr. H. Langbein in Niederlöbnitz (D.R.P. Nr. 109 533, Behandlung des mit Wasser verdünnten Graphitbreies mit konzentrierter roher Schwefelsäure), von Gebr. Douglas in Strehla a. d. S. (D.R.P. Nr. 119 592 und 125 304, Vermengung des rohen gepulverten Graphites mit Fluorammonium und Behandlung mit konzentrierter roher Schwefelsäure) und von Dr. Putz in Passau (D.R.P. Nr. 12 942, Mischung des zerkleinerten Rohgraphites mit Wasser und Petroleum, Zermahlen des Breies und schließliches Schlämmen oder Absieben).

⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 563.

⁵⁾ Diese Eigenschaften besitzt in hervorragendem Maße ein Ton aus Klingenberg a. M., der denn auch für Schmelztiegel am meisten bevorzugt wird und sogar in Amerika Abnehmer findet. (U. a. bezieht die Dixon Crucible Company ihren Ton von dort.)

Verwendung wird der Ton in Trockenkammern oder auf Plandarren getrocknet, dann fein gemahlen oder zerstampft und schließlich sorgfältig gesiebt. Um dem Schwinden und Reißen des Tons zu begegnen, setzt man der Tiegelmasse Quarzsand oder Schamotte aus zerriebenen Tiegelscherben, mitunter auch Kokspulver und ausnahmsweise Asbest in etwa 3 mm langen Fasern zu¹⁾. Die verschiedenen Bestandteile werden in eisernen Trögen trocken innig gemischt, angefeuchtet, geknetet, einige Zeit gelagert, in Tonschneidern durchgearbeitet und schließlich in sog. Maukgruben einem wochen-, mitunter monatelang währenden Faulungsprozesse (dem Mauken) unterworfen.

Die Tiegel erhalten ihre Form durch Abdrehen auf Drehscheiben, wie sie in Töpfereien gebräuchlich sind, durch Einschlagen der Masse in geteilte oder ungeteilte hölzerne oder eiserne Formen (Nonne und Mönch), durch Pressen mittels hydraulisch oder mechanisch betätigter Sonderformmaschinen²⁾ oder durch Abdrehen über Gipsmodellen mit der Dinseschen Tiegeldrehmaschine³⁾. Nach dem Formen werden sie einem Trocken- und Brennverfahren unterworfen. Das Trocknen erfordert 6–10 Wochen und ist beendet, wenn die Tiegel beim Anschlag mit dem Hammer einen metallischen Klang geben. Einzelne,

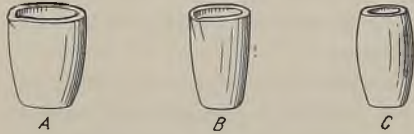


Abb. 35. Gebräuchlichste Tiegelformen.

ihre Tiegel selbst herstellende Stahlwerke verwenden die Tiegel in diesem Zustande, im allgemeinen folgt aber dem Trocknen das 8–10 Stunden beanspruchende Brennen. Die trockenen Tiegel erhalten vorher einen Anstrich zum Schutze gegen die reduzierenden Wirkungen, denen sie später im Betriebe ausgesetzt sind. Die vielfach als Fabrikgeheimnis behandelten, mitunter auch unter Patentschutz gestellten Anstriche bestehen aus feuerfestem Ton, Magnesit, Borax, Braunstein und anderen Stoffen. Zum Brennen werden die Tiegel in rechteckige Öfen mit seitlichen Türen gebracht und

Zahlentafel 3.

Abmessungen der Tiegel für Messingschmelzungen.

Tiegel Nr.	Äußere Tiegelhöhe mm	Oberer äußerer Durchmesser mm	Tiegel Nr.	Äußere Tiegelhöhe mm	Oberer äußerer Durchmesser mm	Tiegel Nr.	Äußere Tiegelhöhe mm	Oberer äußerer Durchmesser mm
1	95	85	16	230	185	90	375	340
2	115	95	18	240	200	100	390	340
3	125	105	20	255	210	120	415	350
4	135	120	25	270	225	130	435	350
5	160	130	30	280	230	150	440	365
6	170	135	35	295	250	200	510	410
7	175	145	40	310	265	250	580	415
8	175	155	45	315	280	300	610	420
9	185	180	50	335	285	400	690	470
10	190	180	60	345	285	500	750	560
12	210	180	70	355	300	1000	860	580
14	220	180	80	365	315			

ringsum in kleine Koksstückchen eingepackt. Das Feuer soll so langsam anbrennen, daß die Oberfläche der Kokspackung nicht vor 6 Stunden zum Erglühen kommt. Um den gebrannten Tiegeln eine schöne Glasur zu geben, salzt man sie nach dem Brennen. Zum Schutze gegen vorzeitiges Rissigwerden werden sie mitunter, wenn sie auf etwa 100° C abgekühlt sind, mit einer Lösung von Harz oder Teer in Terpentin oder Holzgeist bestrichen. Die fertigen Tiegel können bei gleicher Zusammensetzung hell- oder

¹⁾ Das Mischungsverhältnis schwankt von 2–3 Teilen Graphit auf 1 Teil Ton und von 5 bis 25 Teilen Magerungsmittel auf 100 Teile Graphit-Tongemenge.

²⁾ Abbildung und Beschreibung einer solchen Maschine s. Gieß.-Zg. 1908, S. 240.

³⁾ Beschreibung und Abbildung vgl. Gieß.-Zg. 1909, S. 81.

dunkelgrau erscheinen. Die Verschiedenheit der Farbe beruht auf Oxydationswirkungen während des Brennens und bedingt keine Qualitätsunterschiede¹⁾.

Abb. 35 zeigt bei A, B und C die gebräuchlichsten Tiegelformen. Form A dient vorzugsweise für Messing-, Form B für Rotguß- und Form C für Stahl- und Graugußschmelzungen. Die Tiegelgröße wird nach Nummern bezeichnet; nach deutschem Gebrauche entspricht der Zahleneinheit ein Fassungsvermögen von 1 kg Messing²⁾. Ein Tiegel Nr. 1 faßt demnach 1 kg, ein Tiegel Nr. 10 10 kg, ein Tiegel Nr. 80 80 kg usw. In der Zahlentafel 3 sind die Abmessungen der Tiegel der Form A zusammengestellt³⁾.

Allgemeine Betriebsregeln.

Vorwärmen der Tiegel. Wenn ein Tiegel aus dem Brennofen kommt, enthält er weniger als 0,25% chemisch gebundenes Wasser. Beim Abkühlen nimmt er aber aus der Luft Feuchtigkeit auf, die durch möglichst allmähliche Erwärmung auf mindestens 120° C und längeres Erhalten des Tiegels in dieser Wärme wieder ausgetrieben werden muß. Wird das Nachtrocknen unterlassen, so bringt das in der Tiegelwandung enthaltene Wasser den Tiegel in ernste Gefahr. Die Wasserverdunstung kann mit der raschen Temperatursteigerung beim Schmelzen nicht Schritt halten, das Wasser verdampft zu plötzlich und sprengt Teile der Tiegelmasse ab. Solche Erscheinungen treten besonders häufig an den unteren Teilen der Schmelztiegel auf, die leichter außergewöhnliche Benetzungen erfahren können (z. B. wenn ein Tiegel einige Zeit auf nassen Formsand gestellt wird), ferner sind dort die Wandstärken am größten, die Feuchtigkeit kann sich weiter von der Oberfläche zurückziehen, und schließlich weil diese Teile häufig der raschesten und höchsten Erhitzung unterworfen sind. Zur Vermeidung solcher Schäden müssen die Tiegel durchaus trocken und möglichst warm gelagert werden. Man bringt sie an den Wänden der Trockenkammern, in nächster Nähe der Tiegelöfen oder in Räumen unter, deren Boden die Decke einer Trockenkammer bildet. Die letzte Aufbewahrungsart ist die beste, sie beläßt die Tiegel andauernd ziemlich gleichmäßig warm, während sie in der Trockenkammer abwechselnd heiß und kalt werden. Einige Gießereien haben besondere Glühöfen, in denen die Tiegel in nicht weniger als 20 Stunden auf Glühhitze gebracht werden, um dann bis zum Einsetzen in den Schmelzschacht glühend erhalten zu bleiben. Solche Werke haben nie über Abblättern ihrer Tiegel zu klagen.

Tiegeluntersätze. Die Tiegel stehen nicht unmittelbar auf dem Rost, wo ihr unterer Teil den Wirkungen der kalten Luft ausgesetzt wäre, sondern auf einem Untersatz (Käse) aus Schamotte oder Tiegelmasse, dessen Umfang gleich dem äußeren Umfange des Tiegelbodens ist. Die Höhe des Untersatzes ist verschieden, je nach den im Ofen zu erzeugenden Temperaturen. Für Messingschmelzungen genügt eine Höhe von 6–8 cm, für Grauguß von 15 cm, für Hartstahl- und Weichstahlschmelzungen von etwa 20 cm. Für Eisen- und Stahlschmelzungen werden Untersätze verwendet, deren obere Fläche eine Vertiefung hat, die mit Koksasche ausgefüllt wird. Bei Unterlassung dieser Vorsichtsmaßregel schmelzen Tiegel und Untersatz häufig — bei Schmelzungen von weichem Stahl regelmäßig — zusammen, was Schwierigkeiten beim Ausheben des Tiegels und Aufenthalte beim Einsetzen eines neuen Tiegels zur Folge hat.

Schutzanstriche. Neue Tiegel bedürfen keines Schutzanstrichs. Ein solcher könnte durch Hemmung des Wärmeüberganges nur schädigend wirken. Dagegen wird die Lebensdauer gebrauchter Tiegel beträchtlich verlängert, wenn sie vor jeder neuen Schmelzung eine schützende Decke erhalten, deren Stärke etwa $\frac{2}{3}$ der abgeschmolzenen Wandstärke entspricht. Die Schutzmasse besteht in der Hauptsache aus einem Brei von gemahlenern Tiegelscherben, feuerfestem Ton und etwas scharfem Sand. Das Anmachen, Auftragen und Trocknen des Schutzanstriches erfordert große Erfahrung und

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1913. S. 2154.

²⁾ In Amerika entspricht der Zahleneinheit ein Inhalt von 3 englischen Pfund (zu 0,45 kg), so daß z. B. ein amerikanischer Tiegel Nr. 80 etwa 240 englische Pfund oder 109 kg Metall von 8,0 spezifischem Gewicht faßt. In England wird sowohl nach Kilogramm wie nach englischen Pfunden numeriert.

³⁾ Nach einer Liste der Gebr. Bessel in Dresden-Neustadt.

Gewissenhaftigkeit, sonst ist das Verfahren zwecklos, unter Umständen den Tiegeln sogar gefährlich. Richtig angewendet vermag es die Lebensdauer der Tiegel durchschnittlich um etwa 30% zu verlängern; es lohnt sich also wohl, Mühen und die geringen Kosten zu seiner Erlernung aufzuwenden.

Füllen und Einsetzen. Die Tiegel können im kalten Zustand gefüllt werden — wie es bei Grauguß- und Stahlschmelzungen die Regel ist — oder man bringt das Schmelzgut mit Hilfe eines Blechtrichters in den im Ofen glühend gewordenen Tiegel; größere Stücke werden dann mit der Zange eingelegt. Das Schmelzen geht um so rascher vor sich, je dichter das Metall im Tiegel verpackt ist. Darum ist das Füllen im kalten Zustande vorzuziehen, es lassen sich dabei sperrige Stücke besser verteilen und kleine Teile, wie ausgesuchter Schrott, Nietenköpfe oder Hufnägel gut zusammenrütteln. Wenn viel sperrige, eine schlechte Füllung des Tiegels ergebende Stücke geschmolzen werden müssen, setzt man auf den Tiegel Aufsätze (Abb. 40—43), die einen Teil des Schmelz-



Abb. 36. Tiegelzange.

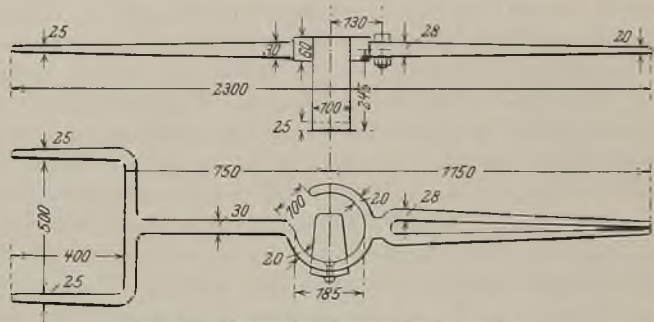


Abb. 37. Traggabel für Schmelztiegel.

gutes aufnehmen und entfernt werden, sobald ihr Inhalt mit fortschreitendem Schmelzen in den darunter befindlichen Tiegel gegliitten ist.

Ausheben. Die meisten Tiegel haben mehr durch ungeschicktes Anfassen beim Ausheben und Gießen als durch Schmelzbeanspruchungen zu leiden. Zum Ausheben sollen nur weit nach unten greifende, in verschiedener Höhe klemmende Zangen (Abb. 36) und zum Gießen Traggabeln mit Fuß (Abb. 37) verwendet werden.

Koksgröße. Die Größe der Koksstückchen ist von weitergehender Wichtigkeit, als häufig angenommen wird. Zu große Stücke versperren den Raum zwischen dem Tiegel und der Schachtwand, verhindern das selbsttätige Abwärtsgleiten der Brennstoffsäule und gefährden die Tiegel beim notwendig werdenden gewaltsamen Nachstoßen. Allzu kleine Stücke bewirken Stauungen des Windes in den unteren Teilen des Schachtes, die infolgedessen zu stark erwärmt werden, während im oberen Teile die Temperatur zu niedrig bleibt. Der Fortschritt des Schmelzens wird verzögert, Brennstoff vergeudet und das Mauerwerk des Schachtes, sowie die untere Hälfte der Tiegel rascherer Abnutzung unterworfen. Am besten bewährt sich gut ausgesiebter Koks von Nuß- bis Hühnereigröße.

Das Schmelzen von Eisen und Stahl.

Allgemeines.

Die Erzeugung des Tiegelstahls im Großbetrieb gehört ihrem Wesen nach in das Gebiet des Eisenhüttenwesens und wurde in ihren Haupteigentümlichkeiten bereits an anderer Stelle behandelt¹⁾, während der Herstellung von Temperguß ein eigener Abschnitt gewidmet ist²⁾. Es erübrigt hier nur die Behandlung des Tiegelgraugusses und der Hart- und Weichstahlschmelzungen im Kleinbetriebe.

Die Durchführung von Grauguß- und Hartstahlschmelzungen bietet keine sonderlichen Schwierigkeiten, dagegen erfordert das erfolgreiche Schmelzen von weichem Stahl,

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 230. ²⁾ Vgl. S. 440.

der ohne vorhergehende Warmbehandlung schmiedbar und im kalten Zustande biegsam sein soll, große Erfahrung, Mühe und Gewissenhaftigkeit. Hier spielt schon die richtige Tiegelform eine große Rolle. Die erforderliche Hitze ist so groß, daß Tiegel, deren Durchmesser ein gewisses Maß überschreiten, nicht mehr imstande sind, so lange Zeit Widerstand zu leisten, wie erforderlich ist, um ihren Inhalt dünnflüssig genug zu machen. Etwas weniger schädlich ist eine Steigerung der Tiegelhöhe, immerhin wächst mit ihr die Gefahr des Abreißen der Tiegel beim Ausheben. Auch die Vergrößerung der Tiegelfwandstärken ist begrenzt, denn bei Überschreitung eines gewissen Maßes wird die Wärmeübertragung so sehr gehemmt, daß die Tiegel selbst erweichen und zu schmelzen beginnen, noch ehe ihr Inhalt gießfertig geworden ist. Tiegel mit gießfertigem weichem Stahl haben gegen äußere Eindrücke kaum mehr Widerstandsfähigkeit als etwa 5 mm starkes, weiches Treibriemenleder, besitzen aber nicht dessen Zähigkeit.

Umfangreiche, in der Stahl- und Weicheisengießerei einer ersten deutschen Maschinenfabrik durchgeführte Versuche¹⁾ haben die in Abb. 38 in einem Schnitte dargestellte Tiegelform als für Weichstahlschmelzungen bestgeeignet ergeben. Für Graugußschmelzungen erwiesen sich Tiegel nach Abb. 39 besser geeignet, bei der hier in Frage kommenden niedrigeren Temperatur hält schon eine geringere Wandstärke ausreichend Stand.

Zum Schmelzen von Graueisen und von Temperguß sind zwei verschiedene Verfahren in Anwendung. Nach dem ersten bringt man zunächst die kleinen Stücke — Brucheisen und etwaige Schmiedeisen- oder Stahlabfälle — in den Tiegel und setzt darüber das Roheisen auf, d. h. man stapelt noch über den oberen Tiegelfrand Roheisenbrocken auf das im Tiegel untergebrachte Eisen auf. Man erreicht so jeden beliebigen Füllungsgrad des Tiegels mit flüssigem Eisen, muß aber eine Beeinflussung des schmelzenden Eisens mit in Kauf nehmen, die an die Veränderungen beim Kuppelofenprozeß nahe herankommt. Nach dem anderen Verfahren erhält jeder Tiegel einen Aufsatz (Abb. 40—43), der groß genug ist, um eine ausreichende Füllung mit flüssigem Eisen zu gewährleisten. Sobald das gesamte im Tiegel und seinem Aufsatz untergebrachte Eisen flüssig geworden ist, entfernt man den Aufsatz, schließt den Tiegel mit einem Deckel ab und überläßt ihn der Hitzewirkung, bis sein Inhalt dünnflüssig genug geworden ist.

Für harte und weiche Stahlgüsse müssen die Tiegel schon beim Beginn des Schmelzens dicht verschlossen werden. Als Deckel werden gewöhnlich Böden von unbrauchbar gewordenen Tiegeln benutzt; sie werden mit einem etwa 5 cm großen runden Loche versehen, das zur Beobachtung des Schmelzvorganges dient und zum Schutze gegen Einwirkungen aus dem Schachtraume mit einem darüber gelegten Tiegelscherben abgeschlossen wird.

Der Einsatz. Die Grundlage für Grau-Feingußschmelzungen bildet ein mäßig kohlenstoff- und siliziumreiches Roheisen. Der Kohlenstoffgehalt wird oft noch durch Zusatz von Stahl- oder Schmiedeisenzusätzen herabgedrückt. Die Zusammensetzung des Einsatzes entspricht ungefähr derjenigen der herzustellenden Abgüsse, zu berücksichtigen ist aber eine geringe Siliziumaufnahme (siehe weiter unten) aus den Tiegelfwänden.

Für die erlesensten Sorten von Gußstahl besteht der Einsatz aus Schweißstahl oder Zementstahl, für allgemeine Formgußzwecke ersetzt man die teuren Stahlsorten durch billige Abfälle von Siemens-Martin- oder Birnenstahl. Häufig setzt man, um dichte Güsse zu erzielen, dem Rohstahl kleine Mengen von grauem Roheisen oder von Ferrosilizium zu (z. B. auf 100 Teile Stahl 2 Teile Siliziumeisen mit 10⁰/₀ Silizium), mitunter auch etwas Ferromangan, sofern der eingesetzte Stahl nicht schon selbst genügend manganhaltig

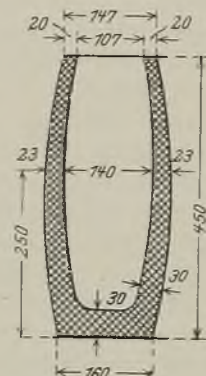


Abb. 38. Tiegel für Weichstahlschmelzungen.

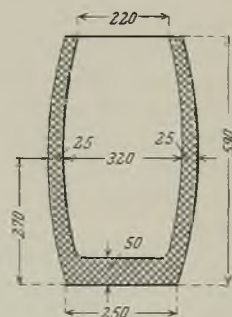


Abb. 39. Tiegel für Graugußschmelzungen.

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1904. S. 255.

ist. Der Gesamtsiliziumgehalt soll 0,6%, der Mangangehalt 1% keinesfalls überschreiten.

Zur Herstellung von Weichstahlgüssen eignen sich vorzugsweise Abfälle von Siegerländer Hufstabeisen, oder von schwedischem Hufnagelisen. Je nachdem ein mehr oder minder hochwertiger, d. h. im kalten Zustande verbiegbare Guß erreicht werden soll, wird das siegerländer oder das schwedische Eisen bevorzugt. Der höchstwertige Guß wird mit reinem schwedischem Eisen erreicht¹⁾.

Der Schmelzverlauf. Die Tiegel werden zur ersten Schmelzung gefüllt oder leer auf ihre Untersätze in den gut vorgewärmten Schacht eines Unterwindofens (Abb. 3) gestellt²⁾. Nach ihrer Füllung macht man ein Holzfeuer an, das ausreicht, um den darüber geschütteten Koks zu entzünden. Die erste Koksfüllung reicht nur bis auf etwa $\frac{2}{3}$ Tiegelhöhe. Nachdem der gut in Brand geratene Koks mit einer Eisenstange gleichmäßig um alle Tiegel verteilt und auf den Rost gestoßen worden ist, füllt man den Schacht bis zur unteren Mündung des Fuchses mit Koks. Erst wenn angenommen werden kann, daß die Koksfüllung unter der Wirkung natürlichen Zuges annähernd bis zum oberen Tiegelerande ins Glühen geraten ist, darf die Türe geschlossen und Wind gegeben werden. Der Winddruck soll nicht mehr als 5 cm Wassersäule (gemessen einige Zentimeter unter dem Roste) betragen, sonst verbrennt der Koks zu rasch, und es bleibt nicht genug Zeit zur Wanderung der Wärme bis in das Innere der Tiegel. Nach Verlauf von etwa $1\frac{1}{2}$ Stunden ist die Koksfüllung bis zur halben Tiegelhöhe abgebrannt. Bei Schmelzungen von Gußeisen ist zugleich der Einsatz dünnflüssig genug geworden, um vergossen zu werden. Besteht der Einsatz aus Hart- oder Weichstahl, so pflegt er in diesem Zeitpunkte eben flüssig geworden zu sein und noch zu „kochen“³⁾. Der Schacht wird ein zweites Mal mit Koks gefüllt und dann mit dem Schmelzen fortgeföhren. Nach weiteren $\frac{5}{4}$ Stunden ist der Koks wiederum bis auf etwa halbe Tiegelhöhe abgebrannt, und nun muß auch der Stahl annähernd gießfertig sein. Zur Prüfung seiner Beschaffenheit schiebt man den das Deckelloch verschließenden Tiegelscherben zur Seite und taucht eine hellrot vorgewärmte Eisenstange in den Tiegel. Anfänglich bleibt an ihr schwarze Schlacke von blasigem Bruche hängen. Die Schlacke wird bald heller und dichter. Sobald sie am Stabe verschwunden ist, hat der Einsatz die richtige Gießtemperatur erreicht. Man läßt ihn noch etwa 30 Minuten lang bei geschlossenem Tiegel ruhig im Schachte stehen und gibt ihm kurz vor dem Vergießen kleine Zuschläge von mangan- und siliziumhaltigem Eisen.

Beim Schmelzen von weichem Stahl empfiehlt es sich, etwas langsamer zu schmelzen. Das Abbrennen jeder der beiden Schachtfüllungen soll mindestens $1\frac{1}{2}$ Stunden währen. Eine ausgiebigere Hitzewirkung auf das Schmelzgut wird durch die schmale hohe Tiegelform bedingt, die zugleich einen höheren Brennstoffaufwand zur Folge hat. Wenn beim Abbrennen der zweiten Koksfüllung auf halbe Tiegelhöhe die Schmelzung von Weichstahl noch nicht vollendet ist, so ist sie in den meisten Fällen verunglückt. Läßt man den Koks weiter abbrennen, so tritt statt einer Temperatursteigerung ein rascher Temperaturfall ein (die Tiegel beginnen von dem nicht genügend mit Verbrennungsgasen gesättigten Wind getroffen zu werden), während man bei dreimaligem Auffüllen Gefahr läuft, daß die Tiegel erweichen, ihre Form verlieren und in zu großem Umfange selbst zu schmelzen beginnen. Beim erfolgreichen Schmelzen von Weichstahl muß die Temperatur so hoch werden, daß es nicht mehr möglich ist, in den geöffneten Schacht mit ungeschütztem Auge zu blicken. Das flüssige Eisen muß milchweiß und von einem, dem freien Auge unerträglichen Glanze sein. Sobald das Stahlbad dünnflüssig genug ist, wird ihm mit Hilfe eines langen, hellglühend vorgewärmten Rohres ein Desoxydationsmittel zugeführt, am besten Aluminium in Mengen von 0,06–0,1 kg auf 100 kg Eisen,

¹⁾ Analysen von Rohstoffen zur Tiegelstahlerzeugung und von Tiegelstahlguß-Formstücken s. Bd. I, S. 232 u. 233, Zahlentafel 111 u. 112.

²⁾ Um eine gute Erwärmung des Schachtes zu erreichen, empfiehlt sich die Verwendung von etwas Holzkohle.

³⁾ Durch Einwirkung von Eisenoxyden — Rost, Glühspan, Schlacke — auf den Kohlenstoff des Stahls entstehen Gase, deren Entweichen das Metallbad in lebhaftere Wallung bringt.

worauf man die Schmelze noch etwa 10 Minuten bei geschlossenem Deckel im Schacht abstehen läßt.

Weicher Stahl kann nur in Graphittiegeln geschmolzen werden, die schon einige Schmelzungen hinter sich haben. Die anfänglich meist sehr belangreiche Kohlenstoffabgabe an kohlenstoffarme Einsätze läßt mit jeder Schmelzung nach und ist nach der dritten Schmelzung kaum noch wahrnehmbar¹⁾. Darum dürfen zur Erzielung von wirklich weichem Stahl nur Tiegel mit mindestens drei Schmelzungen verwendet werden. Die vierte Schmelzung sollte aber nicht überschritten werden, sonst bietet der in seiner Wandstärke schon zu beträchtlich geschwächte Tiegel nicht mehr ausreichende Gewähr, den Beanspruchungen einer Weichstahlschmelzung zu widerstehen. Von größter Wichtigkeit für das Gelingen jeder Weichstahlschmelzung ist ein guter gasdichter Abschluß des Tiegeldeckels. Wenn durch die geringste Fuge zwischen Tiegel und Deckel Gase aus dem Schmelzschacht in das Innere des Tiegels dringen können, nimmt der Einsatz begierig Kohlenstoff auf und die Schmelzung verunglückt.

Schmelzergebnisse. Graues Eisen wird ebenso wie harter und weicher Stahl im Tiegel so dünnflüssig, daß gelöste Gase, eingeschlossene Schlacke und Oxyde ausgeschieden werden und an die Oberfläche gelangen, wo sie sich verflüchtigen oder wo sie abgeschöpft werden können. Das Eisen wird feinkörniger und in seinem Gefüge gleichmäßiger. Durch Umschmelzen im Tiegel lassen sich insbesondere Eisensorten gewinnen, die den Beanspruchungen gleitender Reibung gut widerstehen und für Schieber, Schieber Spiegel, Achsbüchsen, Gleitringe und ähnliche Teile gut geeignet sind.

Der Koksverbrauch beträgt bei Graueisen etwa 75⁰/₀, bei Hartstahl 175⁰/₀ und bei Weichstahl 200⁰/₀ vom Einsatze. Die Tiegel halten um so länger Stand, je kleiner sie sind²⁾. Beste Tiegel aus grobblättrigem Graphit vermögen bis zu 25 Grauguß- oder 5 Hart- oder 3 Weichstahlschmelzungen auszuhalten. Beim regelmäßigen Schmelzen von Grauguß, Hart- und Weichstahl empfiehlt es sich, jeden Tiegel für alle drei Eisenarten zu verwenden. Eine den Stahlschmelzungen vorausgehende Graugußschmelzung schont den Tiegel. Die weitestgehende Ausnutzung der Tiegel wird erreicht, wenn man mit ihnen der Reihe nach eine Grauguß-, zwei Hartstahl-, eine Weichstahl- und dann noch so viele Graugußschmelzungen macht, wie sie aushalten. Es können so mit jedem Tiegel durchschnittlich 10 Schmelzungen erreicht werden³⁾.

Zur Bedienung eines Tiegelofens nach Abb. 2 u. 3 sind ein Schmelzer und ein Gehilfe erforderlich, die aber mit nur einem Ofen nicht voll beschäftigt werden. Gibt man den beiden Leuten noch einen jugendlichen Arbeiter zur Hilfe, so können sie leicht drei Öfen bedienen. Wenn einer der drei Leute zwei Stunden vor Beginn der Schicht in den Öfen das Vorwärmfeuer anmacht, können mit drei Öfen in der zehnstündigen Schicht 2—3 Weichstahl- oder 4—5 Graugußschmelzungen zu je vier Tiegeln mit je 28—32 kg Inhalt regelmäßig durchgeführt werden. Vorteilhaft ist es, einen vierten Ofen anzulegen, damit ein Ofen nach dem anderen, ohne den Betriebslauf zu stören, gründlich ausgebessert werden kann.

Sonderverfahren zur Herstellung von Weichstahlguß im Kleinbetriebe.

Die ersten erfolgreichen Versuche zur Herstellung von Abgüssen aus weichem Eisen, die ohne vorhergehendes Ausglühen gebogen und geschmiedet werden konnten, unternahm im Jahre 1885 der Schwede Th. Nordenfeldt. Er schmolz ganz weiches, kohlenstoff- und phosphorarmes Eisen, insbesondere Abfälle von schwedischem Hufnagel- oder Nieteisen, im Tiegel und setzte dem Metallbade vor dem Gusse reines Aluminium im Verhältnis von 0,06—0,1 kg auf 100 kg zu. Zur Erzielung der für den kohlenstoffarmen Einsatz erforderlichen hohen Schmelztemperatur richtete er eine Petroleum-

¹⁾ Ein 35er Tiegel (S. 21) nimmt durchschnittlich bei der ersten Stahlschmelzung etwa um 500 g, bei der zweiten um 250 g, bei der dritten um 100 g und bei jeder folgenden noch weniger ab.

²⁾ Für Grauguß werden Tiegel bis zu 150 kg, für Hart- und Weichstahl bis zu 35 kg Fassungsvermögen verwendet.

³⁾ Nach Stahleisen. 1904, S. 255.

feuerung ein. In flachen Gefäßen befanden sich neben dem Tiegelofen Petroleumrückstände, die durch einen darüber geleiteten Windstrom vergast und zum Teil verbrannt wurden. Das Gemisch von heißen verbrannten und von brennbaren Gasen gelangte in die Tiegelkammer und wurde dort durch einen zweiten Windstrom verbrannt. In der Tiegelkammer befanden sich zu gleicher Zeit drei Paar 30iger Tiegel, die paarweise an dem am wenigsten heißen Ende der Kammer eingesetzt und allmählich bis zur heißesten Stelle vorgerückt wurden. Auf diese Weise wurde es möglich, in 10 Stunden 8—10 Tiegel abzugießen. Zum Gießen diente eine besonders eingerichtete, mit eigener Heizvorrichtung versehene Pfanne, in der das Eisen vor und während des Gusses durch eine schwach reduzierende Flamme vor Abkühlung und Oxydation bewahrt wurde.

Die Gießformen bestanden aus gemahlenem gebranntem und mit Melasse angemachtem Ton und wurden vor dem Gießen bis fast zur Rotglut erhitzt.

Infolge der Reinheit der verwendeten Rohstoffe und der guten Vorwärmung der Formen konnten die Abgüsse ohne vorhergehendes Ausglühen verwendet werden. Wegen ihrer geringen Härte erhielten sie vom Erfinder die Bezeichnung Mitisguß (von mitis = weich). Das Verfahren ist wegen des teuren Brennstoffes und des großen Tiegelverschleißes verhältnismäßig kostspielig, weshalb es nur vereinzelt in der Praxis Eingang finden konnte und bald wieder verschwinden mußte¹⁾.

Das Nordenfeldtsche Verfahren wurde einige Jahre später von Haberland verbessert, dem es nach eingehenden Versuchen gelang, mit Koks im Tiegelschacht-ofen gleiche Temperaturen zu entwickeln, wie sie Nordenfeldt mit seiner Petroleumfeuerung erreicht hatte. Seitdem ist eine Reihe von angeblich neuen Verfahren aufgetaucht, die sich bei näherer Prüfung stets als mehr oder weniger gelungene Nachahmungen der Nordenfeldt-Haberlandschen Arbeitsweise entpuppten. Das vermeintliche Geheimnis der neuen Verfahren bestand immer in der Anwendung an und für sich wertvoller, in langen Jahren tüchtiger Praxis gesammelter kleiner Behelfe, Kunstgriffe und Erfahrungen, die in ihrer Gesamtheit inzwischen Gemeingut aller erfahrener Tiegelschmelzer geworden sind.

Im Jahre 1901 wurde ein solches angeblich für Werkzeugstahl besonders geeignetes Verfahren, dessen Erzeugnis die Bezeichnung Meteorguß erhielt²⁾, kurz darauf der Reformguß von Boßhardt³⁾, später der Phönixguß von Lindemann⁴⁾ bekannt.

Unumgängliche Vorbedingung zur erfolgreichen Durchführung von Weichstahlschmelzungen ist eine zuverlässige, gut geschulte Mannschaft. Weichstahlschmelzer sind bisher kaum jemals vollständig durch einen anderen ausgebildet worden. Sie verdanken den größten Teil ihres Könnens eigenen Mühen und eigenen Erfahrungen. Das erklärt das Erfinderbewußtsein, das sich wiederholt einstellte, sobald einer ans Ziel gelangt war.

Der chemische Verlauf des Eisenschmelzens im Tiegel.

Trotzdem bei sachgemäßem Tiegelschmelzen chemische Einwirkungen des Brennstoffs, der Verbrennungsluft und der Abgase auf den Tiegelinhalt vollständig fern gehalten werden, erfährt das Schmelzgut doch Veränderungen, die mitunter recht belangreich sind. Infolge des an den Eisenstücken haftenden Rostes oder Glühspans, der zwischen den einzelnen Teilen des Einsatzes eingeschlossenen Luft, bei Verwendung von Schweißisen auch infolge der eingeschlossenen Schlackenteilchen entsteht eine eisenreiche, saure Schlacke, die auf das Eisenbad oxydierend wirkt.

Bei Beginn des Schmelzens werden Mangan und Silizium, etwas später auch der Kohlenstoff von der Oxydation betroffen. Die Menge der drei Körper wird zunächst

¹⁾ Eine Beschreibung und Abbildung des Nordenfeldtschen Ofens ist in „Revue universelle des mines“ 1888. III. trimestre, p. 8 zu finden. Sonstige Mitteilungen über das Verfahren: Engg. 1885. 15. Mai, S. 561 u. Stahleisen 1888. S. 85.

²⁾ Einige Mitteilungen darüber bringt die Eisen-Zg. 1901. S. 320. Die Herstellung des Meteorgusses lag in den Händen des Sülzer Eisenwerks in Köln-Sülz. Vgl. auch Bd. I, S. 243.

³⁾ Siehe Stahleisen. 1904. S. 253 u. f.

⁴⁾ Vgl. Gieß.-Zg. 1904. S. 358, 681, 755 u. 825.

geringer. Im Verlaufe des Schmelzens wird die Schlacke durch Aufnahme von Bestandteilen aus der Tiegelwandung eisen- und kohlenstoffreicher und verliert damit ihre oxydierende Wirkung. Es tritt bald ein Augenblick ein, von dem ab das Eisen- oder Stahlbad nicht mehr Kohlenstoff abgibt, sondern aufnimmt. Durch den steigenden Kohlenstoffgehalt der Schlacke wird aus der Tiegelmasse aufgenommene Kieselsäure reduziert und damit Silizium dem Metallbade zugeführt. Das Schlußergebnis ist im allgemeinen eine Verminderung des Mangan- und eine Zunahme des Silizium- und Kohlenstoffgehaltes.

Das Maß der Veränderungen hängt von der chemischen Zusammensetzung des Einsatzes und des Tiegels, von der Schmelztemperatur, der Schmelzdauer und von der Zahl der Schmelzungen ab, die ein Tiegel schon hinter sich hat. Je geringer der Kohlenstoffgehalt des Stahls ist, desto größer ist seine Neigung, Kohle aufzunehmen. Eisen mit 0,1–0,4% Kohlenstoff nimmt unter den gleichen Umständen, die beim Schmelzen von Stahl mit 1,0% Kohlenstoff zu einer Anreicherung um 0,2%, bei Weißeisen mit 3,6% Kohlenstoff zu einer solchen von 0,1% führen, bis zu 0,4% Kohlenstoff auf.

Noch beträchtlicher ist der Übergang von Silizium aus den Tiegelwandungen in das Metallbad. Weißes Eisen mit weniger als 0,1% Silizium nimmt etwa 0,5% auf, Stahl mit Spuren von Silizium unter sonst gleichen Umständen nur 0,3%. Der Mangan-gehalt pflegt regelmäßig etwas abzunehmen, ungefähr 0,05% bei einem Mangangehalte von 0,5–1,0% und 0,1% bei einem Gehalte von 1,5–2,0%. Die Mengen des Phosphors und Schwefels werden nicht merklich geändert.

Nachstehende Beispiele¹⁾ geben Anhaltspunkte über Veränderungen, die Roheisen und Stahl beim Umschmelzen im Tiegel erleiden:

1. Weißes Roheisen, in Tiegeln aus 3 Teilen Graphit und 3¹/₄ Teilen Ton geschmolzen:

	Kohlenstoff %	Silizium %	Mangan %
Vor dem Schmelzen	3,59	0,07	2,04
Nach einmaligem Schmelzen	3,71	0,58	1,91
Nach zweimaligem Schmelzen	3,77	0,76	1,85
Nach dreimaligem Schmelzen	3,63	1,07	1,86

2. Stahl, in Tiegeln gleicher Beschaffenheit geschmolzen:

Vor dem Schmelzen	0,94	0,02	0,24
Nach einmaligem Schmelzen	1,19	0,35	nicht bestimmt
Nach zweimaligem Schmelzen	1,26	0,63	0,22

Von wesentlichem Einflusse sind die chemische Zusammensetzung der Tiegel und die Zahl der Schmelzungen, die sie hinter sich haben. Je graphitreicher der Schmelztiegel ist, desto ausgiebiger ist der Übergang nicht nur des Kohlenstoffs, sondern auch des Siliziums in das Schmelzgut. Versuche mit graphitfreien Tontiegeln (die ihrer geringen Haltbarkeit wegen in der Praxis kaum verwendet werden können) ergeben, wie die folgende Zusammenstellung¹⁾ dartut, eine recht beträchtliche Abnahme des Kohlenstoffgehalts:

	Kohlenstoff %	Silizium %
Probe 1:		
Vor dem Schmelzen	0,94	0,06
Nach einmaligem Schmelzen	0,49	0,11
Probe 2:		
Vor dem Schmelzen	0,96	0,09
Nach einmaligem Schmelzen	0,77	0,15
Nach zweimaligem Schmelzen	0,55	0,26

Da graphitreiche Schmelztiegel eine Erhöhung des Kohlenstoffgehaltes, graphitfreie eine Verminderung desselben bewirken, dürfte es möglich sein, Graphittiegel aus einem Mischungsverhältnisse von Ton und Graphit herzustellen, das den Kohlenstoff des Eisenbades nach keiner Richtung hin beeinflusst.

¹⁾ Stahleisen 1885. S. 179 u. 1886. S. 695.

Die in vorstehenden Zusammenstellungen angeführten Veränderungen dürften unter Verwendung eines neuen Tiegels für jede Schmelzung entstanden sein. Entsprechend der bei jeder weiteren Schmelzung wesentlich geringeren Gewichtsabnahme des Tiegels (siehe S. 25) nehmen auch die von ihm ausgehenden Veränderungen des Schmelzgutes ab. Nach der dritten und vierten Schmelzung sind bei kohlenstoffreicheren Stahlsorten und insbesondere bei Roheisenschmelzungen nennenswerte Beeinflussungen des Einsatzes nicht mehr festzustellen. Selbst weicher Stahl von 0,3% Kohlenstoff kann dann mit einem Endgehalte von etwa 0,35% Kohlenstoff eingeschmolzen werden. Vorbedingung für derart geringfügige Beeinflussungen ist ein luftdichter Abschluß der Tiegel.

Das Schmelzen von Metall und von Metallspänen und die Herstellung der wichtigsten Legierungen im Tiegelofen.

Metallschmelzen. In der Metallgießerei werden die älteren Zugöfen von den neueren Unterwindöfen, insbesondere den kippbaren Tiegelöfen, immer mehr verdrängt. Ein Vergleich ihrer Leistungsfähigkeit macht das leicht verständlich. Ein unter günstigen Verhältnissen arbeitender Zugofen erfordert zum Schmelzen von 100 kg guter Bronze¹⁾ 50–60 kg besten Schmelzkoks, braucht dazu etwa 1½ Stunden und bringt beste Graphittiegel auf durchschnittlich 25 Schmelzungen. In einem kippbaren Tiegelofen, z. B. einem Piat-Baumannofen, schmelzen 170 kg gleicher Legierung im 150er Tiegel in 12–18 Minuten bei noch nicht 20% Koksverbrauch und einer Lebensdauer der Tiegel von 40, bei sachgemäßer Anwendung eines guten Schutzanstriches, von 60 Schmelzungen. Die Ursache des großen Unterschiedes liegt in verschiedenen thermischen Wirkungsgrad der beiden Ofenarten, der das Verhältnis der nutzbar gemachten Wärme zur Verbrennungswärme des Brennstoffes darstellt und um so höher ist, je geringer die Wärmeverluste sind, und je günstiger die erzeugte Wärme an das Schmelzgut übertragen wird. Nach Stahl²⁾ beträgt der thermische Wirkungsgrad bei Tiegelöfen mit natürlichem Zuge 0,03–0,05, bei Unterwindtiegelöfen dagegen 0,08–0,15. Die im Ofenschacht erzeugte Wärmemenge wird demnach im Unterwindofen dreimal besser ausgenutzt. Das erklärt auch die verschiedene Lebensdauer der Tiegel, denn ein Tiegel muß zur Erzielung derselben Schmelzwirkung im Ofen mit natürlichem Zuge dreimal länger im Feuer bleiben.

Das Schmelzen im kippbaren Unterwindofen wird wesentlich beschleunigt, und zugleich wird beträchtlich an Koks gespart durch Benutzung der von Piat-Baumann eingeführten Vorwärmer. Ein solcher Vorwärmer besteht aus einem mit feuerfestem Futter ausgekleideten Schachte, der so auf den Ofendeckel gesetzt wird, daß die Abgase ihn durchziehen müssen, ehe sie in die Esse gelangen. Entsprechend den drei hauptsächlich in Frage kommenden Schmelzungen (Messing, Bronze, Späne von beiden Legierungen) wurden dreierlei Vorwärmer ausgebildet.

Abb. 40 zeigt die Anordnung eines Vorwärmers für Messing und ähnliche leicht schmelzbare Legierungen oder Metalle. Seine Wirkungsweise wird am besten aus dem Verlaufe einer Schmelzung klar. Der Ofen wird zunächst mit Koks gefüllt und mit schwachem Wind (etwa 2 cm Wassersäulendruck unter dem Roste) in helle Glut gebracht. Dabei verbrennt etwa ein Viertel des eingefüllten Kokes, das durch Nachfüllen ersetzt werden muß. Nun wird der Tiegel mit den sperrigsten Stücken gefüllt, der Vorwärmer aufgesetzt und der Rest des Einsatzes eingefüllt. Der Wind wird auf 10–12 cm Wassersäulendruck gestellt. Schon nach 3–4 Minuten beginnt das Metall im Vorwärmer zu schmelzen, worauf zur Vermeidung größeren Abbrandes der Winddruck vermindert werden muß. Das Maß der Verminderung beträgt etwa 1 cm in der Minute, nach 10 bis 12 Minuten ist die Schmelzung beendet. Der Koksverbrauch überschreitet bei Verwendung eines 150er Tiegels keinesfalls 15% vom Einsatze.

¹⁾ 54 kg Kupfer in Blöcken, 3,3 kg Zinn, 3,4 kg Zink, 37,5 kg Eingüsse von 88% Kupfergehalt und 2,5 kg Phosphorkupfer mit 10% Phosphor.

²⁾ E. Stahl: Metallgießerei. Freiberg i. S. 1906. S. 90.

Zum Schmelzen von Bronze oder anderer, eine höhere Schmelztemperatur erfordernder Legierungen dient ein mit dem Tiegeldeckel glatt abschneidender Vorwärmer nach Abb. 41 u. 42 und eine zwischen den Tiegel und den Aufsatz geschobene Schale z, die das Niedersinken des Metalls verlangsamt. Dadurch wird das Metall schon im Vorwärmer, insbesondere aber in der Schale, flüssig und erlangt im Tiegel leicht die erforderliche Überhitzung.

Das Schmelzen wickelt sich in folgender Weise ab: Der Füllkoks wird wiederum durch gelinden Wind (2 cm Wassersäule) in gute Glut gebracht, die Schale auf den leeren Tiegel gesetzt und der Vorwärmer, den zwei Mann leicht auf- und abheben können, auf den Ofen gebracht. Man legt, um das Durchfallen kleinerer Teile zu verhüten, einige sperrige Eingüsse auf die Schale und füllt das übrige Metall dergestalt nach, daß die am schwersten schmelzbaren Metalle, besonders das

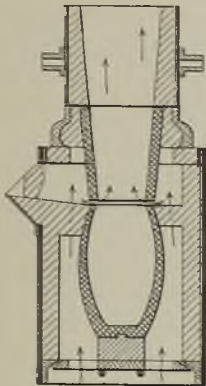


Abb. 40.
Tiegelofen mit Vorwärmer
für Messingschmelzungen.

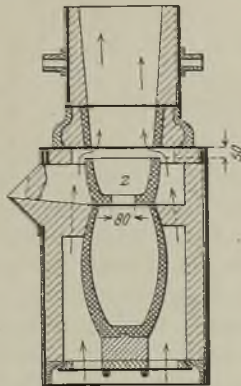


Abb. 41.
Unterwind-Tiegelofen
mit Vorwärmer.

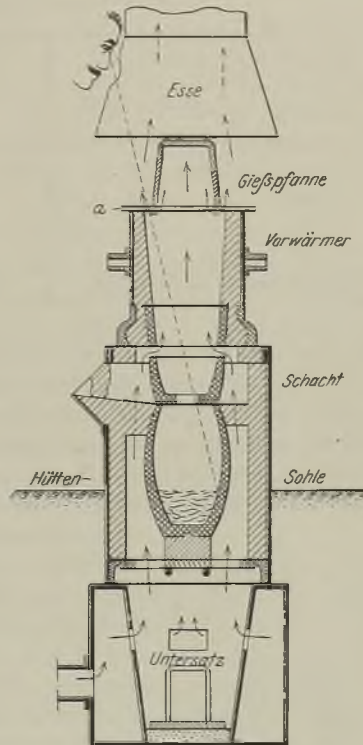


Abb. 42. Anordnung eines Tiegelofens
mit Vorwärmer.

Blockkupfer, obenauf zu liegen kommen. In den Tiegel selbst wird kein Metall gegeben. Auf seinen Boden streut man etwa 250 g fein gestoßene Glascherben, die durch das niederschmelzende Metall verschlackt werden und eine Decke bilden, die das immer hitziger werdende Schmelzgut gegen Oxydation und Verdampfung schützt. Während der ersten 4–6 Minuten wird Wind von 20–24 cm Wassersäulendruck gegeben, hernach wird der Winddruck rasch vermindert, um nach etwa 15 Minuten ganz weggenommen zu werden. Nun ist die Schmelzung beendet und die Legierung kann nach Abheben des Vorwärmers und der Schale durch Zusatz von Zinn und Phosphorkupfer vollendet werden, wobei das Metallbad mit hölzernen Stangen gründlich durchgerührt „gepolt“ wird. Bei Legierungen aus Bestandteilen von sehr verschiedenem spezifischen Gewichte muß das Polen bis zum Augenblick des Abgusses fortgesetzt werden, sonst ergeben sich ungleiche Mischungen. Durch die hohe Temperatur des Metallbades entweichen dem weichen, trockenen Holze der Polstange Gase, die das Metall zum Aufwallen bringen und eine gute Durchmischung aller Legierungsbestandteile bewirken.

Die Schmelzzeit und die Höhe des Winddruckes werden nach der Menge des einer Legierung zugesetzten Blockkupfers geregelt. Werden einer Legierung von 170 kg Gesamtgewicht 40, 80 oder 120 kg Kupfer in Form von Blöcken zugesetzt, so ergeben sich ungefähr die Werte der Zahlentafel 4.

Bei kupferärmerem, leichter schmelzbarem Rotguß können während des Schmelzens leicht kleine Metalltropfen ausgeworfen werden. Diesem Übelstande, der den Abbrand ganz außerordentlich erhöht, läßt sich durch genaue Windführung vorbeugen. Die aus

dem Vorwärmer tretende Flamme gibt zuverlässige Anhaltspunkte zur Beurteilung der richtigen Windstärke. Bei Beginn des Schmelzens ist sie durchsichtig und schwach bläulich, erhält bald gelbe Farbe und Leuchtkraft und umspült zunächst nur gelinde die verkehrt über den Vorwärmer gestülpte Gießpfanne. Sobald die Flamme sich zu entfärben beginnt und in scharfen Strahlen der Esse zustrebt, ein Zeichen, daß der Koks zum Teil verbrannt ist und der Wind weniger gehindert den Schacht durchstreicht,

Zahlentafel 4.

Schmelzdauer und Winddruck bei Kupferschmelzungen.

40 kg Blockkupferzusatz		80 kg Blockkupferzusatz		120 kg Blockkupferzusatz	
Minuten	Wassersäule cm	Minuten	Wassersäule cm	Minuten	Wassersäule cm
1—4	20	1—5	22	1—6	24
5—6	15	6—8	17	7—9	18
7—8	12	9—12	13	10—13	14
9—12	9	13—16	9	13—16	9
Schmelzdauer: 12 Minuten		Schmelzdauer: 16 Minuten		Schmelzdauer: 18 Minuten	

muß der Druck vermindert werden, um eine Abkühlung des unteren Ofenteils zu verhüten. Hat sich ein Schmelzer nur wenige Tage an diese Beobachtung gewöhnt, so kann er jeden Auswurf leicht vermeiden. Um den Abbrand möglichst niedrig zu halten, ist es ferner wichtig, genau zur richtigen Zeit den Wind ganz wegzunehmen. Der Zeitpunkt tritt ein, sobald das letzte Stückchen festen Metalls aus dem Vorwärmer oder der Zwischen- schale in den Tiegel gleitet. Versäumt man diesen Augenblick, so wird trotz der schützen- den Glasschlackendecke etwas Metall verdampfen. Das Ver- schwinden des letzten Metallstückchens läßt sich durch ein Schau- loch, das im Abzugstrichter angebracht ist (Abb. 42) mit einem farbigen Glase genau beobachten. Der Abbrand kann so leicht auf 0,5%, bei größter Sorgfalt selbst noch niedriger, gehalten werden. Der Koksverbrauch beträgt im Durchschnitt 18% des Einsatzes, und die Lebensdauer bester grobblättriger Tiegel kann auf durchschnittlich 60 Schmelzungen gebracht werden.

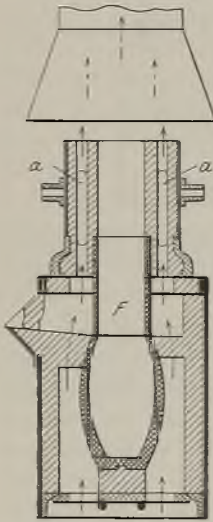


Abb. 43. Tiegelofen mit Vorwärmer zum Einschmelzen von Spänen.

Es empfiehlt sich, über das eben in die Gießpfanne entleerte Metall eine Handvoll fein gestoßener Glasscherben zu streuen. Sofort bildet sich eine dünne Schlackenhaut, die beim Gießen leicht abgewehrt werden kann und in der Zwischenzeit die Zusätze hindert, sich zu verflüchtigen. Jedes „Rauchen“ des Metalls hört mit dem Aufstreuen des Glaspulvers auf. Zum Ausgießen des Metalls dienen gewöhnliche, mit Lehm ausgestrichene Gießpfannen, die während des Schmelzens mit Hilfe zweier Querstäbe a (Abb. 42) auf den Vorwärmer gestülpt werden. Die Abhitze reicht vollkommen aus, um die Pfannen von innen heraus hellrot zu machen.

Zum Schmelzen von Spänen kann ein Vorwärmer verwendet werden, dessen unterer Fortsatz F mit dem oberen Rande des Tiegels abschließt (Abb. 43), und durch dessen Zwischen- zylinder a die Abgase in die Esse entweichen. Das Verfahren bedingt einen ziemlich hohen Abbrand, weil die Späne verhältnismäßig lange in freier Luft einer hohen Temperatur ausgesetzt sind.

Einen wesentlich geringeren Abbrand ergibt folgendes Schmelzverfahren ohne Verwendung eines Vorwärmers. Nach der ersten Schmelzung von stückförmigem Metall entleert man den Tiegel nur bis auf etwa $\frac{1}{4}$ seines Inhaltes, füllt den Ofen frisch mit Koks und gibt während einiger Minuten Wind, bis die Schmelze wieder gut dünnflüssig wird. Sobald dies der Fall ist, wird der Wind abgestellt, und es werden so lange Späne mit

einer rotwarm vorgewärmten Eisenstange in die Schmelze gerührt, bis das Metallbad einen breiartigen Zustand erreicht hat. Dann hört man auf, Späne zuzusetzen, gibt vollen Wind und wiederholt das Verfahren, bis der Tiegel gefüllt ist. Zum besseren Schutze des Metalles gegen Oxydation streut man von Zeit zu Zeit ein Gemisch von kaustischer oder Ätz-Soda und zerstoßenem Glas über seine Oberfläche. Der Abbrand kann nach diesem Verfahren bis auf 2% herabgedrückt werden. Da trotz aller Vorsicht eine ziemlich umfangreiche Aufnahme von Oxyden nicht zu verhindern ist, muß die Legierung vor dem Vergießen desoxydiert werden, was durch Zusatz von Phosphorzinn, Phosphorkupfer¹⁾, Mangan- kupfer, Magnesium²⁾, Bor³⁾ und anderen Reduktionsmitteln geschieht. In neuester Zeit wird Magnesium bevorzugt, von dem man 0,05% in der handelsüblichen Würfelform in das Metallbad bringt. Es muß, um richtig zur Wirkung zu gelangen, im Metallbade tüchtig verrührt werden. Zu dem Zwecke bindet man den Magnesiumwürfel mit starkem Kupferdraht an einen Kupferstab, der dann rasch in den Tiegel eingeführt wird. Es bildet sich Magnesia, die an die Oberfläche steigt und dort leicht abgeschäumt werden kann. So behandelte Spanschmelzen können ohne weiteres zu weniger empfindlichen Abgüssen verwendet werden. Sonst vergießt man sie zu Blöcken, die mit Zusatz entsprechender Mengen neuen Metalles für jeden Guß gebraucht werden können.

Die wichtigsten Legierungen. Zur Herstellung einer Kupfer-Zinnlegierung wird erst das Kupfer geschmolzen und dem gut flüssigen Kupfer das Zinn zugesetzt. Da hierbei eine beträchtliche Oxydation des Zinns zu gewärtigen ist, empfiehlt es sich, an Stelle reinen Zinns eine Legierung aus zwei Teilen Kupfer und einem Teil Zinn zu verwenden. Am schwierigsten sind Legierungen mit 85–90% Kupfer und 15–10% Zinn herzustellen; sie spalten sich beim langsamen Erkalten leicht in mehrere verschieden zusammengesetzte Legierungen. Dieser Erscheinung, die man als Seigerung bezeichnet, läßt sich durch einen kleinen Zusatz von Zink wirksam begegnen. Zusätze von Mangan, Nickel, Wolfram und Aluminium haben eine ähnliche Wirkung, sie machen das Metall dünnflüssiger, aber auch spröder und mindern seine Festigkeit.

Bei der Herstellung von Kupfer-Zinklegierungen wird das Zink zuerst in den Tiegel gesetzt. Es ist bei der Temperatur schmelzenden Kupfers schon flüchtig und würde zum größten Teil in Rauch aufgehen, wenn man es dem flüssigen Kupfer zusetzen wollte. Gelangt aber das Kupfer in kleinen Mengen in die Zinkschmelze, so entsteht eine Kupfer-zinklegierung, die infolge ihres zunehmenden Kupfergehaltes mit steigender Temperatur allmählich weniger flüchtig wird. Müssen einem schwer schmelzbaren Metalle mehrere leichter schmelzbare zugesetzt werden, so vereinigt man sie zu einer Zwischenlegierung und fügt sie so der Hauptlegierung bei.

Weißmetall (Zinn-Zink-Bleilegierungen)⁴⁾ wird fast stets mit Kupfer- oder Antimon-haltigen Zwischenlegierungen zusammengesetzt. Die Legierung fällt um so gleichmäßiger aus, je sorgfältiger ihre verschiedenen Bestandteile nach und nach miteinander vereinigt werden. Bei kupferhaltigen Legierungen wird erst das Kupfer mit einem Teil des Zinns geschmolzen, worauf man nach inniger Vereinigung der beiden Metalle die anderen Elemente zusetzt. Das Bedlermetall (2 Teile Kupfer, 4 Teile Antimon und 30 Teile Zinn) z. B. wird gewonnen, indem man 2 Teile Kupfer, 4 Teile Antimon und 12 Teile Zinn zusammenschmelzt und in dünne Platten vergießt. Die Zwischenlegierung wird wieder eingeschmolzen und ihr das noch fehlende Zinn zugesetzt.

Große Schwierigkeit bereitet das Schmelzen von Aluminiumbronzen und Aluminiumlegierungen. Zuerst wird reinstes Kupfer geschmolzen und dann das Aluminium zugesetzt. Der Zusatz bewirkt zunächst eine große Temperaturherabsetzung, der sich aber unmittelbar eine so starke Erwärmung anschließt, daß der Tiegelinhalt in Weißglut gerät. Die Bronze muß dann noch 3–4 mal umgeschmolzen werden, um fest und zähe zu werden. Nach dem ersten Schmelzen ist sie spröde und brüchig, erreicht aber bei einem Mischungsverhältnis von 90% Kupfer und 10% Aluminium nach viermaligem Umschmelzen eine Festigkeit von 65 kg/mm².

1) Vgl. Stahleisen 1913. S. 1280. 2) Vgl. Stahleisen 1913. S. 1279, 1612/1613.

3) Vgl. Stahleisen 1913. S. 523, 1613. 4) Vgl. Stahleisen 1913. S. 1984.

Beim Schmelzen von Aluminium darf anfangs nur eine kleine Menge Metall in den Tiegel gebracht werden. Wenn es flüssig geworden ist, wirft man kleine Aluminiumstückchen, die vorher in Benzin getaucht wurden, in den Tiegel und achtet dabei darauf, daß die Schmelze stets gut dünnflüssig bleibt. Auf diese Weise erhält man eine in allen Teilen gleich warme Legierung, die sich leicht vergießen läßt. Die Gießbarkeit läßt sich noch wesentlich durch Zusatz von einigen Prozent Phosphorkupfer mit 10% Phosphor verbessern.

Anhang.

Das Schmelzen im tiegellosen Ölofen.

Allgemeines.

Das Schmelzen von Eisen in ölgefeuerten, tiegellosen Herdöfen rührt aus der Zeit großer Kohlen- und Koksnot während des Weltkrieges her. Es bietet dem Kuppel- und Flammofenbetriebe gegenüber den Vorteil, auch kleinere Güsse wirtschaftlich zu machen, und hat dem Tiegelofen gegenüber den Vorzug, größere Güsse auf engstem Raume zu ermöglichen und sie zugleich wesentlich billiger zu gestalten. Der Ölofen vermag reineres Eisen zu liefern als der Kuppelofen, er ermöglicht insbesondere an Stelle einer Schwefelanreicherung eine nennenswerte Schwefelminderung. Manche Bestandteile des Eisens, die im Kuppelofen nur schwierig und in geringem Maße einflußbar sind, wie z. B. der Kohlenstoff, lassen sich im Ölofen innerhalb ziemlich enger Grenzen zuverlässig regeln. Die Gehalte an Silizium und Mangan sind unschwer genau einzuhalten. Mangan ist das im Ölofen am meisten dem Abbrande unterworfen Element, doch läßt sich die Menge des Verlustes genau zum voraus berechnen. Beim Kohlenstoff spielen gleichwie beim Manganabbrande Dauer und Hitzegrad der Schmelzung eine wichtige Rolle.

Aus diesen Tatsachen ergibt sich das Anwendungsgebiet tiegelloser Schmelzöfen. Sie sind am Platze, wo es sich um verhältnismäßig kleine Schmelzungen von Eisen großer Reinheit und bestimmter Zusammensetzung handelt, und wo zugleich auf möglichst niedrige Betriebskosten geachtet werden muß. Die letztgenannte Voraussetzung hängt selbstredend in hohem Maße vom Preise des zur Verfügung stehenden Brennöles ab. Der Betrieb von Schmelzöfen mit flüssigen Brennstoffen ist darum in Gebieten mit natürlichem Ölvorkommen schon stark verbreitet, während er in Deutschland vielfach noch in der Entwicklung begriffen ist.

Bei allen ölgefeuerten Öfen hängt der Wirkungsgrad in hohem Maße von der Bauart des Brenners, von der Art der durch diesen bedingten Mischung des Öls mit Luft, von der Geschwindigkeit, mit der die Gase über die Oberfläche des Metallbades streichen, und vom Druck ab, unter dem das Öl und die Luft dem Brenner zufließen¹⁾.

Brenner und Brennerleistungen.

Heute schon liegt eine größere Zahl patentierter Brenner mannigfacher Bauart vor. Vielfach gut bewährt hat sich die Brenneranordnung Bauart „Hetsch“. Ein im Brennergehäuse (Abb. 44)²⁾ angeordneter Schieber, der durch einen Handgriff verschoben werden kann, bewirkt die Verteilung des der Düse zuströmenden Öles und der durch den großen Querschnitt des Zuführungsrohres in den Brenner gelangenden vorgewärmten Luft. Sie wird insbesondere durch Unterteilung des mittleren Luftstromes in viele schraubenförmig geführte Einzelströme bewirkt, in die das Öl aus einem ringförmigen Kanal in gleichmäßiger Unterteilung eingeführt wird. Öl und Luft sind dadurch zwangläufig gesteuert und werden gleichmäßig miteinander vermischt. Das dabei entstandene Öl-Luftgemenge wird von den konzentrisch wirkenden Innen- und Außenluftströmen allseits getroffen. Die bereits im mittleren Luftstrom eingeleitete Zerstäubung wird so mehrfach wiederholt. Die Erreichung jeder Brennerleistung ist rasch zu bewerkstelligen

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 516. ²⁾ Nach Gieß.-Zg. 1924. S. 44.

und hängt fast gar nicht von der Geschicklichkeit und Zuverlässigkeit des den Ofen bedienenden Mannes ab. Infolge der düsenförmigen Ausbildung des Brennerreglers werden Druckverluste fast völlig vermieden. Drosselklappen sind überflüssig, die Luftmengenregelung erfolgt ausschließlich durch Verstellung des Reglerringes. Durch diese Regelung kommt bei allen Brennerleistungen die Luft ungedrosselt zur vollen Wirkung. Die vorteilhaftesten Windpressungen liegen zwischen 50 und 300 mm W.S. und die günstigste Ölpressung zwischen 500 und 3000 mm W.S. Die Ölpressung richtet sich nach dem Winddruck und wird durch entsprechende Hochlegung des Ölbehälters erreicht. In jedem Falle werden die besten Brennerleistungen bei ganz geöffneten Luftdüsen und eben solchen Ölzulaufquerschnitten erzielt.

Da die Regelung dieses Brenners selbsttätig erfolgt, ergeben sich gewisse Vorteile beim Anlassen und Abstellen des Ofenbetriebes. Beim Anstellen öffnet man zunächst die Luftquerschnitte und erst im Anschlusse daran auch die Ölquerschnitte, wogegen

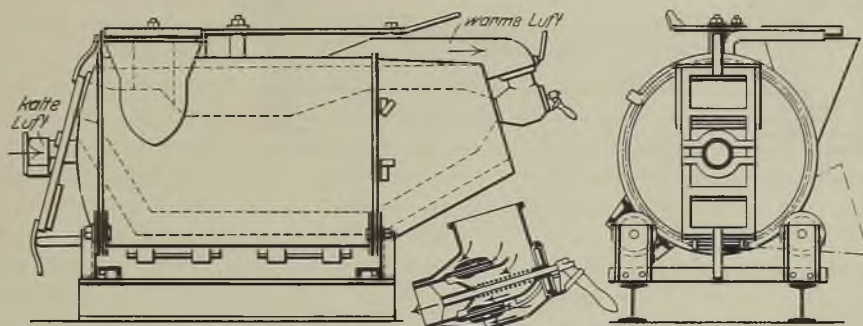


Abb. 44. Tiegelloser Ölschmelzofen. Bauart Hetsch.

beim Abstellen zuerst das Öl und dann die Luft abgestellt werden. Man erreicht so gute Betriebsicherheit und beugt Betriebstörungen selbst bei unachtsamer Brennerbedienung wirksam vor. Bei allen Ölofen soll die Schmelzung mit möglichst geringer Gasgeschwindigkeit erfolgen, nur dann kann der Brennwert des Heizgases zur vollen Ausnutzung kommen. Versuche haben ergeben, daß die günstigste Strömungsgeschwindigkeit der Gase über dem Metallbade 5–10 m/sec betragen soll. Dann lassen sich Temperaturen bis zu 1600° bei normalem Ofenüberdruck von 30–50 mm W.S. erreichen. Der Querschnitt des gesamten Ofenausstrittes des Brenners ist so bemessen, daß die Geschwindigkeit der aus dem Ofen abziehenden verbrauchten Gase gleich der Geschwindigkeit bei einem Betriebsdruck von 250–400 mm W.S. ist.

Ofenbauarten.

Neben feststehenden, drehbaren und kippbaren (Trommelöfen) Ölofen hat man Ausführungen geschaffen, bei denen der Einsatz in steter Folge, ähnlich wie beim Kuppelofen, aufgegeben wird, und solche mit schüsselförmigem Herd, denen der Einsatz auf einmal zugeführt wird. Die Form des Herdes kann walzenartig, ringförmig oder schüsselartig sein. Entsprechend diesen verschiedenen Herdformen wird das Gasgemisch entweder durch tangential auf runde Herde wirkende Düsen eingeführt, oder man läßt es durch axiale Düsen oder durch Düsen, die an einem Ende eines langgestreckten Herdes angeordnet sind, in den Schmelzraum treten.

Bei den Öfen der Bauart Hetsch besteht der Ofenkörper aus einem doppelwandigen, schmiedeisernen Gehäuse (Abb. 44), durch das die Gebläseluft gedrückt wird, um darin eine beträchtliche Anwärmung zu erfahren und zugleich die Ofenwände zu kühlen. Die Vorwärmung bewirkt eine höhere Verbrennungswärme und in der Folge ein höheres ausnutzbares Wärmegefälle. Der Brenner und die Beschickungsöffnung sind oberhalb des Ofenmittels angeordnet. So kann das Fassungsvermögen des Herdes voll ausgenutzt werden, da auch bei voller Inanspruchnahme des Ofens genügend Raum zur freien

Entfaltung der Flamme vorhanden ist. Der Brenner wird schon bald nach Beginn der Begichtung in Tätigkeit gebracht, so daß die durch den offenen Begichtungstrichter abziehenden Gase während fast des ganzen Einsetzens die Schmelzstoffe vorwärmen und danach mit etwa 350° den Ofen verlassen. Beim Anwärmen des Ofens, vor Aufgabe des Einsatzes, bleibt der Abzugstutzen geschlossen, wobei sich ein Innendruck von etwa

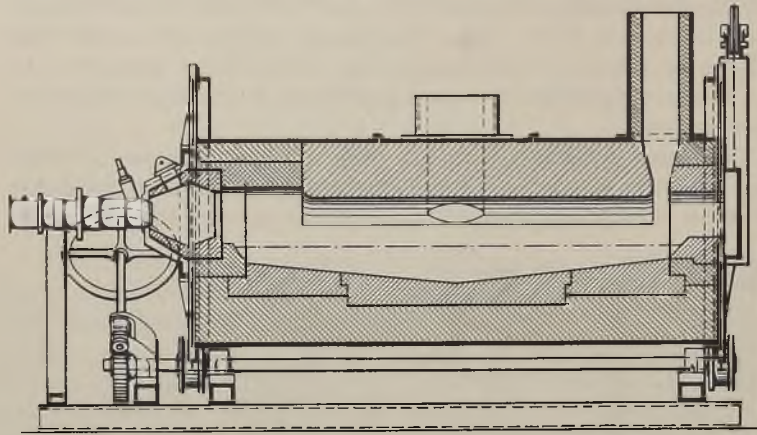


Abb. 45. Tiegelloser Ofen zum Schmelzen von Bronze.

60 mm W.S. ergibt. Nach dem Niederschmelzen des gesamten Einsatzes wird der Abzugstutzen geöffnet und die Trichteröffnung geschlossen, was eine Drucksteigerung auf etwa 210 mm W.S. zur Folge hat. Bei jeder Schmelzung sind drei Zeitabschnitte festzustellen: Das Anwärmen, das Beschicken und das Schmelzen. Das Anwärmen muß bis zur Weißglut des Mauerwerks

getrieben werden und erfordert 40–50 Minuten, das Beschicken schwankt je nach der Menge des Einsatzes, d. h. ob der Einsatz auf einmal aufgegeben wird, oder ob die ursprüngliche Menge entsprechend dem Fortschritte des Schmelzens noch etwas vermehrt wird, zwischen 20 und 30 Minuten. Während der Aufgabe des Eisens wird der Brenner auf ganz kleine Flamme gestellt; eine völlige Abstellung ist nicht angängig, da sonst der Ofen zu sehr abkühlen würde. Man gibt

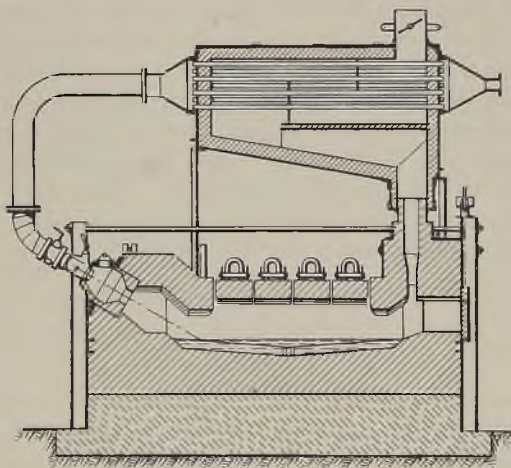


Abb. 46. Tiegelloser Ofen zum Schmelzen von Grau- und Temperguß.

zuerst Roheisen, wenn Stahlzusätze gemacht werden, auch diese auf. In dem Maße, wie diese Teile niederschmelzen, wird der leichter schmelzende Gußbruch zugesetzt. Nachdem alles verflüssigt ist, schwenkt man den auf Rollen lagernden Ofen. Durch das Schwenken wird auch die im Gewölbe des Ofens aufgespeicherte Wärme für das Eisenbad nutzbar gemacht. Zum Schmelzen und zur gießfertigen Überhitzung eines Einsatzes von 1000 kg Eisen werden, wenn es sich um einen ersten Einsatz handelt, etwa zwei Stunden benötigt; bei nacheinander erfolgenden Schmelzungen läßt sich diese Zeit erheblich verkürzen. Vor dem Ausgießen des Eisens muß die Schlacke gewissenhaft abgezogen werden. — Die Bedienung des Ofens kann durch einen angelernten Arbeiter erfolgen.

Die zylindrischen, liegenden Öfen nach Patenten von Huber und Autenrieth¹⁾ haben auf der dem Brenner gegenüberliegenden Stirnseite und an der Langseite je eine Beschicköffnung (Abb. 45 und 46). Sie werden mit und ohne Vorwärmung des Windes ausgeführt. Der Herd ruht auf Walzen und kann zur Entleerung bis um 180° geschwenkt werden. Die seitliche Beschickungsöffnung, die bis zur vollen Aufgabe des Einsatzes mit Eisen gefüllt bleibt, dient zugleich als Vorwärmer. Während des Begichtens verschließt der Deckel den kurzen Kaminstutzen. Nach der Verflüssigung des gesamten

¹⁾ Ausgeführt mit dem Niederdruckbrenner AHA, D. R. P. Nr. 281657 von der Firma Huber & Autenrieth in Stuttgart.

Einsatzes nimmt man den Deckel ab, so daß nun die Abgase frei austreten können (Abb. 45). Während die Öfen nach Abb. 45 hauptsächlich für Bronzeschmelzungen dienen, wird bei den Ausführungen zum Schmelzen von Grau- und Temperguß (Abb. 46) der Wind durch die Abgase bis auf 150° vorgewärmt, was der Wirkung des Brenners sehr zu Nutzen kommt.

Ein Ofen mit schüsselförmigem Herde (Abb. 47) der gleichen Firma hat zwei tangential angeordnete Brenner, die durch die Drehachse des Herdes hindurch mit Luft und Brennstoff gespeist werden. Die Abgase treten nicht frei aus, sondern bewirken vorher im Inneren der Ofenwand eine beträchtliche Vorwärmung. Der Deckel des Herdes ist mit einem zylindrischen Aufsatz ausgestattet, der das Aufgeben des Einsatzes ohne Öffnung des Deckels ermöglicht. Man tut aber besser, trotz dieser Möglichkeit vor Beginn einer Eisenschmelzung den großen Deckel abzuheben und den Eisensatz unter sorgfältiger Verteilung seiner Bestandteile über den ganzen freien Herdquerschnitt aufzugeben. Ist der erste Einsatz verflüssigt, so kann nach entsprechender Überhitzung ein Teil des Bades durch Schwenken des Herdes in eine Gießpfanne entleert werden, worauf man durch den kurzen kuppelofenartigen Aufsatz in der Mitte des Gehäusedeckels weiter gichtet.

Abb. 48 zeigt einen tiegellosen Schmelzofen der Firma Fulmina, G. m. b. H., in Edingen bei Mannheim¹⁾. Der Ofen ist hauptsächlich zum Schmelzen von Sondergrauguß, Temperguß und Sonderlegierungen, wie Ferrochrom, -mangan, -silizium und ähnlichen Legierungen, bestimmt. Er ist durch die elliptische Form seines Herdes gekennzeichnet, die gewissermaßen das Arbeiten mit zwei Herden gestattet, da abwechselnd die obere und die untere Seite der Ellipse als Herd und als Gewölbe benutzt werden können. Die Beschickung erfolgt durch zwei an der Längsseite vorgesehene Türen, die Entleerung über eine in der Mitte angeordnete Abstichrinne. Die Flamme streicht in der Längsrichtung über das Schmelzgut und tritt am Ende der Trommel in den Gasabzug, der die heißen Gase einem Winderhitzer zuführt. Die Vorwärmung des den Erhitzer in gußeisernen Röhren durchströmenden Windes ist recht beträchtlich. Der Ofen wird auch als Doppelanlage ausgeführt, in der die Abgase des einen Herdes den Einsatz im zweiten vorwärmen, was wesentliche Zeit- und Brennstoffersparnisse ermöglicht. Bei den Fulmina-Brennern kreist der Luftstrom senkrecht zur Ölaustrittsrichtung um einen Düsendorn, während sich die Öldüsen im Luftstrome drehen, so daß unter der Wirkung der Fliehkraft feinste Zerstäubung bei gleichzeitig größter Ölmenge erreicht wird.

Der kippbare, tiegellose Ofen von Dr. Schmitz und Co., G. m. b. H. in Barmen²⁾

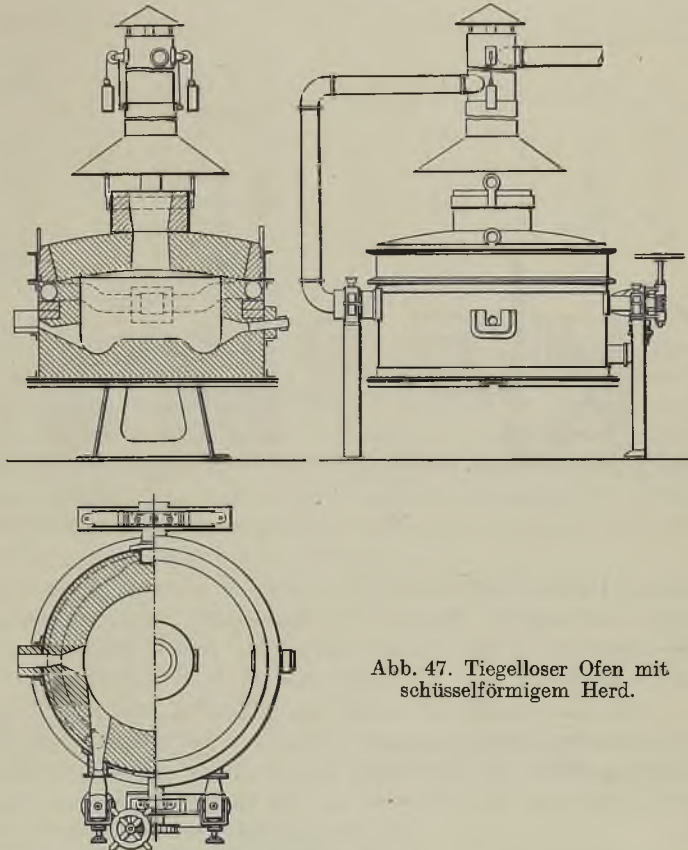


Abb. 47. Tiegelloser Ofen mit schüsselförmigem Herd.

¹⁾ S. Stahleisen 1926. S. 107. ²⁾ Vgl. hierzu Abb. 399 auf S. 449, ferner Stahleisen 1926. S. 107.

wird von einem Ende aus beschickt, der Abstich erfolgt wiederum von der Mitte aus. Der Querschnitt des Herdes ist kreisrund, wodurch es möglich wird, den Ofen während des Schmelzens um 180° zu drehen und die Wärme des hochoverhitzten Deckengewölbes auszunutzen, indem man es nun als Herd arbeiten läßt. Es werden dadurch eine Verkürzung der Schmelzdauer, geringer Ölverbrauch und niedriger Abbrand erzielt. Der Schmitzsche Brenner (Abb. 49) besteht aus einem Brennergehäuse und einer Brennerdüse. Die Düse ist durch tangentielle Schlitz durchbrochen, die der Luft eine wirbelnde Bewegung geben. In der inneren Düse befindet sich die Ölzuführung. Das unter natür-

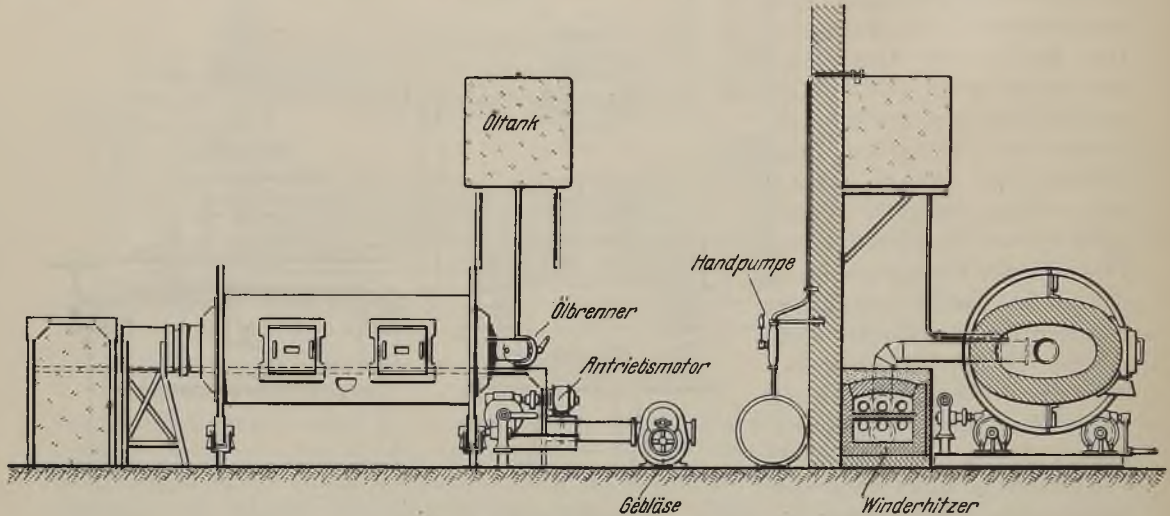


Abb. 48. Tiegelloser Ölofen mit Windvorwärmung.

lichem Druck zuströmende Öl wird bei seinem Austritt von dem Luftwirbel erfaßt und restlos zerstäubt. Durch Verstellung der inneren Düse läßt sich die Flamme während des Betriebes nach Wunsch verkürzen oder verlängern. Zum Betriebe des Brenners ist ein Winddruck von 350–400 mm W.S. erforderlich.

Die Zahlentafel 5¹⁾ zeigt das Ergebnis von 8 in einem Ofen Bauart „Hetsch“ vorgenommenen Schmelzungen. Dreimal zwei der gesamten acht Schmelzungen wurden hintereinander durchgeführt, um die Wirkung länger anhaltender Betriebsdauer auf den Ofen und auf die Schmelzung festzustellen. Dabei ergab sich, daß der Ölverbrauch

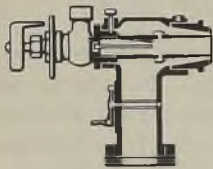


Abb. 49. Brenner des tiegellosen Ofens von Dr. Schmitz.

bei unmittelbar nacheinander wiederholten Schmelzungen um durchschnittlich 20% zurückging, und daß auch bei Einzelschmelzungen der Ölverbrauch um so geringer war, je größer die Einsatzmenge bemessen wurde. Das erschmolzene Eisen war mit mindestens 1400° stets gut vergießbar und wurde beim Ausgießen über die Schnauze des Fülltrichters als stark überhitzt befunden. Die chemische Zusammensetzung des abgegossenen Eisens entsprach vollständig den gehegten Erwartungen. Es zeigte niedrigen Schwefelgehalt und geringen Siliziumabbrand, und der Kohlenstoffgehalt von 3% konnte genau eingehalten werden. Durch längere Wirkung des Brennöls, etwa 10–15 Minuten, auf das

Eisenbad ließ sich der Kohlenstoffgehalt ohne weiteres auf 2,8% herabdrücken. Nur der Manganabbrand war verhältnismäßig hoch. Genaue diesbezügliche Angaben wurden leider nicht gemacht, doch ist anzunehmen, daß er sich in den vorgesehenen Grenzen hielt, da andererseits wohl auch ein stärkerer Siliziumabbrand festgestellt worden wäre. Auch die physikalische Untersuchung des Eisens brachte günstige Ergebnisse; Zug-

¹⁾ Zusammengestellt nach einem Berichte der PVR-Wärmestelle über am 23. und 24. Mai 1923 mit einer Teerölfeuerung Patent Hetsch durchgeführte Heiz- und Schmelzversuche. Arch. f. Wärmewirtsch. 1924. H. 2. S. 33.

und Biegefestigkeit waren durchaus zufriedenstellend. Das Gefüge zeigte gut ausgebildeten Perlit in lamellarer Form mit mäßigen Graphitadern entsprechend dem geringen Kohlenstoffgehalte.

Zahlentafel 5.

Schmelzversuche mit der Teerölfeuerung. Patent Hetsch.

Schmelzung Nr.	Anwärmen			Einsetzen			Schmelzen			Ab- stich- wärme °C	Gattierung		
	Dauer Min.	Ölverbrauch		Nr.	Dauer Min.	Gewicht kg	Dauer Min.	Ölverbrauch			Roh- eisen %	Stahl- abfälle %	Bruch- eisen %
		kg	% des Ein- satzes					kg	% des Ein- satzes				
1	40	38	3,8	I	15	1000	120	124,6	12,46	1400	40	20	40
1a	—	—	—	II	15	1000	95	100	10	1430	40	20	40
2	55	50	5,0	I	20	1000	120	112	11,2	1400	40	20	40
2a	—	—	—	II	25	1250	140	119	9,5	1430	40	20	40
3	40	22	3,16	I	40	1265	170	102	8,1	1400	40	20	40
4	70	48,5	4,8	I	30	1000	120	95	9,5	1400	40	20	40
5	45	18	3,8	I	20	500	500	64,5	12,9	1400	40	20	40
5a	—	—	—	II	20	500	500	61,6	12,3	1400	40	20	40

Die Wirtschaftlichkeit auch der tiegellosen Ölschmelzöfen hängt demnach ausschließlich vom Preise des Brennöles ab. Mit 14–15 l Öl auf 100 kg geschmolzenes Eisen vermag man gut durchzukommen. Ein zweiter Umstand, der für die Verwendung von tiegellosen Ölschmelzöfen maßgebend ist, liegt im Umfang der regelmäßig vorzunehmenden Schmelzungen. Für Großbetriebe wird auch unter günstigsten Bedingungen der Öfen im regelmäßigen Betriebe nur ausnahmsweise wettbewerbsfähig sein. Eine Ausnahme liegt vor, wenn es sich darum handelt, ein Eisen zu schmelzen, das im Großschmelzbetriebe nicht in entsprechender Reinheit zu gewinnen ist.

Literatur.

- Schmatolla, E.: Die Tiegelöfen. Berlin 1901.
 Irresberger, C.: Tiegelöfen im Gießereibetriebe. Stahleisen. 1904. S. 137, 169.
 Kloß, H.: Aus der Metallgießereipraxis. Gieß.-Zg. 1911. S. 117.
 Hausenfelder, R.: Teerölverwertung für Heiz- und Kraftzwecke. Stahleisen. 1912. S. 772.
 Die Tiegelstahlerzeugung in Milwaukee, V. St. A. Iron Trade Rev. 1912. 24. Oktober, S. 762. (Stahleisen 1914. S. 366.)
 Venator, W.: Über Ölfeuerung. Gieß.-Zg. 1913. S. 100, 137.
 Lennings, P.: Fortschritte auf dem Gebiete der Ölfeuerung. Gieß.-Zg. 1913. S. 301.
 Jonides, A. C.: Mischgasfeuerungen. Engg. 1917. 18. September, S. 342. Stahleisen 1918. S. 495.
 Zirker, G. H.: Einige Betriebsergebnisse von Eisenschmelzen in einem tiegellosen Schmelzofen mit Ölfeuerung. Gieß.-Zg. 1924. S. 41/45.
 Neuer Tiegel-Schmelzofen für Stahlguß. Foundry Trade J. 1925. S. 190.
 Lew, Ignatz, Dr.: Die Feuerungen mit flüssigen Brennstoffen. 2. Aufl. Durchgesehen und erweitert von F. Wilcke. Leipzig 1925.
 Schaphorst, W. F.: Ölfeuerung und Ölbrenner für industrielle Werke. Ind. Engg. Chem. 1925. Nr. 1, S. 5/10.
 Irresberger, C.: Die vierte Gießereifachausstellung in Düsseldorf. Stahleisen 1926. S. 107.
 Schmelzöfen mit Oberflächenverbrennung. Gieß.-Zg. 1926. S. 492/493.
 Zankl, A.: Betriebserfahrungen mit dem Ölflamofen in der Tempergießerei. Gieß.-Zg. 1927. S. 35.
 Peabody, Ernest, H.: Verbesserungen an Ölbrennern. Power 1927. Nr. 3, S. 109/110.

II. Das Schmelzen im Gießereischachtofen (Kuppelofen).

Von

Ingenieur C. Irresberger.

Entwicklung des Kuppelofens und des Kuppelofenschmelzens.

Vorläufer und erste Ofenformen.

Das Umschmelzen von Eisen in schachtförmigen Öfen durch unmittelbare Einwirkung fester Brennstoffe und gepreßter Luft reicht in Deutschland mindestens bis in die Mitte des 15. Jahrhunderts zurück, wie die Schmelzanweisungen in dem Feuerwerksbuche aus dem Jahre 1454 dartun¹⁾. Etwa hundert Jahre später bringt Vanuccio Biringuccio in seiner 1540 gedruckten *Pyrotechnia* eine ausführliche Anleitung zu einem ähnlichen Schmelzverfahren²⁾, mit der die fast 200 Jahre später erschienenen Beschreibungen Réaumur's³⁾ in der Hauptsache übereinstimmen.

Der Réaumursche Ofen⁴⁾ besteht aus einem Sammelbecken, der Kalebasse⁵⁾. Das Becken wurde ringsum in Kohlenlöschepackung, der kegelige Schmelzschacht aufgesetzt, der ganze Ofen mit Holzkohlen gefüllt, das Gebläse angesetzt und in Tätigkeit gebracht. Nach Erreichung von Weißglut gab man das Eisen in talergroßen Stücken auf und fuhr damit fort, bis die erforderliche Menge flüssigen Eisens sich im Becken angesammelt hatte. Dann konnte der Aufsatz entfernt und das Eisen unmittelbar aus dem Becken in die Formen vergossen werden. Die Kesselöfchen (französisch: Fourneaux à poche) der Wandergießer, von denen Réaumur auf S. 416 seines obengenannten Werkes sagt: „. . . . Gießer, welche täglich Gußeisen verarbeiten durchziehen das Land Sie fertigen gußeiserne Gewichte, Platten für verschiedene Zwecke, gießen neue Töpfe und flicken alte. Hat ein alter Kochtopf ein Bein verloren, so gießen sie ihm an Stelle des alten ein neues an“, waren jedenfalls ebenso oder doch ganz ähnlich eingerichtet.

Dem Übelstande, vor jedem Gusse den Schmelzaufsatz entfernen zu müssen, begegnete Réaumur durch Aufhängen des Ofens an zwei drehbaren Zapfen und Anbringen eines durch Lehmpropfen verschließbaren Loches in Höhe des oberen Schmelzgefäßrandes. Nach vollendetem Schmelzen wurde der Pfropfen durchstoßen und der Ofen durch Kippen entleert. Diese als Stürzöfen bezeichneten Schmelzöfen fanden in Frankreich, Belgien, Rußland und Schweden Verbreitung und wurden in Größen bis zu 2100 mm Höhe ausgeführt. So berichtet der schwedische Berggrat Norberg in einer 1805 (bei

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 10 u. ff.; ferner O. Johannsen: *Geschichte des Eisens*. Düsseldorf 1924. S. 75ff.

²⁾ Vgl. Bd. I, S. 14.

³⁾ *L'art de convertir le fer forgé en acier et l'art d'adoucir le fer fondu ou de faire des ouvrages de fer fondu aussi finis que le fer forgé*. Paris 1722. S. 408.

⁴⁾ Vgl. die Bearbeitung von Ledebur. *Stahleisen* 1885. S. 121.

⁵⁾ Nach dem französischen „Calebasse“ = Flaschenkürbis. Die Bezeichnung rührt von der Form des oberen Sammelbeckenrandes her. Sie wurde später auf den Ofen selbst übertragen und war bis in die Mitte des 19. Jahrhunderts im romanischen Europa und im ganzen Belgien für alle Pfannenöfen, deren Schacht nach vollendeter Schmelzung vom Sammelgefäß abgehoben wurde, gebräuchlich.

Cratz und Gerlach in deutscher Übersetzung von Blumhof) erschienenen Abhandlung von solchen Öfen, die er in Rußland gesehen hat und dann in Schweden einfuhrte¹⁾.

Eine nur wenig von der ursprünglichen Form des Schmelzverfahrens abweichende Anordnung zeigen die bis in die Mitte des 19. Jahrhunderts betriebenen Pfannenöfen. Sie bestanden nach einer von Valerius-Hartmann überlieferten Zeichnung²⁾ aus einer mit Lehm ausgekleideten Gießpfanne, die zum Zusammenhalten der Wärme in eine Sandbettung eingestampft wurde, und einem darüber gesetzten, an einer Seite offenen Schmelzschacht (Abb. 50). Beide Teile wurden so an einer Mauer, in die die Windform mündete, aufgestellt, daß der obere Pfannenrand genau unter der Düse lag und die Wand den Schlitz des Schmelzschachtes abschloß. Die Fugen zwischen Pfanne und Schmelzschacht und zwischen dem letzteren und der Mauer verschmierte man mit Lehm und füllte beide Teile mit Brennstoff, der dann mit Hilfe des Gebläses zur Weißglut gebracht wurde. Man gichtete abwechselnd möglichst klein geschlagenes Eisen und Brennstoff, bis die gewünschte Eisenmenge erreicht war. Ein über dem Schmelzofen hängender Rauchfang leitete die Abgase ins Freie und hielt ihre Wärme zum Trocknen von Gießpfannen etwas zusammen. Nach beendigtem Schmelzen und dem Abheben des Schmelzaufsatzes, der dazu mit zwei Ösen versehen war, stellte man die Pfanne auf Böcke und entleerte sie durch Kippen in kleinere Gießgefäße. Die größten Öfen lieferten bis zu 500 kg flüssiges Eisen in einer Schmelzung. Als Brennstoff dienten Holzkohlen oder Koks, ausnahmsweise auch Steinkohlen. Ein guter Koksofen (die „calebasse de Charleroi“, Valerius-Hartmann, S. 614) verbrauchte insgesamt auf 100 kg flüssiges Eisen 37–43 kg Koks und 2,7–3 kg Steinkohlen und ergab einen Abbrand von 5–6%. Abb. 50 zeigt einen Pfannen- oder Kesselofen, der noch im Jahre 1850 in Brüssel betrieben wurde³⁾.

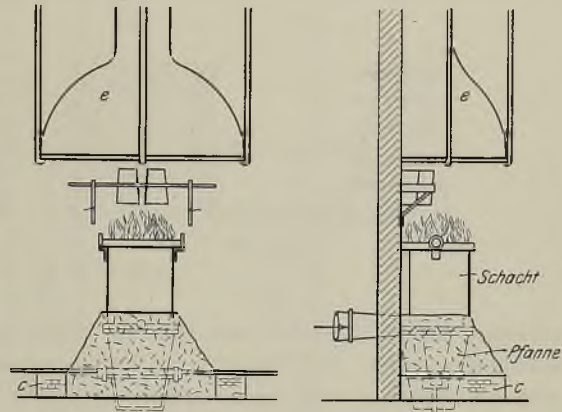


Abb. 50. Alter Pfannen- oder Kesselofen.

Réaumur hatte schon im Jahre 1722 den Wert des feststehenden Herdes erkannt⁴⁾, ist aber mit der Anordnung der Abstichöffnung am oberen Rande des Sammelraumes auf halbem Wege stehen geblieben. Erst der Engländer John Wilkinson gelangte etwa im Jahre 1780 bei Versuchen, in einem Kleinofen Erze zu schmelzen, dazu, Öfen mit feststehendem Herde mit einem Abstichloche am Herdboden zu versehen⁵⁾. Abb. 51 und 52 zeigen zwei Öfen großer Londoner Gießereien aus den ersten Jahrzehnten des vorigen Jahrhunderts. Der Wind wird bei beiden Öfen mit Lederbälgen erzeugt. Beim Ofen Abb. 52 erfolgt der Antrieb des Fächerbalges durch ein Göpelwerk, während der Zylinderbalg in Abb. 51 wahrscheinlich durch ein Wasserrad betätigt wurde. Der Ofen Abb. 51 ist feststehend, der in Abb. 52 auf Rädern und Schienen beweglich.

¹⁾ Eine Abbildung eines solchen Ofens gibt O. Johannsen in seiner „Geschichte des Eisens“ auf S. 98, Abb. 102.

²⁾ Valerius-Hartmann: Theoretisch-praktisches Handbuch der Roheisenfabrikation. Freiberg 1851. S. 605.

³⁾ Nach U. Lohse: Die geschichtliche Entwicklung der Eisengießerei seit Beginn des 19. Jahrhunderts. Jahrbuch d. V. D. I. 1910. S. 93.

⁴⁾ Er sagt auf S. 415 seines wiederholt erwähnten Werkes: „Öfen nach den gleichen Grundsätzen, wie die zum Erzschnmelzen verwendeten, aber kleiner und mit lebhafterer Verbrennung wären zum Schmelzen einer großen Menge Eisen auf einmal sehr geeignet. Zur Erzielung eines rascheren Schmelzens als im Hochofen wäre nur die ununterbrochene Zuführung einer größeren Luftmenge erforderlich.“

⁵⁾ Siehe Bd. I, S. 20, Johannsen a. a. O. S. 123.

Die Öfen fanden unter dem Namen ihres Erfinders als Wilkinsonöfen in England und auf dem Festlande rasch Verbreitung. Der Name verschwand aber bald, um der Bezeichnung Cupolo, Copolt, Kupol- und Kuppelöfen (englisch cupola-furnace und cupola, französisch coupela und cubilot) zu weichen. Die Meinungen über den Anlaß zu solcher Namensänderung gehen auseinander¹⁾. Zu einer ebenso natürlichen wie naheliegenden Deutung des neuen Namens gelangt man bei dem Vergleiche der Betriebsart der alten Pfannenöfen und der ursprünglich nicht viel höheren Wilkinsonöfen. Wenn schon die verhältnismäßig geringe Abgasmenge der Pfannenöfen dazu nötigte, Vorkehrungen für den Abzug der Feuergase zu treffen, so lag eine solche Notwendigkeit erst recht bei ihren größeren Nachfolgern vor. Feststehende Öfen erhielten eigene Rauchfänge oder wurden in Gruppen unter einem Mantel, einer Kuppel, vereinigt²⁾, während

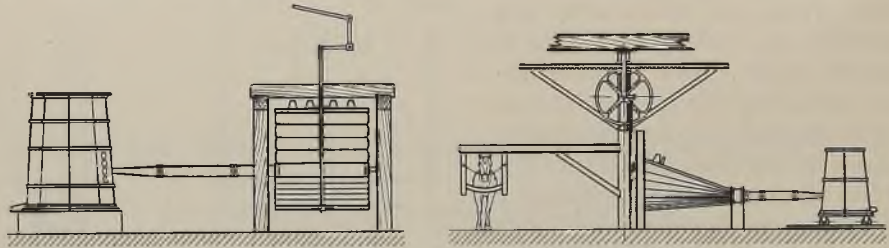


Abb. 51.

Abb. 52.

Abb. 51 u. 52. Wilkinsonöfen.

fahrbare Öfen während des Blasens unter einen allgemein benutzten Rauchfang geschoben wurden. Der Rauchfang wurde infolge seiner häufig kuppelartigen Form kurzweg als Kuppel, englisch „cupola“ bezeichnet, und danach nannte man die darunter betriebenen Schmelzöfen Kupolöfen.

Den Wilkinsonöfen ähnliche Umschmelzvorrichtungen waren in China schon mindestens 200 Jahre früher verbreitet³⁾. Sie hatten die Form eines Tiegels, an den ein hölzernes Kasten gebläse angeschlossen war. Im Kasten befand sich ein Kolben, der von außerhalb mit der Hand hin und her bewegt werden konnte. Durch Öffnungen an den Stirnseiten des Kastens, die mit Ventilkappen versehen waren, trat Luft in einen durch eine Zwischenwand gebildeten Kanal und von ihm durch ein Düsenrohr in den Ofen⁴⁾.

Während im fernen Osten die Erreichung der Kuppelofengrundform einen Abschluß bedeutete, bildete sie in Europa den Ausgangspunkt mannigfaltiger und erfolgreicher Weiterentwicklung.

Erste Vorkehrungen zur Vermehrung des auf einmal verfügbaren flüssigen Eisens

Die geringe Menge des durch einen Abstich verfügbar werdenden Eisens der ersten Kuppelöfen machte es schwierig, sie in Übereinstimmung mit altgewohnten Formen des Gießereibetriebes, der mit dem Hochofen eng verbunden war, zu bringen. Sie blieben ein Hilfsmittel für Ausnahmefälle, bis zwei ungefähr zu gleicher Zeit in Aufnahme gekommene Verbesserungen ihnen allgemeines Bürgerrecht im Gießereibetriebe verschafften: Die Einrichtung von Schöpferden und die Anordnung übereinanderliegender Düsen.

Zur Vermeidung der Gefahren beim Abfangen des flüssigen Eisens unter dem springenden Strahle des abgestochenen Hochofens und, um den Formern zu jeder Zeit flüssiges

¹⁾ Vgl. hierzu Bd. I, S. 21.

²⁾ Nach P. Martell: Beiträge zur Geschichte des Kupolofens. Gieß.-Zg. 1910, S. 119.

³⁾ Glasers Annalen 1885. S. 191 u. f.

⁴⁾ Derartige Handgebläse sollen gegen Ende des vergangenen Jahrhunderts in Japan noch vielfach im Betrieb gewesen sein. Zum Abguß größerer Stücke wurden mehrere Öfen gleichzeitig betrieben und so verteilt, daß das geschmolzene Eisen durch Sammelkanäle zu einem gemeinschaftlichen Inguß geleitet werden konnte.

Eisen zur Verfügung zu stellen, hat man schon frühzeitig die Eisenhochöfen mit offener Brust zugestellt. Die vordere Gestellwand wurde in der ganzen Breite des Gestells durchbrochen, wodurch ein vorspringender Behälter, der Schöpfherd, entstand, dessen Seiten von Mauerwerk oder Eisenplatten begrenzt waren und den man mit Masse ausstampfte. Aus dem Herde wurde das Eisen mit Handlöffeln (Handkellen) geschöpft. Durch Ausstattung der Kuppelöfen, die auf den Hochöfenwerken nicht selten mit dem gleichen Winddrucke wie die Hochöfen betrieben wurden, mit ähnlichen Schöpfherden (Abb. 53) wurden die Anpassung an die vom Hochofen her gewohnte Form der Eisinentnahme und zugleich die Möglichkeit erreicht, auch im Kuppelofen größere Mengen flüssigen Eisens anzusammeln. Damit ließ sich der Gießereibetrieb mit einem Schlage den Launen des Hochofens entrücken, und die Kuppelöfen konnten als Hilfseinrichtungen der Hochofengießerei stetig Boden gewinnen. Als man später auch auf den Hochöfenwerken

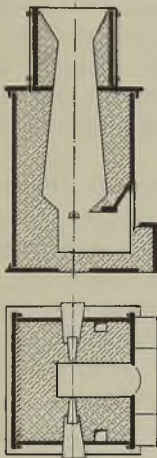


Abb. 53. Kuppelofen mit offener Brust.

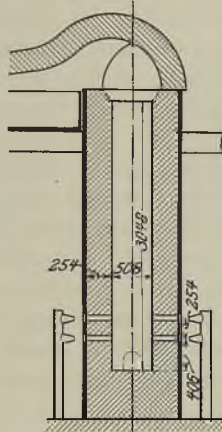


Abb. 54. Holzkohlenkuppelofen mit 2 Düsenreihen.

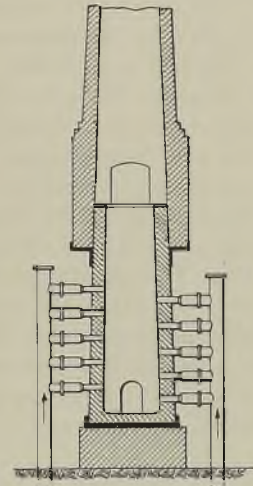


Abb. 55. Kuppelofen mit 5 Düsenreihen.

dazu übergang, die Kuppelöfen mit geringerem Winddrucke zu betreiben, und dadurch das Abfangen des flüssigen Eisens unter dem springenden Strahle ungefährlicher wurde, verschwanden auch an den Kuppelöfen die Schöpfherde.

Es gab solche Öfen in Malapane und Zehdenick¹⁾, in Lerbach am Harz²⁾, auf der Saynerhütte, Rheinböllerhütte, in Sterkrade, Lendersdorf u. a. O.³⁾. Die Schöpfherde faßten 750—1750 kg flüssiges Eisen. Die Öfen waren noch klein und hatten kaum größere Höhen als $2-2\frac{1}{2}$ m. Gewöhnlich lieferten die Gebläse der Hochöfen auch für die Kuppelöfen den Wind. Man arbeitete fast allgemein mit zwei Düsen von 68 mm Durchmesser und einem Winddrucke von $2-2\frac{1}{2}$ Pfund auf den Quadratzoll (fast 2000 mm Wassersäulendruck). Da wenig oder gar keine Zuschläge gemacht wurden, setzten sich die Öfen schon nach wenigen Betriebstunden voll zäher Schlacke. Man war daher gezwungen, zwei Öfen halbtags abwechselnd zu betreiben, wodurch der Brennstoffaufwand wesentlich erhöht wurde. Abb. 53¹⁾ zeigt einen Ofen, an dem neben dem Schöpfherde, die Anwendung zweier Düsen und die trichterartige Erweiterung der Gichtöffnung bemerkenswert sind. Letztere sollte die gichtenden Arbeiter vor der Wirkung der Gichtflamme schützen und das infolge der engen Gichtöffnung (350 mm) unbequeme Begichten erleichtern. Der Ofen war 2,4 m hoch und schmolz in 6—7 Stunden 1,5 t Eisen. Für größere Stücke wurde der Schöpfherd abgestochen.

In Gießereien fern von Hochöfen dürfte indes der Schöpfherd nur ausnahmsweise heimisch gewesen sein. Der Winddruck ihrer Kuppelöfen war verhältnismäßig gering, so daß das Abfangen des Eisens unterm Strahle leichter auszuführen war. Das Sammeln größerer Mengen flüssigen Eisens wurde dort schon frühzeitig durch Anordnung mehrerer

¹⁾ Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910, S. 94. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 25. ³⁾ Gieß.-Zg. 1910. S. 119.

Düsen übereinander ermöglicht. Man blies zunächst mit den Düsen der unteren Reihe und hielt währenddem die oberen mit Tonpfropfen verschlossen. Stieg das flüssige Eisen oder die Schlacke bis zur blasenden Form, so schloß man sie und öffnete die nächste, und fuhr so fort, bis die gewünschte Menge flüssigen Eisens beisammen war. Schon der Wilkinsonsche Ofen scheint eine derartige Anordnung besessen zu haben, worauf die in Abb. 51 neben dem Windrohre sichtbaren vier Löcher schließen lassen. Abb. 54¹⁾ zeigt einen Holzkohlen-Kuppelofen aus Petersburg mit zwei Reihen Düsen, die mittels Lederschläuchen mit der Windleitung verbunden wurden. Die für damalige Anschauungen beträchtliche Ofenhöhe war durch den verwendeten Brennstoff bedingt. Je geringer sein spezifisches Gewicht ist, desto höher müssen die Brennstoffschichten sein und desto höher fällt der Ofenschacht aus. Der Kuppelofen von Seraing²⁾ hatte drei Düsen übereinander. Er zeigte im übrigen noch allereinfachste Formen, trotzdem er erst 1850 auf einem so hervorragenden Werke errichtet wurde. In der Eisengießerei von Maudslay in London war im Jahre 1847 ein Kuppelofen mit vier übereinander liegenden Formen in Betrieb. Er faßte, wenn das Eisen bis zur vierten Form gestiegen war, 3,5 t flüssiges Eisen³⁾. Einen Ofen mit fünf Düsenreihen, wie solche in Frankreich bis gegen das Ende des 19. Jahrhunderts angetroffen wurden⁴⁾, zeigt Abb. 55. Die Kuppelöfen zu Rouen hatten sogar sechs Düsenreihen übereinander, die durch Schieber geschlossen werden konnten⁵⁾.

Die Stauung größerer Mengen Eisens durch übereinander liegende Düsen war nur so lange ein gutes Mittel zur größeren Ausnützung der Leistungsfähigkeit eines Kuppelofens und zur Beschaffung der Eisenmengen für große Gußstücke, als man bessere Hilfsmittel nicht kannte. Sie hatte vermehrten Brennstoffaufwand, größeren Abbrand, höhere Beanspruchung des Mauerwerks und häufig die Beendigung der Schmelzreise nach dem Ablassen des gesammelten Eisens zur Folge. Sie ist nicht mehr gebräuchlich, seit durch größere Bemessung der Kuppelöfen, durch Vorherde und Sammelpfannen die nötigen Eisenmengen auf besserem Wege gesammelt werden können.

Windvorwärmung.

Die ältesten Kuppelöfen erforderten einen für heutige Begriffe schier unfaßbaren Brennstoffaufwand. Ein im Jahre 1804 auf der Antonienhütte betriebener Kuppelofen verbrauchte auf 65 Pfund Eisen 50 Pfund Satzkoks⁶⁾, also über 76%, und noch in den vierziger Jahren des vergangenen Jahrhunderts betrug der durchschnittliche Verbrauch an Satzkoks ohne den Füllkoks 47,6%⁷⁾. Im Jahre 1851 geben Valerius-Hartmann⁸⁾ den durchschnittlichen Koksverbrauch mit 20% an und Ledebur⁹⁾ berichtet, daß in den fünfziger Jahren und selbst noch in den sechziger Jahren Kuppelöfen mit mehr als 30% Koksverbrauch durchaus keine Seltenheit waren.

Ursprünglich erregte der hohe Koksverbrauch keinen Anstand. Man war z. B. auf der Antonienhütte mit dem 76% Koks verbrauchenden Kuppelofen recht zufrieden¹⁰⁾. Die Befriedigung ist zu erklären aus der damals verbreiteten Meinung, die Kuppelöfen seien nichts anderes als kleine Hochöfen¹¹⁾. Bedurfte der Hochofen zur Erzeugung von 100 kg Roheisen über 800 kg Koks¹²⁾, so war es doch hochbefriedigend, im Kuppelofen

¹⁾ Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 95.

²⁾ Valerius: *Traité théorétique et pratique de la fabrication de la fonte*. Tafel XX.

³⁾ Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 105.

⁴⁾ Nach A. Gouvy: *Etude sur les cubilots pour la fusion de la fonte*. Paris 1887. p. 5.

⁵⁾ Bd. I, S. 24.

⁶⁾ A. Eversmann: *Die Eisen- und Stahlerzeugung zwischen Lahn und Lippe*. Dortmund 1804. S. 310.

⁷⁾ Karsten, *Handb. d. Eisenhüttenkunde*. 3. Aufl. 3. Teil. Berlin 1841. S. 327.

⁸⁾ *Theoret.-prakt. Handb. d. Roheisenfabrikation*. S. 601.

⁹⁾ *Stahleisen* 1885. S. 124.

¹⁰⁾ A. Eversmann auf S. 310 seines schon erwähnten Werkes.

¹¹⁾ A. Eversmann sagt auf S. 310 seines Werkes: „Die Cupolos sind Hochöfen en miniature.“

¹²⁾ Der Hochofen der Clydehütte verbrauchte im Jahre 1829 vor Einführung der Winderhitzung auf 1000 kg Eisen 8070 kg Koks; Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 103.

eine Schmelzvorrückung zu besitzen, die ein Schmelzen mit 76% ermöglichte! Trotzdem setzten bald auch am Kuppelofen Versuche ein, den Betrieb durch Verminderung des Brennstoffverbrauches wirtschaftlicher zu gestalten. Die günstigen Erfolge der in den 1830er Jahren im Hochofenbetrieb allgemeiner auf gekommenen Vorwärmung der Gebläseluft führten dazu, die Kuppelöfen mit ähnlichen Anlagen auszustatten. Sie brachten infolge des damals noch an großen Mängeln leidenden Kuppelofenbetriebes eine rund 50%ige Koksersparnis.

Die ersten Versuche unternahm Faber du Faur 1831 auf dem Kgl. Württemb. Hüttenamt Wasseralfingen¹⁾, im Jahre 1834 folgte Gleiwitz²⁾. In den Jahren 1832 bis 1833 vor Einführung der Winderhitzung hatte man 46 Pfund Koks gebraucht, um 100 Pfund Eisen zu schmelzen, während man 1836—1838 nach Einführung der Winderhitzung die gleiche Wirkung mit 22³/₄ Pfund Koks erzielte. Die neue Einrichtung hatte demnach eine Brennstoffersparnis von rund 50% gebracht. Ein großer Übelstand war es aber, daß der aus gußeisernen Röhren bestehende Winderhitzer infolge der unvermeidlichen, täglich eintretenden Außerbetriebsetzung und der oxydierenden Wirkung der Gichtflamme häufig undicht wurde und fast ununterbrochener Ausbesserungen bedurfte. Die auf den Harzer Werken oberhalb der Gicht eingebauten, geschlossenen, schmiedeisernen Rohrstrahlen (Abb. 56)³⁾ begegneten zwar einigermaßen den Ausdehnungsbeanspruchungen, litten aber um so mehr unter dem frühzeitigen Verbrennen ihrer dünnen Wandungen. Besser scheint sich ein im Jahre 1841 in Malapane über die Gicht des Kuppelofens gesetzter doppelwandiger Erwärmungskegel (Abb. 57)⁴⁾ bewährt zu haben, der aber nur eine Steigerung der Windtemperatur auf 150—160° C brachte.

Als die Gichtflamme infolge verbesserter Luftzuführung immer weniger heiß wurde, versuchte man den Wind durch die strahlende Wärme der Kuppelofenwände vorzuwärmen. Ronchain trieb den Wind durch Kanäle, die in der Mauerung rings um den Herd des Ofens eingelassen wurden⁵⁾. Andere Erfinder ordneten rings um den Ofen einen Windkasten an, in dem sich der Wind vor Eintritt in das Ofeninnere erwärmen sollte, ein Gedanke, der bei einem in Woolwich ausgeführten Ofen bis zur Anbringung eines den Ofen vom Abstichloch bis zur Gichtöffnung einhüllenden Windmantels übertrieben wurde. Schließlich machte man sogar außerhalb des Kuppelofens liegende Wärmequellen der Winderhitzung dienstbar. So waren auf den Stahlwerken von Bayley und Dixon in Sheffield im Jahre 1879 Kuppelöfen in Betrieb, für die der Wind in Rohrkammern erwärmt wurde, die ihre Hitze von den Abgasen einiger Bessemerbirnen erhielten⁶⁾.

Gegen Ende des 19. Jahrhunderts wurde es gebräuchlich, Kuppelöfen mit Vorkehrungen zur Erwärmung des Windes mittels der Wärme der Abgase als Rekuperativ-Kuppelöfen zu bezeichnen. Der Engländer A. Eadie kleidete den oberen Teil des

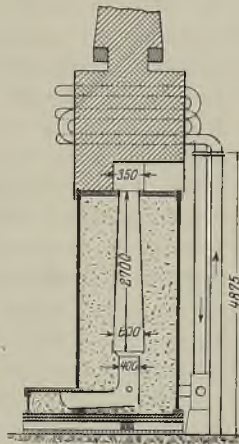


Abb. 56. Kuppelofen mit Einrichtung zur Windvorwärmung auf der Gicht.

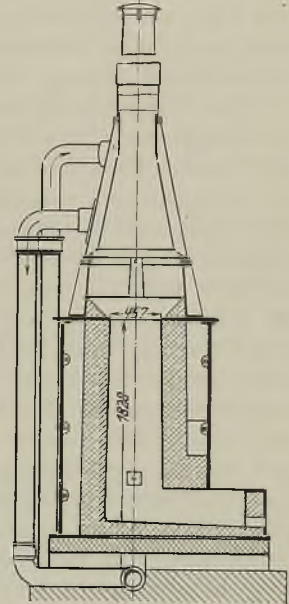


Abb. 57. Kuppelofen mit doppelwandigem Erwärmungskegel für den Wind.

¹⁾ Stahleisen 1904. S. 562; Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 103; Stahleisen 1917. S. 102, 129.

²⁾ Näheres vgl. Valerius-Hartmann: Handb. d. Roheisenfabrikation, Tafel XXV, Abb. 12 und 12a.

³⁾ Vgl. A. Gouvy: Etude sur les cubilots, Abb. 5.

⁴⁾ Nach U. Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 103.

⁵⁾ A. Gouvy: Etude usw., S. 7. ⁶⁾ Nach Eng. 1879. S. 321.

Schachtes mit hohlen gußeisernen Formstücken aus, durch die er nach den Grundsätzen des Gegenstromes den Gebläsewind vor dem Eintritt in den Schacht ziehen ließ¹⁾. Koch und Kassebaum in Hannover machten die Abhitze des Ofens derart nutzbar, daß sie dicht unter der Gicht die Abgase durch Rohre sammelten und in die Windkammern führten²⁾. Auf ähnlicher Grundlage beruht der Rekuperativ-Kuppelofen von A. Baillot³⁾, bei dem unterhalb der Gichtbühne ein Ring aus gußeisernen Formstücken eingebaut ist, durch die Luft eintreten und Gichtgase austreten können. Das Gasgemenge wird von einem Ventilator angesaugt und dem Ofen als Verbrennungsluft wieder zugeführt. Die Schmelzzone ist durch übereinander liegende Düsen auseinandergesogen, besonders hochgelegene, schachbrettartig angeordnete, weitere Düsen sollen bei Bedarf Luft zur Verbrennung von Kohlenoxydgas zuführen. Diese Ausführung zeigt, wie leicht man ohne Kenntnis des Werdegangs des Kuppelofenschmelzens wieder in längst überwindene Irrwege geraten kann.

Die Verbrennung des im Koks enthaltenen Kohlenstoffs ist verschieden, je nach der Temperatur, unter der sie zustande kommt. In Zahlentafel 178 auf S. 457 von Bd. I dieses Handbuches sind die Gleichgewichte zwischen Kohlensäure und Kohlenoxyd bei Temperaturen zwischen 400 und 1000°C zusammengestellt. Bei etwa 450°, der niedrigsten Temperatur, die eine Verbrennung ermöglicht, wird fast nur Kohlensäure gebildet, während von etwa 550° an aufwärts der Gehalt an Kohlenoxyd rasch zunimmt. Schon bei 950° wird fast nur noch Kohlenoxydgas entwickelt. 1 kg Kohlenstoff erzeugt bei der Verbrennung zu Kohlensäure 8080 kcal, bei der Verbrennung zu Kohlenoxyd dagegen nur 2440 kcal⁴⁾. Da bei einer Verbrennungswärme von 450—550° fast nur Kohlensäure, bei 950° fast nur Kohlenoxyd gebildet wird, kann die verschiedene Wärme in der Verbrennungszone des Kuppelofens die Nutzwirkung der Verbrennung im Verhältnis von 8080 : 2440, das ist um etwa 70%, beeinflussen. Sobald die Verbrennung im Gange und der Brennstoff glühend geworden ist, steigt seine Temperatur beträchtlich über die vorteilhafteste Verbrennungswärme. Es würde sich infolgedessen überwiegend Kohlenoxyd bilden, wenn nicht die Temperatur des einströmenden Windes, die selten über 25°, im Durchschnitt vielleicht 18°, beträgt, die Wärme im untersten Teil der Verbrennungszone herabmindern würde. Darum ist kalter Wind eine Hauptbedingung für wirtschaftliches Schmelzen im Kuppelofen.

Wenn trotzdem bei den ältesten Kuppelöfen durch Windvorwärmung Brennstoffersparnisse bis zu 50% erzielt werden konnten, so lag das daran, daß diese Öfen infolge zu hohen Winddruckes und zu geringer Windmengen auch bei kaltem Winde fast nur Kohlenoxyd erzeugten. Man hatte eben ihre Windführung in Verkennung der verschiedenen Aufgaben beider Ofenarten völlig derjenigen der Hochöfen nachgebildet. Wurde aber von vornherein nur Kohlenoxyd erzeugt, so konnte eine Vorwärmung des Windes nichts mehr schaden. Sie mußte im Gegenteil zu Ersparnissen führen, da sie dem Ofen aus den Gichtgasen gewonnene Wärmemengen wieder zuführte, die im anderen Falle nutzlos im Freien verschwunden wären. Man konnte also entsprechend der wieder gewonnenen Wärmemenge weniger Brennstoff setzen.

Bei Kuppelöfen, deren Windverhältnisse eine überwiegende Verbrennung zu Kohlensäure gewährleisten, wird dagegen jede nennenswerte Vorwärmung des Windes zu einem Mehrverbrauch von Brennstoff führen. Sie kann nur in Frage kommen, wenn ohne Rücksicht auf die Kosten hochgradig überhitztes Eisen recht rasch geschmolzen werden soll, wie es im Stahlwerksbetriebe ausnahmsweise der Fall sein kann⁵⁾. Es wird sich aber auch da nur um Ausnahmen handeln, denn das gleiche Ziel kann auf wirtschaftlicherem Wege erreicht werden.

¹⁾ Foundry 1903. Januarheft; vgl. auch Jahrb. f. d. Eisenhüttenwesen. Bd. 4 (1903). S. 270.

²⁾ Metallarbeiter 1902. Nr. 5.

³⁾ Génie civil 1907. 15. Juni, S. 173; vgl. auch Stahleisen 1912. S. 352.

⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 448.

⁵⁾ Osann berichtet in Stahleisen 1908, S. 1502/03 von einem Stahlwerke, das keinen Mischer besitzt und kalte Hochofenabstiche mit sehr heißem Kuppelofeneisen auffrischt. Es entnimmt den Winderhitzern des Hochofens heiße Luft, die mit einer Wärme von 500° den Kuppelöfen zugeführt wird. Dem Berichtersteller ist aber nur dieser einzige Fall bekannt.

Selbst eine geringe Vorwärmung des Windes kann aus den erörterten Gründen nur schädlich wirken. Ledebur befürchtete zwar bei einer Vorwärmung auf nur 80° eine solche Schädigung nicht¹⁾, wies aber nach, daß eine so geringe Erwärmung im besten Falle belanglos sei²⁾. In der deutschen Fachwelt ist man im letzten Jahrzehnt ziemlich allgemein zur Überzeugung gelangt, daß die Gefahr vermehrter Kohlenoxydbildung auch bei gelinder Windvorwärmung schwerer wiegt als alle damit vermeintlich zu erreichenden Vorteile³⁾. Vergleichende Schmelzversuche mit kaltem und mit schwach vorgewärmtem Winde, die Chary in Jünkerath anstellte⁴⁾, haben keinen Unterschied im Koksverbrauche erkennen lassen.

In den letzten Jahren wurden neuerdings mannigfache Versuche unternommen, durch verschieden geartete Vorwärmung des Gebläsewindes bessere Ergebnisse zu erreichen, als man sie bisher möglich machen konnte. Einige dieser Versuche führten wohl zu gewissen Erfolgen, die aber noch immer nicht unbestritten sind und vielfach mehr besonders sorgfältiger Betriebsführung als der Eigenart neuer Einrichtungen zugeschrieben werden. Es besteht darum noch keine Veranlassung, die bisher von der großen Mehrheit der von wissenschaftlichen Erwägungen geleiteten Fachleute als richtig erkannte Verurteilung der Windvorwärmung am Kuppelofen aufzugeben.

Bei allen Versuchen, auf derart künstliche Weise eine Erhöhung der Eisentemperatur zu erreichen, wurde stets selbst bei bescheidenster Wärmesteigerung ein rasches Abschmelzen des Ofenfutters festgestellt. Th. Ehrhardt teilt mit⁵⁾, daß infolge einer geringen Winderwärmung das Schmelzen zwar etwas beschleunigt worden sei, daß aber das Schachtfutter so außerordentlich abschmolz, wie es bei kaltem Winde erst nach ungefähr halbjährigem Betriebe zu beobachten war.

Der Schürmannofen.

Während die früheren Versuche einer Vorwärmung des Kuppelofenwindes stets zu Mißerfolgen geführt hatten, ist es E. Schürmann gelungen, ein Verfahren zu entwickeln, das unter gewissen Umständen eine nutzbringende Vorwärmung ermöglicht. Schürmann geht einen völlig neuen Weg, indem er auf jede unmittelbare Vorwärmung durch die Abgase des Schmelzvorganges, durch Ausstrahlung des Kuppelofens oder durch außerhalb desselben liegende Wärmequellen verzichtet. Er erkannte, wie viele vor ihm, die dreifache Aufgabe der Schmelzarbeit im Kuppelofen: Das Verbrennen des Kokes, die Verflüssigung des Eisens und das Vorwärmen der Schmelzsäule. Auf eine Vorwärmung der Beschickung wurde in der Hauptsache verzichtet und der Verbrennungsvorgang von der Verflüssigung des Eisens streng getrennt. Die Verbrennungsgase werden noch vor Leistung einer Vorwärmearbeit seitlich abgeführt, um dann stark überhitzt in den Ofenschacht zurückzugelangen und dort die Verflüssigung des Eisens zu bewirken. Es handelt sich demnach hier um einen ganz neuen Vorgang, auf den die bisherigen Ausführungen über Windvorwärmung nicht im vollen Umfange anwendbar sind.

Nach dem Schürmann-Verfahren gelangen die Verbrennungsgase aus der Verbrennungszone in einen Winderhitzer, der ähnlich wie ein Cowper-Apparat mit einem Gitterwerk aus feuerfesten Steinen ausgestattet ist. Zum Betriebe eines Ofens sind zwei Winderhitzer nötig, die in Höhe der Verbrennungszone mit dem Ofenschachte verbunden sind. Während der eine Winderhitzer die durchziehende Gebläseluft erwärmt, nimmt der zweite die Wärme der abziehenden Gase auf. In bestimmten Zwischenräumen — im allgemeinen nach etwa je 10 Minuten — muß umgesteuert werden, um den mittlerweile abgekühlten ersten Erhitzer aufs neue anzuwärmen. Vor dem Eintritt der Verbrennungsgase in den Winderhitzer verbrennt man das in ihnen noch vorhandene Kohlenoxyd

¹⁾ Handb. d. Eisen- u. Stahlgießerei 1901. 3. Aufl. S. 130.

²⁾ Zur Verbrennung von 1 kg Koks sind $8,5 \text{ m}^3$ oder 11 kg Luft von der spezifischen Wärme 0,237 erforderlich. Bei der Erwärmung auf 80°C würde diese Luftmenge dem Kuppelofen 208 kcal ($11 \times 80 \times 0,237$) zuführen, also etwa $\frac{1}{25}$ der Wärme, die 1 kg Koks im günstigsten Falle im Ofen zu entwickeln vermag.

³⁾ R. Benecke: Stahleisen 1902. S. 611. B. Osann: Stahleisen 1908. S. 1503 u. a. m.

⁴⁾ Stahleisen 1908. S. 628. ⁵⁾ Stahleisen 1908. S. 1505.

durch Zuführung einer kleinen Menge von etwas angewärmtem Wind. — Ein Winderhitzer verbraucht etwa 4–6% des Gebläsedruckes.

Die Abb. 58–60¹⁾ lassen die Bauart eines Schürmann-Ofens erkennen. Der Ofen ist mit Windkammern, d. i. beiderseits den Schacht umfassenden Kammern ausgestattet, die als Vorlagen wirken und durch Bodenkanäle mit dem etwa 2 m rückwärts angeordneten

Winderhitzer verbunden sind (Abb. 59). Eine Zwischenwand aus feuerfesten Steinen (Abbildung 60) bewirkt die Gliederung in zwei voneinander getrennte Winderhitzer, die abwechselnd von den Verbrennungsgasen oder von der Gebläseluft durchzogen werden. Das

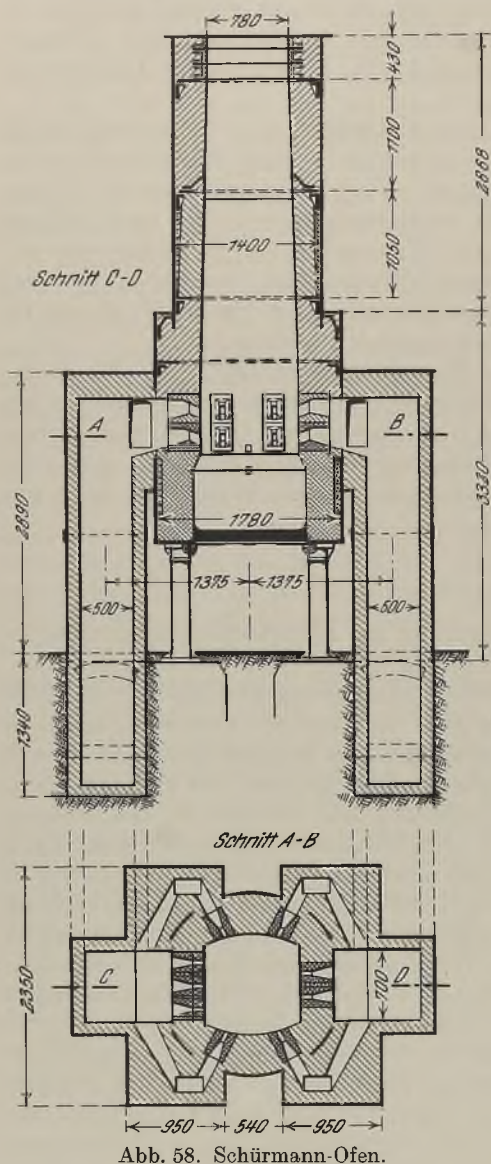


Abb. 58. Schürmann-Ofen.

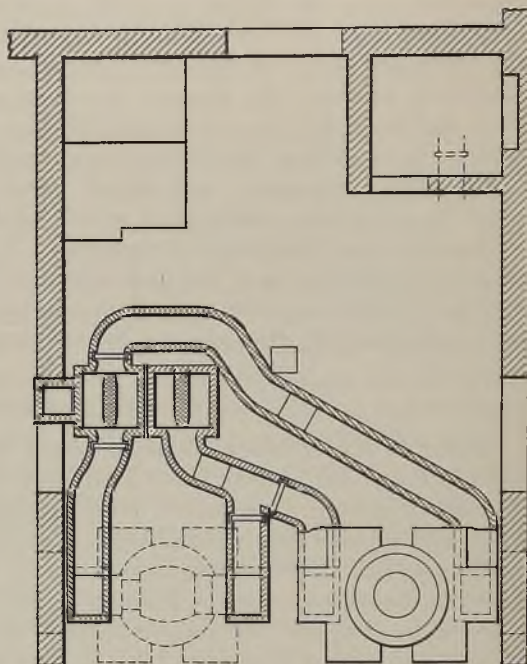


Abb. 59. Anordnung der Kanäle zwischen Schürmann-Ofen und Winderhitzer.

feuerfeste Gitterwerk der Kammern ruht in kreuzweiser Anordnung auf Bodentragsteinen. Die heißen Gase treten von unten in den Winderhitzer und verlassen ihn oben durch eine Wechselklappe ins Freie. Der Gebläsewind gelangt von oben in die aufgeheizte Kammer und preßt sich, stetig wärmer werdend, quer durch das Gitterwerk hindurch.

Die Verbrennung des in die Vorlagen mit eintretenden Kohlenoxydes wird durch Gebläsewind bewirkt, den eine Luftumleitung der Kammer zuführt. An Stelle des kreuzförmigen Gitterwerks werden auch röhrenförmige Steine verwandt, die weniger Verlegungen durch mitgerissene Schlacke und durch Gichtstaub unterworfen sind. Der Wind wird in je 2 großen, zu beiden Seiten des kreisrunden Schachtes angeordneten Düsen zugeführt (Abb. 58 und 61).

Die bisher an einer Reihe von Schürmann-Öfen schon seit mehreren Jahren durchgeführten Schmelzungen haben einen etwas geringeren Koksverbrauch als in Kuppelöfen alter Bauart dargetan, man hat erreicht, trotz des geringeren Koksverbrauches gut

¹⁾ Nach L. Franz: Gieß.-Zg. 1925. S. 278.

überhitztes Eisen zu erzielen, und man vermochte infolge geringeren Schwefelzubrandes mit billigeren Gattierungen zurechtzukommen. Diesen Vorzügen stehen beträchtlich höhere Anschaffungskosten, ein größerer Raumbedarf und größere Unterhaltungskosten gegenüber.

Der Schürmann-Ofen bildet noch immer eine umstrittene Neuerung. Jedenfalls verdient er aufmerksame Beachtung aller vorwärtsstrebenden Gießer. Die Erhitzung der Gebläseluft auf etwa 150° , wie sie in günstigst liegenden Fällen erreicht worden ist, hat unter den obwaltenden Umständen nicht die obengenannten schlechten Ergebnisse gehabt. Zudem ist hier die Windvorwärmung erst in zweiter Linie von Bedeutung, da doch beim Schürmann-Ofen wie bei einem alten Kuppelofen dieselbe Wärmemenge

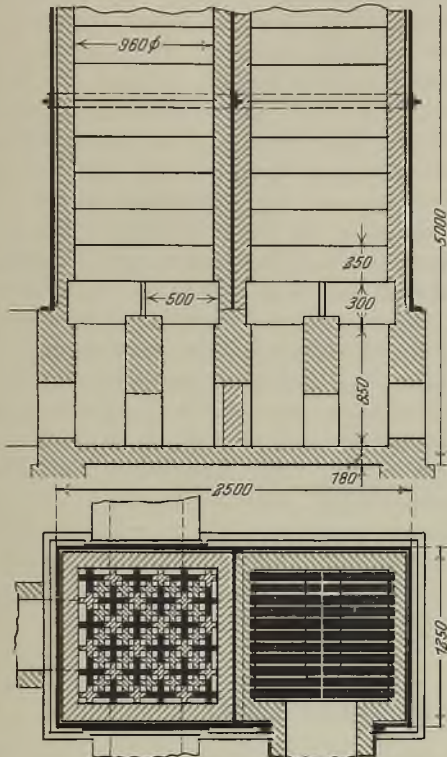


Abb. 60. Unterteil der Winderhitzer.

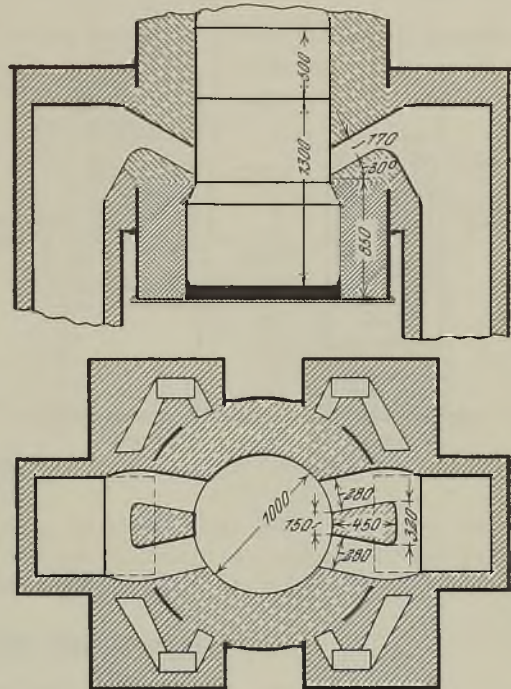


Abb. 61. Düsenanordnung beim Schürmann-Ofen.

zur Wirkung gelangt. Der Wärmeabfall in den Windkammern eines Schürmann-Ofens beträgt etwa 200° , und der Wärmeverlust durch die Gichtgase an einem gut geführten Ofen alter Bauart dürfte durchschnittlich sich in gleicher Höhe bewegen. Bei entsprechender Bemessung der Windzuführung kann allerdings auch im alten Kuppelofen die Verbrennung so geleitet werden, daß nur ein geringer Teil der entstandenen Kohlensäure zu Kohlenoxyd reduziert wird, und somit eine gute Ausnützung des Brennwertes des gesetzten Koks stattfindet¹⁾.

¹⁾ Die wichtigsten der sich mit dem Schürmannofen befassenden Abhandlungen sind nachstehend zusammengestellt: Hellmund, E.: Der Schürmannofen. Gieß. 1922. S. 146. Stahleisen 1922. S. 857. — Hörnig, Alfred: Wirkungsweise und Wärmeausnutzung im Kuppelofen mit Winderhitzung. Gieß. 1922. S. 246. — Rein, C.: Die Windvorwärmung für den Kuppelofenbetrieb. Gieß.-Zg. 1923. S. 297 u. S. 301. — Gilles, C.: Betriebserfahrungen mit dem Schürmannofen. Gieß.-Zg. 1923. S. 259. — Bolzani, L.: Schürmannofen oder Kuppelofen? Gieß. 1924. S. 326. — P. Holtzhausen: Vergleich einer Wärmebilanz eines gewöhnlichen Kuppelofens mit der eines Schürmannofens. Gieß.-Zg. 1924. — Piwowarsky, E. und Broglio, N.: Vergleichende Schmelzversuche an einem Normalkuppelofen und einem Schürmannofen gleicher Hauptabmessungen. Gieß. 1924. S. 425. Gieß.-Zg. 1924. S. 525. — Rein, G.: Vergleichende Schmelzversuche an einem Normalkuppelofen und einem Schürmannofen gleicher Hauptabmessungen. Gieß.-Zg. 1924. S. 446. — Braun, F.: Vergleich einer Wärmebilanz eines gewöhnlichen Kuppelofens mit der eines Schürmannofens. Gieß.-Zg. 1925. S. 97. — Franz, L.:

Der Griffinofen.

Der Griffinofen¹⁾ ist im Wesen dem Schürmannofen ziemlich ähnlich; auch er soll nur die Abhitze der Kuppelofengase der Winderwärmung nutzbar machen. Abb. 62 zeigt die Art und Anordnung seines Winderhitzers.

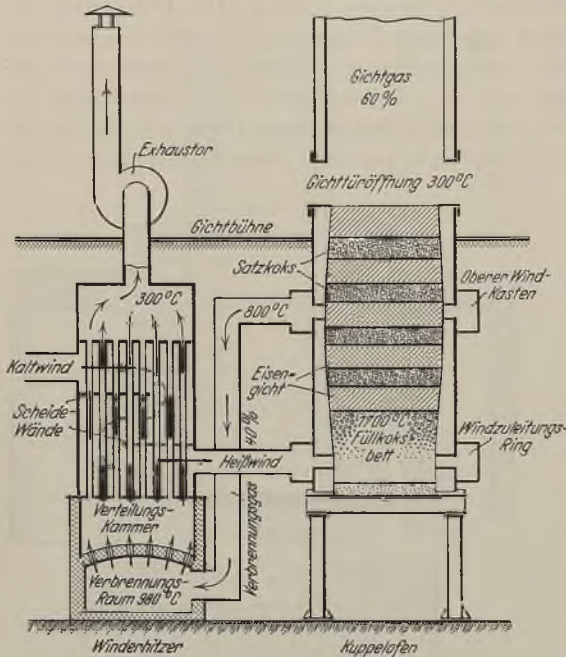


Abb. 62. Anordnung des Griffinofens mit Winderhitzer.

Etwa 600 mm von der Unterkante seiner Gichtöffnung werden die Gase nach Erledigung ihrer Schmelzleistung aus dem Ofen abgezogen und in die unterste Kammer des Windvorwärmers geleitet. Sie treten durch das durchlochte Gewölbe dieser Kammer in den Verteilungsraum, in dem die Verbrennung stattfindet, worauf die dabei heißer gewordenen Gase durch die Heizröhren der Kammer in den darüber befindlichen Sammelraum ziehen, aus dem sie mit Unterstützung durch den Exhaustor ins Freie gelangen. Die vom Kuppelofengebläse angesaugte Frischluft strömt am oberen Ende des Heizraumes in diesen ein und wird durch zwei wagerechte Zwischenwände gezwungen, den Raum des Rekuperators vollständig zu durchfluten und durch Umspülung der Heizröhren sich allmählich zu erwärmen. Die durch den Exhaustor ins Freie gelangenden Gase erreichen in dem Sammelraum eine Wärme von etwa 515°; der in den Ofen gelangende Gebläsewind wird auf 200–250° erwärmt. Als Ergebnis dieser Art von Windvorwärmung wird eine Ersparnis an Schmelzkoks von 12⁰/₁₀ auf 10⁰/₁₀ angegeben.

Schmelzen mit sauerstoffreicher Luft.

Versuche, durch Anreicherung des Sauerstoffgehaltes der Luft Vorteile für das Schmelzergesult zu erreichen, haben bisher nicht zu befriedigenden Ergebnissen geführt. O. Wedemeyer²⁾ erzielte durch Anreicherung des Gebläsewindes um 2⁰/₁₀ Sauerstoff zwar eine Steigerung der Schmelzleistung um 30⁰/₁₀ und eine Verminderung des Koksverbrauches um 25–30⁰/₁₀; die hohen Kosten des Sauerstoffes machten aber eine praktische Ausnützung des Verfahrens unmöglich. Eine höhere Anreicherung — 3 bis 5⁰/₁₀ — hatte keine günstigeren Ergebnisse, weil dabei die Schmelzzone nach oben erweitert und dadurch die Gichttemperatur höher wurde. Eine Wirtschaftlichkeit dieses Verfahrens ergäbe sich erst, wenn der Preis des Sauerstoffes auf weniger als 3 Pf./m³ sänke. Gleichlautende, von W. Mathesius gemachte Angaben³⁾ dürften sich auf dieselben Versuche beziehen.

Über Erfahrungen mit dem Schürmannofen. Gieß.-Zg. 1925. S. 277. — Schmid, L.: Wärmetechnische Untersuchungen an einem Schürmannofen. Gieß. 1925. S. 505, 521, 547. — Goldbeck, W.: Aus der Praxis des Schürmannofenbetriebes. Gieß.-Zg. 1926. S. 173. — Zerzog, L.: Die Praxis des Schürmannofenbetriebes. Gieß.-Zg. 1926. S. 220. — Schmid, L.: Die Praxis des Schürmannofenbetriebes. Gieß.-Zg. 1926. S. 243.

¹⁾ Entworfen und ausgeführt von der Griffin Wheel Company in Chicago. Foundry 1926. S. 731. Gieß.-Zg. 1926. S. 635, Stahleisen 1927. S. 2117.

²⁾ Vgl. Stahleisen 1925. S. 747.

³⁾ Stahleisen 1927. S. 1239. Gieß.-Zg. 1927. S. 396.

Schmelzen mit großem Windüberschuß.

Das Corsalliverfahren.

Beim Schmelzen mit einem erheblichen Windüberschuß läßt sich die Kohlhung des Eisens wesentlich einschränken und zugleich der Übergang von Schwefel aus dem Koks in das Eisen herabdrücken. Der Abbrand des Eisens wird dabei ziemlich groß, ebenso der des Mangans. Der Verlust an Eisen läßt sich aber doch in einigermaßen erträglichen Grenzen halten, so daß der Eisenoxydulgehalt der Schlacke innerhalb der Grenzen von 14–16% bleibt. Voraussetzung eines guten Erfolges derartiger Schmelzungen ist die Herabminderung der Aktivität des verwendeten Schmelzkokes. Man verwendet ihn in der üblichen Stückgröße, taucht aber die einzelnen Stücke vor der Aufgabe in den Kuppelofen in einen Brei von Kalkschlamm. Eine solche Umkrustung übt beim normalen Schmelzen keine erheblichen Wirkungen auf den Koks aus, sie wird aber beim Schmelzen mit erheblichem Windüberschuß sehr merkbar fühlbar, denn der weniger aktiv gemachte Koks zeigt geringere Neigung zur Schwefelabgabe.

Auf diesen Tatsachen beruht ein von Fr. W. Corsalli entwickeltes Schmelzverfahren. Er verwendet als Einsatz eine Gattierung, die etwa zu $\frac{2}{3}$ aus Stahl- oder Schmiedeeisenabfällen und zu $\frac{1}{3}$ aus Abfällen vorhergehender Schmelzungen besteht, die also wesentlich billiger als die sonst zum Erschmelzen von Gußeisen verwendeten Rohstoffe zu stehen kommt. Dieser Einsatz hat ungefähr folgende Zusammensetzung: 1–1,2% C, 0,6 bis 0,8% Si, 0,3–0,4% Mn, 0,2–0,3% P und etwa 0,03% S. Im Ofenschachte wird ein Zusatz von Ferrosilizium gemacht, so daß das erschmolzene Eisen auf einen Siliziumgehalt von 0,8–1,0% kommt. Das zum Zu-

standekommen eines brauchbaren Eisens weiter erforderliche Silizium wird dem Eisenbade durch einen besonderen Zusatzschmelzapparat zugeführt. Der Verbrauch an Satz- koks ist mit 10% so ziemlich derselbe wie bei gewöhnlichen Schmelzungen, die Windmenge wird dagegen mit dem $1\frac{1}{2}$ –2fachen der sonst üblichen bemessen. Infolgedessen brennen 30–50% des ursprünglich vorhandenen Siliziums und Mangans ab. Da aber die Hälfte des Siliziums und der größere Teil des Mangans unter Umgehung der oxydierenden Zone durch die reduzierend wirkende Zusatzvorrichtung in das Eisenbad gelangen, bleibt der Gesamtabbrand an Silizium unter 20% und der an Mangan unter 15%. Es sind also die Verluste nach beiden Seiten nicht sehr viel größer als beim normalen Betriebe.

Unter normalen Verhältnissen würde durch die überschießende Windzuführung der ganze Ofenschacht bald in helle Rotglut geraten und dadurch der Schmelzvorgang höchst ungünstig beeinflusst werden. Durch den reaktionsträge gemachten Koks wird aber Oberfeuer verhütet und dadurch auch die normal auftretende Spaltung der Kohlensäure verhindert. Die abziehenden Gase haben im Mittel eine Wärme von 250°.

Die Zusatzschmelzvorrichtung besteht aus einer von der Schmelzzone ausgehenden und in den Schornstein mündenden Rohrverbindung mit einer verschließbaren Aufgabeöffnung auf der Gichtbühne. Der untere Teil ist ausgemauert oder ausgestampft, da er hoher Hitze ausgesetzt ist. Die Zusätze werden dem Schmelzverlaufe entsprechend allmählich aufgegeben, am besten in Form etwa faustgroßer Stücke. Um ein Abdecken

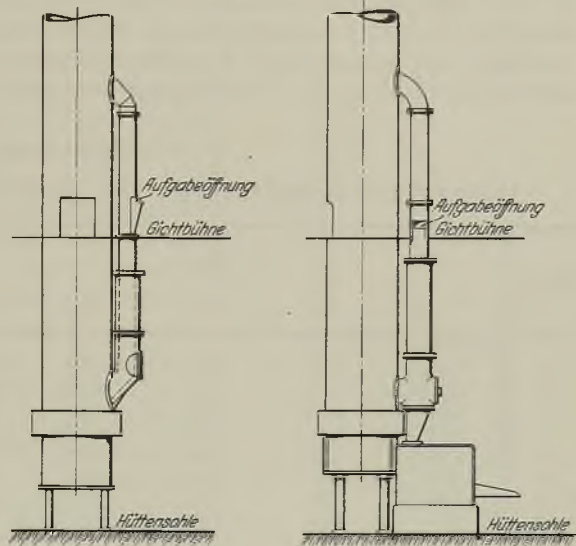


Abb. 63. Zusatzvorrichtung für vorherdlose Kuppelöfen zum Corsalliverfahren.

Abb. 64. Desgleichen für Vorherdöfen.

der aus einem schmalen Schlitz mit einer Wärme von 1600° in den Apparat tretenden Flamme zu verhüten, muß man den Zusätzen stets eine kleine Menge grobstückiger Holzkohle beifügen. Die Schmelzung erfolgt sehr rasch. Um eine Verunreinigung und Verstopfung des Apparates durch hochfliegende Schlacken und Koksteile am Schlusse des Schmelzens zu verhindern, gibt man beim Niedergehen der Schmelzsäule einige Schaufeln Sand in den Apparat. Abb. 63 zeigt die Zusatzvorrichtung für vorherdlose Kuppelöfen und Abb. 64 eine solche für einen Vorherdofen. Bei vorherdlosen Kuppelöfen läuft das flüssige Zusatzmetall durch dieselbe Öffnung, durch die auch die Heizgase ziehen, während bei Vorherdöfen die Schmelze unmittelbar auf den aus dem Schacht ausfließenden Eisenstrahl, von dem die Schlacke durch einen Syphon abgehalten wird, aufschlägt. Mit dem Zusatzapparat können auch sonstige, oft schwierig dem Eisenbade beizufügende Legierungen, wie Verbindungen von Vanadium, Molybdän und von Chrom mit geringen Verlusten dem Eisenbade zugefügt werden.

Die Erfolge des Schmelzens mit großem Windüberschuß sind der Zahlentafel 6 nach Chr. Gilles¹⁾ zu entnehmen. Alle Proben mußten der schwierigen Vergießbarkeit von Eisen mit dem geringen Kohlenstoffgehalte von 2,65 bis zu höchstens 2,82% Kohlenstoff halber bei starker Überhitzung vergossen werden.

Zahlentafel 6.

Analysen und Festigkeitswerte von Kuppelofenguß nach dem Corsallverfahren.

Probe	C	Si	Mn	P	S	Biege- festigkeit	Durch- biegung	Zugfestig- keit
	%	%	%	%	%	kg/mm ²	mm	kg/mm ²
1	2,82	2,07	1,33	0,26	0,111	63,7	9,8	35,6
2	2,71	2,21	1,23	0,24	0,111	59,7	9,2	35,2
3	2,64	2,00	1,40	0,28	0,108	58,1	11,0	34,5
4	2,69	2,35	1,45	0,25	0,120	57,5	9,8	38,8
5	2,79	2,21	1,30	0,26	0,110	57,7	9,2	38,0
6	2,71	2,35	1,30	0,28	0,119	54,1	10,0	35,7
7	2,65	2,44	1,36	0,26	0,100	56,6	9,8	37,0
8	2,81	1,97	1,32	0,24	0,090	64,9	10,2	39,2

Beeinflussung des Schmelzganges durch eingespritztes Wasser.

Verfahren der Vulkan-Feuerung A.G.

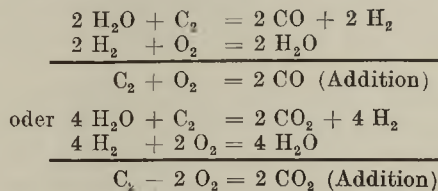
Im Jahre 1921 wurde ein Verfahren bekannt, bei dem durch Einspritzen bestimmter, mäßiger Wassermengen in die Verbrennungszone des Kuppelofens günstige Einwirkungen auf den Schmelzgang, sowohl was die Höhe des Koksverbrauchs als auch die Temperatur des erschmolzenen Eisens angeht, erzielt werden sollten²⁾. Die unmittelbare Zuführung von flüssigem Wasser sollte sich hinsichtlich der Temperaturentfaltung weit günstiger auswirken als bereits dampfförmig im Gebläsewind enthaltene Feuchtigkeit³⁾. Die Behauptung, daß durch Wasser oder durch Wasserdampfregelung bei Verbrennungsvorgängen bemerkenswerte reaktionsfördernde, verbrennungstechnisch günstige Wirkungen sich erzielen lassen, erscheint widersinnig, wenn man nur die endothermische Wasserzersetzung nach der Formel $C + H_2O = CO + H_2 - 1788$ kcal (je Kilogramm reagierendem Sauerstoff) in Betracht zieht, wobei eine beträchtliche Wärmemenge zur Zerlegung des Wassers benötigt wird. Tatsächlich ist aber schon seit Jahrzehnten bekannt, daß Feuchtigkeit auf die Entzündungsfähigkeit gewisser explosiver Gasgemische

¹⁾ Nach Gieß.-Zg. 1926. S. 589.

²⁾ Das Verfahren ist der Vulkan-Feuerung A.G. in Köln durch die D.R.P. Nr. 354 469, 375 165, 386 061, 397 938, 401 129 geschützt.

³⁾ Von der Beobachtung ausgehend, daß seine Kuppelöfen bei Regenwetter ein viel heißeres Eisen lieferten als an warmen, trockenen Tagen, hat schon E. Neufang allerdings ergebnislose Versuche mit einer künstlichen Befeuchtung des Gebläsewindes angestellt. Stahleisen 1909. S. 71.

katalytisch, d. h. beschleunigend wirkt ¹⁾. Um den Einfluß der Feuchtigkeit auf die Verbrennungsvorgänge von Hüttenkoks zu erfassen, haben P. Oberhoffer und E. Piowarsky eingehende wissenschaftliche Versuche angestellt ²⁾. Entsprechend den Formeln



läßt ein mäßiger Wasserdampfgehalt ebenfalls eine katalytische Einwirkung auf die Geschwindigkeit der Kohlenstoffvergasung unter Teilnahme von festem Kohlenstoff (Koks) erwarten, die aber von den Versuchsbedingungen stark abhängen dürfte. Die an einem kleinen Schachtofen von 220 mm lichtigem Durchmesser und 1500 mm Schachthöhe durchgeführten Versuche ergaben, daß durch das Einspritzen von 4–8 g Wasser je Kubikmeter Wind ein um 50–65° größerer Temperaturhöchstwert erzielt wurde, daß ferner der Temperaturhöchstwert Neigung erhielt, der Höhenlage nach näher an die Düsen heranzurücken, weiter der Kohlendioxidhöchstwert räumlich im allgemeinen tiefer zu liegen kam, der Sauerstoff in den kohlenstoffführenden Gichtgasanteilen etwas größer ausfiel (Wassergasreaktion) und endlich die Verbrennungsgeschwindigkeit des Kokes um 1,5–14,5% gesteigert wurde. Unbeschadet der Möglichkeit chemisch-katalytischer Einwirkung oder oberflächenreaktiver Gasadsorptionsvorgänge glauben die beiden Forscher einen wesentlichen Grund für den bemerkenswerten Einfluß kleiner Wasserdampfmengen bei der Koksverbrennung in der erhöhten Strahlungsfähigkeit der Wasserdampf führenden Gasphase zu sehen mit ihrer Rückwirkung auf den Wärmeübergang und somit auf die schnellere Ausbreitung der Zündung.

Von in der Praxis mit dem Verfahren erreichten Erfolgen seien nachstehend nur zwei Beispiele erwähnt. Dauerversuche, die auf einem großen rheinisch-westfälischen Werke in mehreren, gleichzeitig mit bzw. ohne Wassereinspritzung betriebenen Stahlwerkskuppelöfen durchgeführt und bei denen über 7000 t Eisen umgeschmolzen wurden, ergaben einen durchschnittlichen Satzkoksverbrauch von 8,01% beim Schmelzen ohne Wasser und von 5,37% beim Schmelzen mit Wasser. Die Ersparnisse beliefen sich mithin auf 32,9%. Die Menge des Füllkokes war in beiden Fällen dieselbe. Das Gewicht des Restkokes wurde, weil bei Dauerbetrieb belanglos, nicht bestimmt. Die Eisentemperaturen bewegten sich um 1200°, sie waren im allgemeinen bei den Trockenversuchen um 30–40° niedriger. Die Gichtgastemperaturen gingen bei den Naßversuchen von 450–500° auf 300–350° zurück. Die Gichtgase zeichneten sich durch niedrigen Kohlenoxydgehalt aus. Auch der Schwefelzubrand war unbedeutend, indem der Schwefelgehalt von 0,06% nur auf höchstens 0,08% stieg. Endlich wurde festgestellt, daß das Mauerwerk des Ofens erheblich geschont wurde.

Bei vergleichenden Schmelzversuchen in zwei Gießereikuppelöfen von je 1100 mm lichter Weite unter Anwendung der in Abb. 65 ersichtlichen Art der Wasserzuführung mußte eine Eisentemperatur von 1360° eingehalten werden. Dazu waren beim Schmelzen ohne Wasser für 77 t Einsatz 11,66% Satzkoks, beim Einspritzen von 3 Liter Wasser je

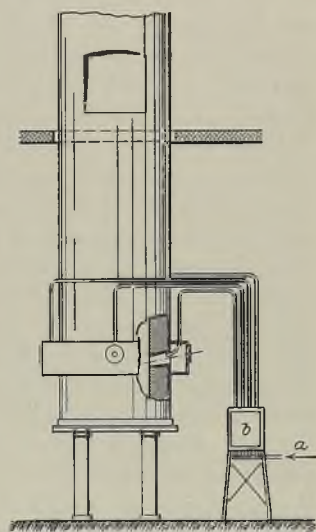


Abb. 65.
Schema der Wassereinspritzung
bei Kuppelöfen.

¹⁾ Vgl. K. A. Hofmann: Lehrb. d. anorganischen Experimentalchemie. 2. Aufl. Braunschweig. 1919. W. Nernst: Theoretische Chemie. 11.–15. Aufl. Stuttgart 1926. S. 784.

²⁾ P. Oberhoffer und E. Piowarsky: Über den Einfluß der Feuchtigkeit bei Verbrennungsvorgängen, insbesondere bei der Verbrennung von Koks. Stahleisen 1926. S. 1311.

Stunde und Düse 9,87% Satzkoks für 98,3 t Einsatz nötig. Der Füllkoks wurde wie üblich aufgegeben. Ein Einfluß des Wasserzusatzes auf die Analyse des Gußeisens konnte, abgesehen von einem niedrigeren Schwefelgehalt beim nassen Schmelzen, nicht festgestellt werden. Wie bei den oben angeführten Versuchen zeigten auch hier die Gichtgase größere Kohlensäure- und niedrigere Kohlenoxydgehalte als beim trockenen Schmelzen.

Die vollständige, einwandfreie Aufklärung der geschilderten Vorgänge ist noch nicht gelungen. Die für die Praxis bedeutsamsten Tatsachen, Erhöhung der Eisentemperatur bei niedrigerem Koksatz, Erhöhung der Durchsatzgeschwindigkeit und Schonung des Mauerwerks sind von Oberhoffer wohl zutreffend dahin erklärt worden, daß zunächst infolge der mit Wärmeverbrauch verbundenen Zerlegung des in feinem Strahl in die Verbrennungszone eingeführten Wassers durch den glühenden Koks eine Abkühlung an den Eintrittstellen, d. h. an den Düsen, erreicht wird, was eine Kühlung des Mauerwerks in der Umgebung der Düsen, also in den sonst am höchsten durch die Hitze beanspruchten Teilen bedeutet. Außerhalb dieser gekühlten Zone vollzieht sich die Verbrennung des bei der Zerlegung des Wassers entstandenen Kohlenoxyds und Wasserstoffs¹⁾. Die für die Zersetzung des Wassers aufgewandte Wärme wird durch die Wiederverbrennung dieser Gase daher in dem Teil des Ofens wiedergewonnen, wo der höchste Wärmebedarf herrscht, der Schmelzzone. Wesentlich ist, daß die Verbrennungsgeschwindigkeit des Kokes durch die Anwesenheit des Wasserdampfes gesteigert wird, also durch die katalytische Wirkung der Feuchtigkeit. Durch das Zusammenfassen der entwickelten Wärme auf einem kleineren Raum erklären sich dann die höheren Eisentemperaturen und die Verkürzung der Durchsatzzeit. Auch die Verbrennung des durch Verbrennung des Kokes mit Luft entstandenen Kohlenoxyds wird durch die katalytische Wirkung des Wasserdampfes beschleunigt und zusammengefaßt, wodurch sich die Steigerung des Kohlensäuregehalts in den Gasen erklären läßt. Die gesteigerte Durchsatzzeit und die Zusammenfassung der Wärme bewirken geringere Verluste durch Strahlung und Leitung und erklären so den besseren Wirkungsgrad. Auch auf die Höhe des Schwefelzubrandes wirkt die geringe Durchsatzzeit günstig. Die charakteristische Einwirkung des Wasserzusatzes besteht also hauptsächlich in einer für den Schmelzbetrieb vorteilhaften Verteilung der Wärme. Dagegen haben die von Oberhoffer und Piwowarsky in der Praxis durchgeführten Versuche mit einem Dampfzusatz an Stelle des Einspritzens von flüssigem Wasser keine im Vergleich mit dem Wassereinspritzverfahren günstigen Ergebnisse gezeigt.

Entwicklung der Verbrennung und Windzufuhr.

Allgemeines.

Auf den hohen Brennstoffverbrauch in den ältesten Zeiten des Kuppelofenbetriebes wurde schon im vorhergehenden Abschnitte (S. 42) hingewiesen. Er war verursacht durch die damals allgemein übliche Zuführung zu hoch gepreßten und der Menge nach nicht ausreichenden Windes²⁾. Der Ofen galt als der beste, welcher über den höchst gespannten Wind verfügte. Viele Kuppelöfen erhielten den Wind aus Abzweigungen von den Hochofenwindleitungen. Wurden die Düsen erweitert oder vermehrte man gar ihre Zahl, so erhielt der Ofen mehr Wind. Ähnlich war es bei Kuppelöfen mit eigenen Dampf- oder Wasserradgebläsen. Die Erweiterung oder Vermehrung der Düsen verminderte die vom Gebläse zu überwindenden Widerstände, es lief schneller und lieferte in der Zeiteinheit eine größere Windmenge. Man war sich lange der durch Vergrößerung des Düsengesamtquerschnittes bedingten Luftvermehrung nicht bewußt und schrieb die günstigen Ergebnisse der veränderten Düsenform, später u. a. auch dem verminderten

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 437.

²⁾ In der Gießerei von Fairbairn und Lillie in Manchester z. B. betrieb man in den zwanziger Jahren des vergangenen Jahrhunderts Kuppelöfen von 2100 mm Höhe und 600 mm Durchmesser mit Wind von 2300 mm Wassersäulenpressung, den man durch zwei Düsen von 32 mm Durchmesser einführte. (Nach Ann. des mines, 2. Série, Bd. 6, S. 85.)

Drucke zu. Erst nach Einführung der Ventilatoren begann sich die Erkenntnis von der Notwendigkeit einer ausreichenden Menge von Verbrennungsluft durchzuringen. Bei zu wenig und noch dazu infolge hohen Druckes zu kurze Zeit mit dem Kohlenstoff in Berührung befindlicher Luft bildet sich überwiegend Kohlenoxydgas ($2C + O_2 = 2CO$), während bei Luftüberschuß und genügender Einwirkungszeit jedes Atom Kohlenstoff zwei Atome Sauerstoff zu binden vermag ($C + O_2 = CO_2$)¹⁾. Wie auf S. 44 dargetan wurde, wird zur Erzielung derselben Wärmemenge in dem einen Falle ungefähr die dreieinhalbfache Kohlenstoffmenge erfordert wie im anderen. Der Übergang vom reduzierenden Schmelzen, d. h. der überwiegenden Erzeugung von Kohlenoxydgas zum oxydierenden Ofenbetriebe, d. h. der überwiegenden Erzeugung von Kohlensäure, vollzog sich etwa zwischen den 40er und 70er Jahren des letzten Jahrhunderts. Ebelmen fand in den 40er Jahren das Verhältnis zwischen Kohlensäure und Kohlenoxyd ($CO_2 : CO$) in den von ihm untersuchten Kuppelofen-Gichtgasen durchschnittlich gleich 0,83²⁾, während Fischer das Verhältnis in den 70er Jahren mit durchschnittlich 2,51 feststellte³⁾. Mit diesen Befunden deckt sich der Verbrauch von Schmelzkoks, der im ersten Falle 18 bis 20%⁴⁾, im letzten durchschnittlich 7% ohne den Füllkoks betrug.

Im Laufe dieser Entwicklung wurde mancher Irrweg verfolgt und oft Nebensächlichem Wert und Einfluß beigelegt, der ihm nicht zukam. Schließlich gelangte man aber doch zum Ziele, und die heutigen Eisengießer sind in der Lage, ihr Eisen mit einem Aufwand von Brennstoff und Wind zu schmelzen, der bei Berücksichtigung aller Umstände den theoretischen Erfordernissen ziemlich nahe kommt. Die Bemühungen erstrecken sich über einen Zeitraum von mehr als einem halben Jahrhundert. Ursprünglich versuchte man, die Windzufuhr möglichst gleichmäßig in einer Höhenlage über dem Schachtquerschnitt zu verteilen, dann wurde danach getrachtet, durch gleichzeitig in verschiedener Höhenlage wirkende Düsen die Schmelzzone zu verbreitern und so eine vollständigere Verbrennung zu erzielen, und schließlich ging man soweit, gesonderte Düsen hoch über der Hauptverbrennungszone zur Verbrennung des im Gasstrom nach vollbrachter Schmelzarbeit noch vorhandenen Kohlenoxydgases anzuordnen. Diese Bestrebungen sind nicht zeitlich voneinander zu trennen, sie laufen nebeneinander her. Wir unterscheiden demnach

Kuppelöfen mit gleichmäßiger Windverteilung und schmaler Verbrennungszone,

Kuppelöfen mit ungleichmäßiger Windverteilung in mehr als einer Höhenlage und breiter Schmelzzone und

Kuppelöfen mit gesonderter Verbrennung des Kohlenoxydgases, denen sich als eine besondere Art noch die Saugkuppelöfen anschließen.

Gleichmäßige Windverteilung (schmale Verbrennungszone).

Die Erkenntnis der Bedeutung einer gleichmäßigen Verteilung des Windes über den ganzen Querschnitt des Ofenschachtes führte zunächst zur Anordnung einer großen Zahl im Kreise eng aneinander gereihter Einzeldüsen, später zur Ausführung eines ringsum laufenden ununterbrochenen Schlitzes.

Im Jahre 1840 führte Schmahel auf der Königl. Eisengießerei in Berlin den in Abb. 66 ersichtlichen Kuppelofen mit 12 in einer Ebene liegenden Düsen aus⁵⁾. Der kalte Wind trat in einen an den Mantel angegossenen Ringkanal, aus dem er durch die Düsen ins Ofeninnere verteilt wurde. Es ist bezeichnend für die Minderwertigkeit der Anordnung einer so großen Zahl von Düsen, daß über das Ergebnis des Ofens nur berichtet wird „es war nicht schlechter als bei den früheren Öfen, wo mit einer Form und heißem Winde

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 434.

²⁾ Ebelmen: Recueil des travaux scientifiques. Paris 1885 und Ann. des mines. 4. Série, Bd. 5, S. 61.

³⁾ Dingler Bd. 231, S. 19; vgl. noch Bd. I, S. 460.

⁴⁾ Es fehlt die Angabe, ob die Ziffer mit oder ohne Füllkoks zu verstehen ist.

⁵⁾ Nach U. Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 105.

geblasen wurde“. M. Bocard in Chatillon-sur-Seine entwickelte den Gedanken „weitgehender Windverteilung von möglichst viel Punkten des Umfanges aus“ noch weiter, indem er 1858 einen Ofen ausführte, dem der Wind aus einem rings um den ganzen Schacht laufenden Schlitz zugeführt wurde (Abb. 67)¹⁾. Eine Neuerung bildete außerdem sein fahrbarer, leicht auswechselbarer Herd. Eine ähnliche Windzuführung hatte der in den 60er Jahren in Amerika verbreitete Kuppelofen von Mackenzie, dessen Schacht auf vier gußeisernen Säulen ruhte. Der Boden des Herdes wurde von zwei halbkreisförmigen Platten gebildet, die nach beendigem Gießen nach unten geklappt wurden, so daß der Restinhalt durchfallen konnte. Die Entleerungsanordnung hat sich gut bewährt und ist in Amerika und auf dem europäischen Festlande heute fast allgemein üblich²⁾.

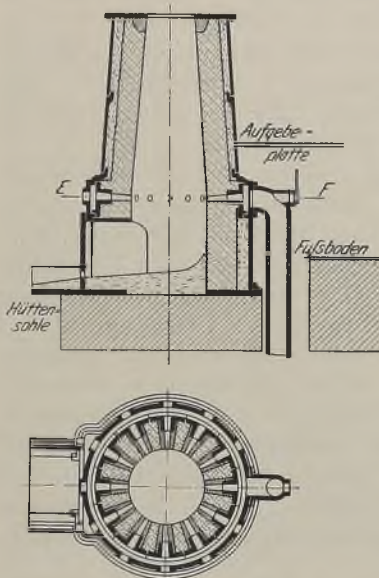


Abb. 66. Kuppelofen mit 12 in einer Reihe liegenden Düsen nach Schmahel.

Bemühungen ein, die Höhe des Schlitzes regelbar zu machen. Dem wurden ein Patent von G. Polchan⁴⁾ und eine Ausführung von Sahler-Herbertz gerecht. Bei der letzteren ruht der Herd auf vier Schraubenspindeln, während der Schacht auf Schellen, die an gußeisernen Säulen angegossen sind, lagert. Durch Drehen der Spindeln konnte die Schlitzhöhe innerhalb bestimmter Grenzen beliebig eingestellt werden.

Die Kuppelöfen mit ringsum laufendem Lufteinströmschlitz bieten keine Vorteile. Sie erfordern mehr Wind, da die über den ganzen Umfang einströmende Luft die Neigung hat, an den Ofenwänden, wo die Brennstoffe am lockersten lagern, in die Höhe zu steigen.

¹⁾ Nach Armengaud: Génie industriel. Juli 1858. S. 9.

²⁾ Eine Abbildung des Ofens ist in Wedding „Darstellung des schmiedbaren Eisens“. Braunschweig 1875. S. 523, zu finden.

³⁾ Nach kurzem Betriebe überzieht sich das Innere des Schachtes mit einer schützenden Glasurschicht, die alle Fugen verschwinden läßt. Beim umständlichen Abheben der Ringe zum Ausbessern einer unteren Schicht wird nicht nur die Glasurschicht, sondern auch ein Teil der darunter befindlichen Steine beschädigt, so daß die Ausbesserungen umfangreicher werden, als sonst durch die Natur des Schadens bedingt gewesen wäre.

⁴⁾ D.R.P. Nr. 47454.

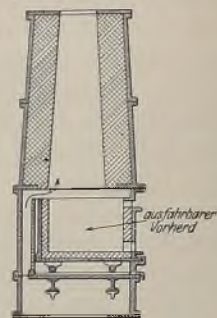


Abb. 67. Kuppelofen mit Windzuführungsschlitz nach Bocard.

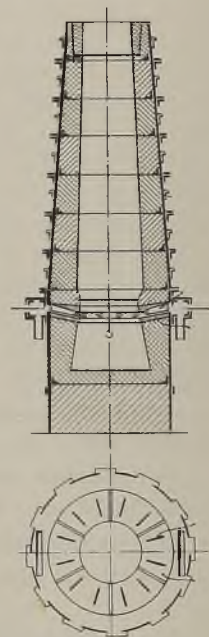


Abb. 68. Kuppelofen nach Fauler.

Ungleichmäßige Windverteilung (breite Verbrennungszone).

Schwach geneigte und wagerechte Düsen.

Unregelmäßige Schachtform.

Um die Mitte der siebziger Jahre des vergangenen Jahrhunderts setzten Versuche ein, durch Einführung des Windes in zwei Höhenlagen das vor den unteren Düsen entstandene Kohlenoxydgas vollständig zu Kohlensäure zu verbrennen. Man ordnete die beiden Düsenreihen oder einzelne in einer spiralförmigen Linie vorgesehene Düsen so nahe aneinander an, daß eine einheitliche Verbrennungs- und Schmelzzone möglichst gewahrt blieb.

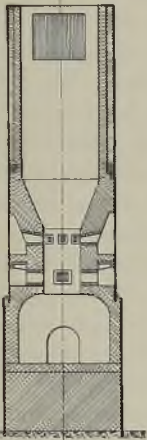


Abb. 69. Ireland-Gerhardi-Kuppelofen.

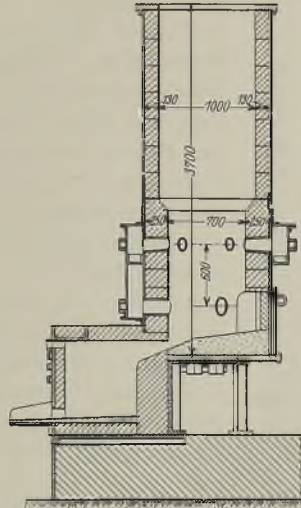


Abb. 70. Späterer Ireland-Kuppelofen mit Vorherd.

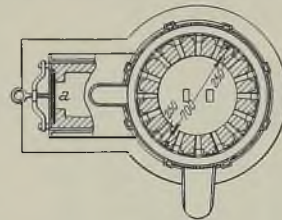
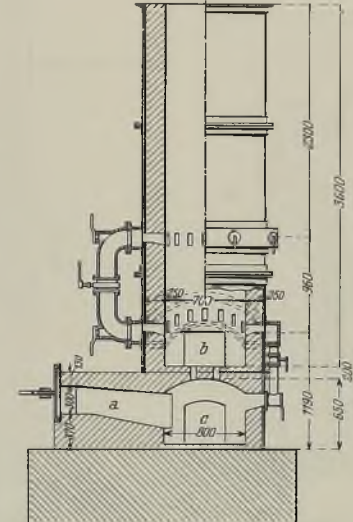


Abb. 71. Ibrügger-Kuppelofen.

William Ireland erlangte 1853 ein englisches Patent auf einen Kuppelofen mit scharfer innerer Gliederung, der zunächst mit nur einer Düse, seit 1858 aber von Jonathan Ireland mit zwei Düsenreihen in verschiedener Höhenlage betrieben wurde. Gerhardi verbesserte 1863 die Einrichtung durch Einbau eines Windkastens in das Ofenmauerwerk. Abb. 69 veranschaulicht einen seinerzeit bei Borsig in Berlin ausgeführten Ireland-Gerhardi-Ofen, der gekennzeichnet ist durch einen reichlich bemessenen Herd, eine sehr beträchtliche Verengung in der Windeinströmzone, eine steil ansteigende Rast und endlich einen daran anschließenden gleichmäßig zylindrischen Schacht¹⁾. Gewöhnlich ordnete man in der unteren Reihe vier, in der oberen acht Düsen an. Bei Beginn des Schmelzens traten nur die unteren Düsen in Tätigkeit, erst wenn sich die ersten Tropfen flüssigen Eisens zeigten, gab man auch durch die oberen Wind. Ein Ofen von 960 mm Herddurchmesser mit vier unteren Düsen von je 130 mm² und 8 oberen Düsen von je 68 mm² Querschnitt lieferte bei durchschnittlich 400 mm Wassersäulendruck stündlich 2250—2600 kg flüssiges Eisen. Die Gichten bestanden aus 250 kg Eisen und 25 kg Koks und der gesamte Koksverbrauch soll nur 13,5% vom Gewichte des gesetzten Eisens

¹⁾ Durch die Verengung in der Einströmzone wurde das Eindringen des Windes bis in die Schachtmittle erleichtert, zugleich aber die Abwärtsbewegung der Schmelzsäule gehemmt, wodurch sie leicht „hängen“ blieb, d. h. es bildeten sich häufig Brücken aus halbschmolzenen Eisenstücken, Koksbrocken und Schlacke, die den Fortgang des Schmelzens in Frage stellten. Ein weiterer Übelstand lag im raschen Abschmelzen des verengten Mauerwerkes, was frühzeitig umfangreiche Ausbesserungen und völlige Erneuerung des Futters zur Folge hatte.

betragen haben. Der Ofen bedeutete zur Zeit seiner Einführung infolge der beträchtlichen Verminderung des Schmelzkoksverbrauches einen wesentlichen Fortschritt. Seine Leistungen beruhten aber weniger auf der eigenartigen Innenform oder der Verteilung der Düsen, als auf ihrer Zahl und der durch sie bedingten reichlichen Luftzufuhr. Die Verengung in der Schmelzzone wurde denn auch bald aufgegeben und ein Sammelraum als Vorherd neben dem Schmelzschachte angeordnet. Es entstand die in Abb. 70 ersichtliche Form, die mit den ursprünglichen Irelandöfen nur noch wenige Ähnlichkeit hat.

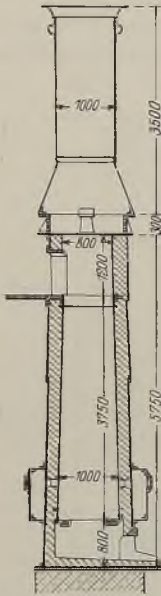


Abb. 72. Kuppelofen nach Voisin.

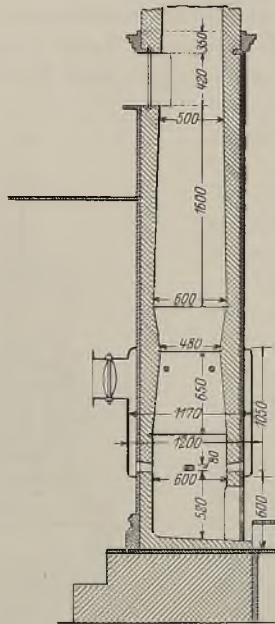


Abb. 73. Kuppelofen der Ecole des arts et métiers in Angers.

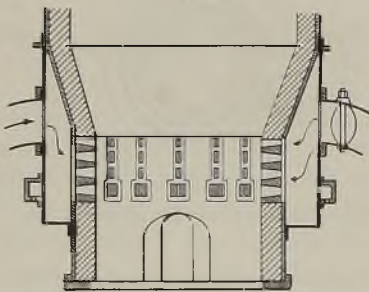


Abb. 74. Unterteil des Lawrence-Kuppelofens.

Ibrügger rückte die beiden Düsenreihen noch weiter auseinander und gab ihnen die Form von senkrecht stehenden Schlitzten, wodurch sie sich bequemer dem Mauerwerk einfügen ließen (Abb. 71). Ferner schob er zwischen die Schmelzzone b und den Herd c eine gewölbte Decke, die das flüssige Eisen nur durch einige kleine Öffnungen in den Herd gelangen ließ. Ein dem Herde angefügter langer Hals a diente zur Einführung von Stahlabfällen, Siliziumeisen, Kleinbruch und anderen Zusätzen. Der erste auf der Nordener Hütte im Jahre 1879 ausgeführte Ofen¹⁾ hatte rechteckigen Querschnitt mit schwach gewölbten Seitenwänden. Die späteren Ausführungen erhielten durchwegs kreisrunden Querschnitt, wie ihn Abb. 71 erkennen läßt. Der Ofen hatte doppelte Ableitung der Verbrennungsgase. Ihre Hauptmenge entwich wie gewöhnlich nach oben durch

die Gicht, ein kleinerer Teil gelangte durch die Bodenschlitze in den Vorherd, von da durch den Hals a und zwei abwärts führende Kanäle in die Esse. Ein von der Windleitung abgezweigtes Rohr führte dem Herde Frischluft zu, so daß in ihm durch vollständige Verbrennung der Abgase eine hohe Temperatur zur Vorwärmung der Zuschläge entstand. Nach Versuchen, die C. Jüngst 1885 durchführte²⁾, erzielte der Ofen gute Ergebnisse. Er vermochte sich aber dennoch nicht zu behaupten³⁾.

In Frankreich wurde anfangs der 70er Jahre in vielen Gießereien ein von Voisin entworfener Kuppelofen betrieben (Abb. 72). Voisin hatte auf Grund umfangreicher Versuche festgestellt, daß die Schmelzzone sich auf höchstens 150 mm unter- und oberhalb der Düsenachse erstreckt, und glaubte nun in der Lage zu sein, „durch Temperaturmessungen in verschiedenen Höhenlagen die Stelle der umfangreichsten Kohlenoxyd-

¹⁾ Nach Dingler 1880. Nr. 245, S. 14.

²⁾ Eisen-Zg. 1885. S. 678.

³⁾ Die Öffnungen zwischen Schacht und Herd erweiterten sich rasch und erforderten umständliche Ausbesserungen, manchmal kam es auch vor, daß sie sich verstopften. Der durch den Herd streichende Gasstrom hatte eine recht unregelmäßige Zusammensetzung. Bei Beginn des Schmelzens war der Herd mit glühendem Koks gefüllt, der das Gas reich an Kohlenoxyd machte. Im Verlaufe des Schmelzens verbrannte der Koks im Herde, worauf die Schlackendecke oberhalb des Eisenbades zum Schutze des flüssigen Eisens gegen die Wirkung des nun stark oxydierend gewordenen Gasstromes nicht mehr ausreichte. Während das Eisen der ersten Abstiche den Ofen verhältnismäßig graphitreich verließ und tiefgrauen Bruch aufwies, wurde das Eisen späterer Abstiche graphitärmer, hellgrau und gegen den Schluß des Schmelzens nicht selten weiß.

bildung leicht feststellen und danach die richtige Höhenlage einer zweiten Düsenreihe zur Verbrennung des Kohlenoxydgases bestimmen zu können¹⁾. Der Ofen lieferte trotz der nicht ganz zutreffenden Theorie seines Erfinders gute Ergebnisse. Er verbrauchte angeblich nur 8% Schmelzkoks und brachte eine Steigerung der Schmelzleistung von 20%²⁾. Der Schacht verjüngte sich nach oben, wodurch zwar dem Hängenbleiben entgegengewirkt, zugleich aber eine weniger günstige Verteilung des Gasstromes erzielt wurde.

Etwas abweichend gestaltet wurde der in der Hauptsache nach dem Voisinschen Grundgedanken gebaute Ofen der Ecole des arts et métiers in Angers (Abb. 73), der sich ebenfalls gut bewährt haben soll³⁾. Der im Jahre 1880 dem Ingenieur Ha mélius in Paris patentierte Kuppelofen unterschied sich vom Voisinschen durch die Möglichkeit, die Windzufuhr der oberen Düsen während des Betriebes zu regeln. Die unteren Düsen erhielten den Wind aus einem gemeinschaftlichen Windkasten, von dem zu den oberen Düsen senkrechte Rohre abzweigten. Jedes Rohr war mit einem Schieber zur Drosselung des Windes ausgestattet. Auf ganz ähnlicher Grundlage beruhte die Bauart von Bietron.

M. Lawrence in Philadelphia baute einen Ofen mit einer Reihe gußeiserner Düsen (Abb. 74), die unten eine große quadratische Öffnung und darüber drei schmale Schlitze hatten. Er nahm an, daß der durch die unterste große Öffnung in den Ofen strömende Wind zwar ausreichenden Druck habe, um bis in die Mitte des Ofens zu dringen, daß aber zur vollständigen Verbrennung des an den Wänden liegenden Koks etwas weniger hoch gepreßter Wind erforderlich sei, den die schmälern oberen Öffnungen zuführen sollten, in denen durch die vergrößerte Reibung der Druck verstärkt werden sollte.

In England fanden die von Steward entworfenen Rapid-Kuppelöfen⁴⁾ (Abb. 75 u. 76) Verbreitung. Ihr Schachtdurchmesser verjüngt sich bis zur Schmelzzone um etwa 40%, und erweitert sich im Herde wiederum auf das ursprüngliche Maß der Vorwärmzone. Der Windkasten ist durch Zwischenwände in zwei Abteilungen getrennt, deren jede durch die vor dem Eintritt gegabelte und in jeder Gabelung für sich abschließbare Windzuleitung gesondert mit Wind gespeist werden kann. Die Einrichtung ermöglicht es,

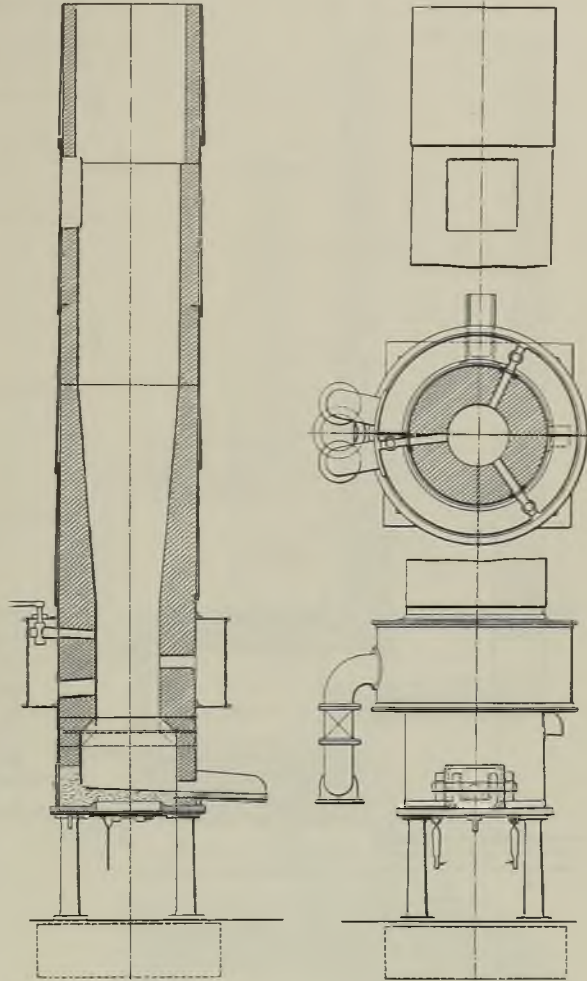


Abb. 75.

Abb. 76.

Abb. 75 u. 76. Rapid-Kuppelöfen von Steward.

¹⁾ Nach A. Gouvy: Etude sur les cubilots usw., S. 20.

²⁾ Nach Armengaud: Publications industriels, Bd. 22, S. 185. Da nicht gesagt wird, welche vorhergehende Schmelzleistung gesteigert wurde, läßt diese Angabe kaum einen brauchbaren Schluß zu.

³⁾ Nach Armengaud: a. a. O.

⁴⁾ Ausgeführt von Thwaites Bros. Ltd. in Bradford.

im Falle großer Verschlackung der Hälfte der Düsen den Wind zu entziehen, bis die Schlacke weggeschmolzen ist. Aus dem Windkasten münden drei Reihen Düsen in den Schacht, deren oberste mit Hähnen absperrbar ist. Die Rapidöfen gelangen in verschiedener Anordnung, mit und ohne Vorherd und mit ausfahrbarem Herde, zur Ausführung.

Die Öfen mit Vorherd sollen durch Abzweigung einer Rohrleitung aus dem unteren Teile des Füllschachtes eine gewisse Heizung des Vorherdes erhalten.

In Belgien wurde in den Vorkriegsjahren für den Kuppelofen von H. Bollinckx (Abb. 77 u. 78) eifrig geworben. Sein Schacht ist im unteren Drittel stark eingezogen und mit drei Reihen spiralförmig angeordneter Düsen versehen. Über die Erfolge der Anordnung wurde nichts verlautbart.

Der gleichfalls vor dem Krieg bekannt gewordene Crandall-Kuppelofen hat einen von der Gichtöffnung bis auf etwa $\frac{3}{4}$ m oberhalb der Düsen sich nach unten erweiternden Schacht, der in der Verbrennungszone eingezogen ist und sich im Herde wieder erweitert. Der Windverteilungsraum ist zwischen dem Mauerwerk und dem außen glatt verlaufenden Mantel angeordnet. Die Einschnürung in der Zone der Düsenmündungen soll bei Öfen von großem Durchmesser alle Vorteile der Westschen Zentraldüse¹⁾ ohne deren Übelstand bieten, während die Anordnung

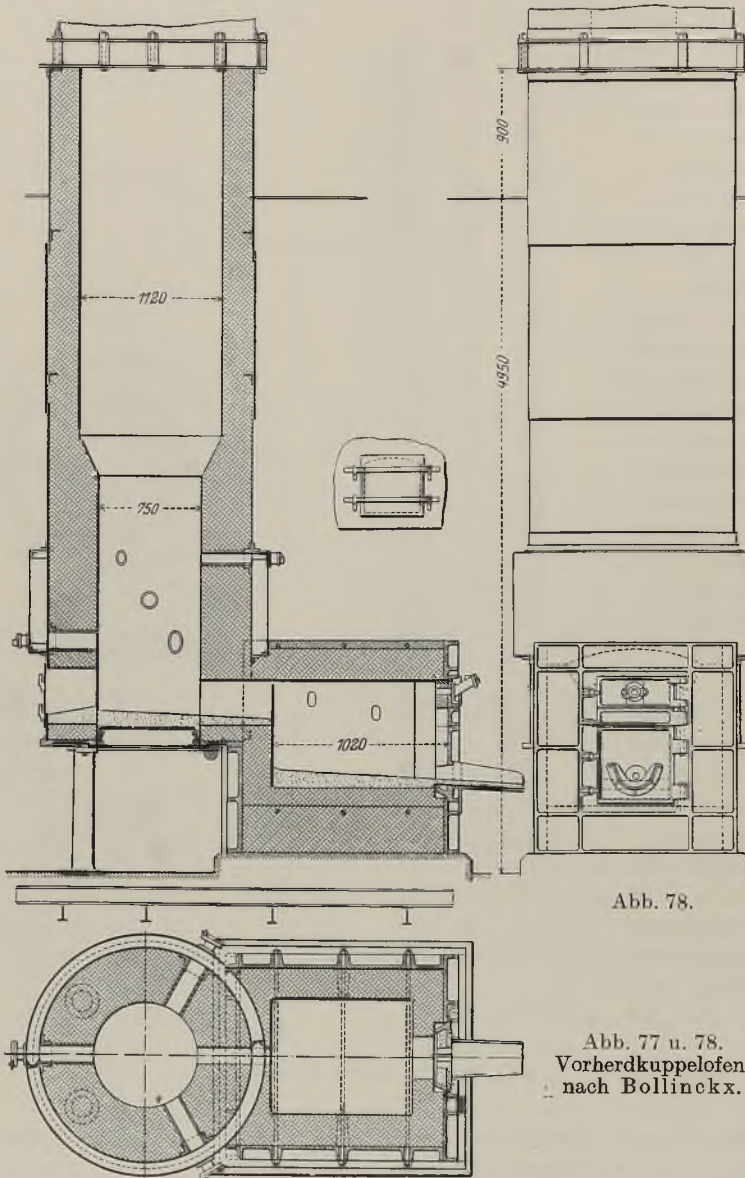


Abb. 78.

Abb. 77 u. 78.
Vorherdkuppelofen
nach Bollinckx.

Abb. 77.

der Windkammer innerhalb des Blechmantels gleichzeitig eine gelinde Vorwärmung des Windes und Kühlung des durch die Verbrennung an dieser Stelle besonders hoch beanspruchten Mauerwerks bewirkt. Es ist anzunehmen, daß die gekünstelte Einschnürung zu regelmäßigen und umfangreichen Ausbesserungen des Mauerwerks Anlaß gibt, außerdem haften ihr die schon bei den Ireland-Kuppelöfen²⁾ genannten Mängel an.

☛ Eine etwas geringere Verengung des Schachtes in der Verbrennungszone hat auch der Sulzer-Kuppelofen (Abb. 79 u. 80)³⁾, dessen vier untere Düsen oval sind, während die oberen rechteckig ausgeführt werden.

1) S. 67.

2) S. 55.

3) Ausgeführt von Gebr. Sulzer in Winterthur.

Gleichmäßig zylindrische Schachtform.

Der in den Vereinigten Staaten von Amerika sehr verbreitete Whiting-Kuppelofen¹⁾ hat auch in Deutschland vereinzelt erfolgreich Eingang gefunden. Er hat einen von der Gicht bis zur Herdsohle gleichmäßig zylindrischen Schacht (Abb. 81) und zwei Reihen einander ziemlich nahe gerückter, nach dem Ofeninnern zu sich fächerartig verbreiternder Düsen. Beide Düsenreihen werden aus einem gemeinschaftlichen Windkasten gespeist. Die Düsen der oberen Reihe sind für gewöhnlich mit Schiebern verschlossen und werden nur benutzt, wenn ausnahmsweise rasch und hitzig geschmolzen werden soll²⁾. Die unteren Düsen haben zur Sicherung ihrer Standfestigkeit je einen mittleren

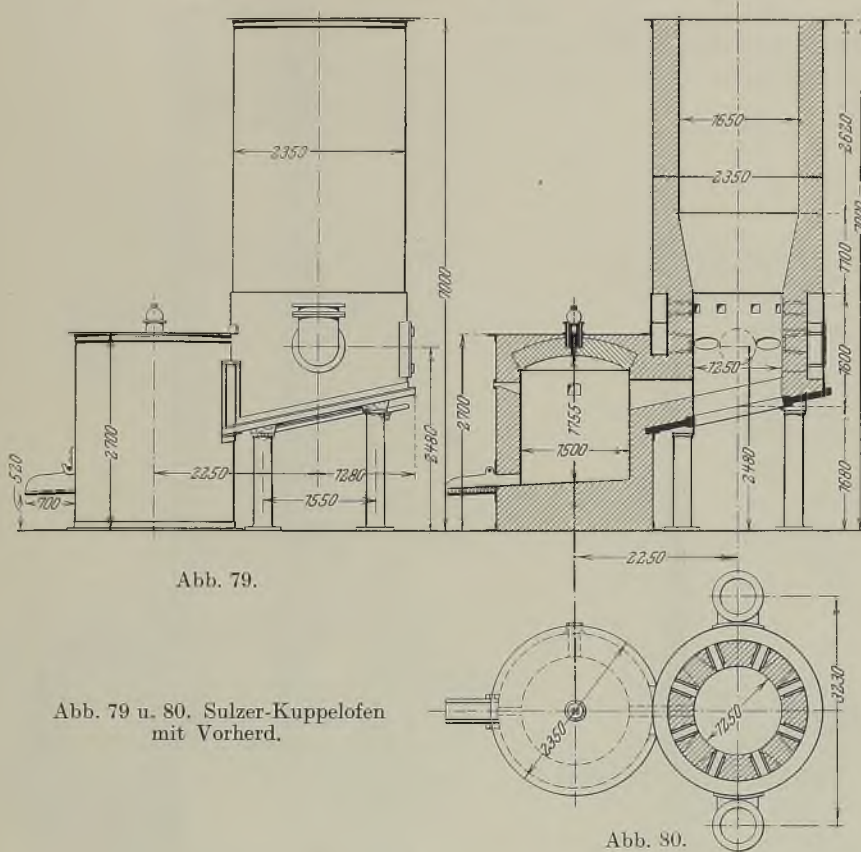


Abb. 79.

Abb. 79 u. 80. Sulzer-Kuppelofen mit Vorherd.

Abb. 80.

Quersteg, eine von ihnen ist zudem mit einem nach dem Windkasten zu etwas abfallenden Sicherheitsauslauf versehen. Bei einem älteren Ofen der Badischen Maschinenfabrik, Abb. 82, sind beide Düsenreihen ständig in Betrieb, der Herd ist etwas tiefer und das Eisen sammelt sich in einem Vorherde.

Der Collian-Kuppelofen (Abb. 83 u. 84)³⁾ ist von ähnlicher Bauart. Er unterscheidet sich vom Whiting-Ofen nur durch die beträchtlich kleineren, runden Oberdüsen, die wiederum „je nach Bedarf“ geschlossen und geöffnet werden können. Der Windkasten bildet ein vom Kuppelofenkörper fast unabhängiges Konstruktionsstück, das auf dem

¹⁾ Ausgeführt von der Whiting Foundry Equipment Co. in Harvey, Ill.

²⁾ Die Absicht kann aber nur erreicht werden, wenn der Gesamtquerschnitt der unteren Düsen so gering bemessen ist, daß er dem ungehinderten Eintritte der vom Gebläse unter normalem Drucke gelieferten Windmenge ein Hemmnis bereitet. Dann bedeutet eben die Öffnung der oberen Düsen eine vermehrte Windzuführung bei gleichzeitig etwas vermindertem Druck. Eine derartige Anordnung ist verfehlt, sie mutet dem Gebläse für gewöhnlich eine Mehrleistung zu und nützt es nur im Ausnahmefalle „besonders raschen und hitzigen“ Schmelzens völlig aus.

³⁾ Ausgeführt von Bryan & Co., Detroit, V. St. v. A.

äußeren Rande der Tragwinkel von vier gußeisernen Füßen gelagert ist (Abb. 85), während der Ofenschacht auf deren innerem Teile ruht. Die Füße sind, wie es immer bei solchen Bauarten geschieht, unterhalb der Hüttensohle durch schmiedeiserne Bolzen miteinander verankert (Abb. 86). Abb. 85 läßt die Anordnung der Sicherheitsdüse deutlich erkennen. In einer Hälfte der nach dem Ofeninnern etwas geneigten Düse ist eine wagerecht verlaufende Rinne vorgesehen. Unter ihrer Mündung befindet sich ein Trichter, dessen Hals mit einer dünnen Platte von Weichblei verschlossen ist. Sobald das flüssige Eisen den unteren Rand

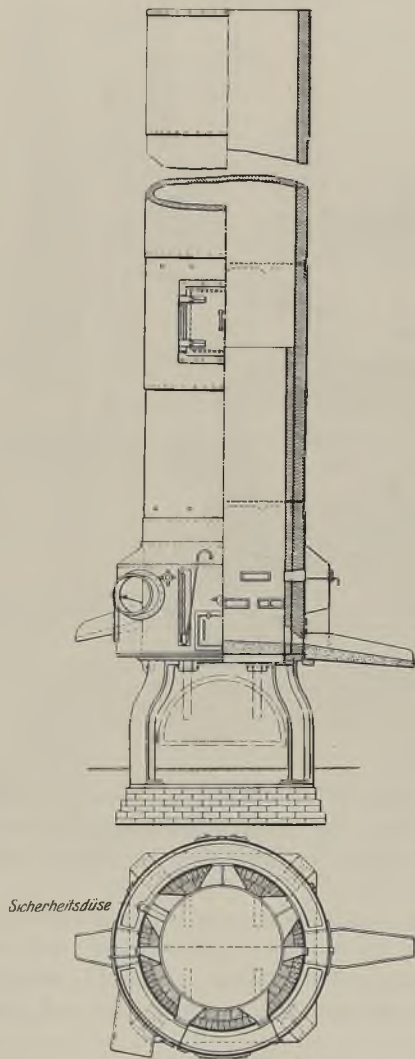


Abb. 81. Whiting-Kuppelofen.

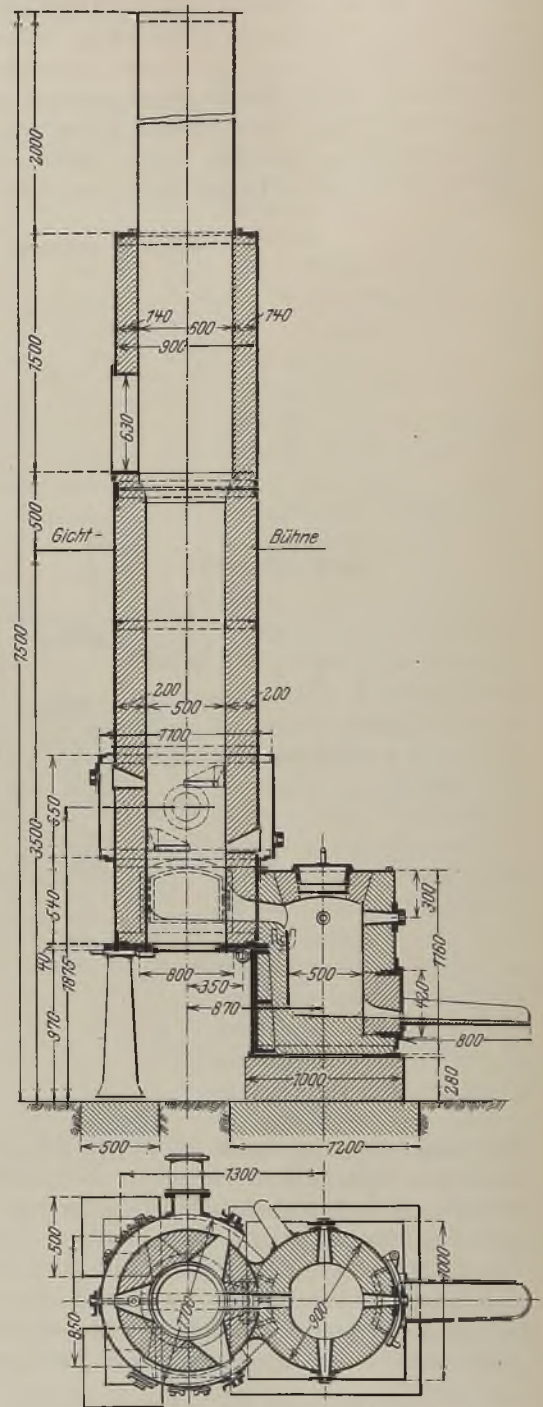


Abb. 82. Älterer Kuppelofen der Badischen Maschinenfabrik.

der Düse erreicht, fließt es durch die Rinne, schmelzt den Bleiverschluß und macht in wirksamster Weise den Schmelzer aufmerksam, daß es Zeit ist, den Ofen zu öffnen. Infolge des niedrigen, nur wenig Eisen fassenden Herdes ist die Schutzvorrichtung von

großer Wichtigkeit. Sie macht es erst möglich, den Herd zum Zwecke der Ersparung von Füllkoks so niedrig zu bemessen. Die in den Abb. 83 und 85 sichtbaren Bügelverschlüsse am unteren Teile des Windkastens verschließen die Öffnungen zur Entfernung etwa in den Kästen gedrungener Schlacke.

Beim Calumet-Kuppelofen (Abb. 87)¹⁾ ist die Windverteilungskammer innerhalb des äußeren Mantels untergebracht, wodurch in einfacher Weise eine Verstärkung des Mauerwerks oberhalb der Verbrennungszone zustande kommt. Die übrigen Einzelheiten, die beiden Düsenreihen mit Verschlüssen der oberen Reihe, Sicherheitsdüse,

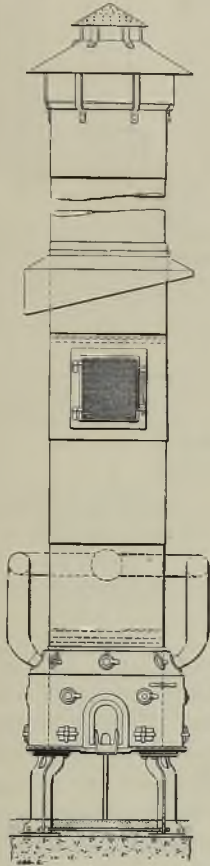


Abb. 83.

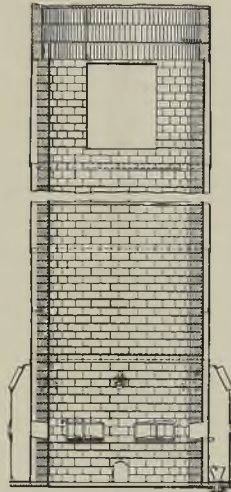


Abb. 84.

Abb. 83 u. 84. Collian-Kuppelofen.

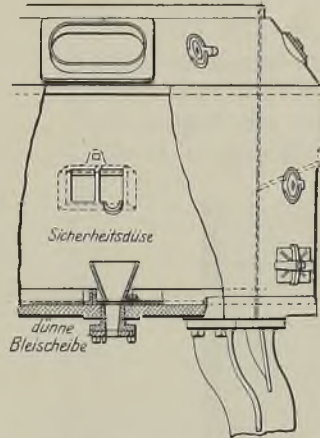
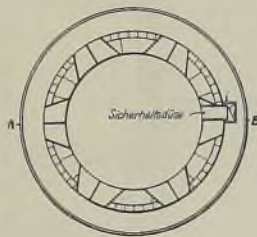


Abb. 85. Windkasten und Sicherheitsdüse des Collian-Kuppelofens.

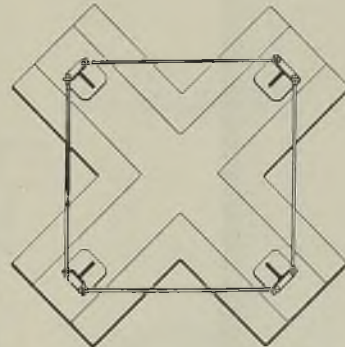


Abb. 86. Verankerung der Füße des Collian-Kuppelofens.

Reinigungsöffnung, Lagerung auf gekrümmten gußeisernen Füßen u. a. m. unterscheiden sich nicht wesentlich von den Ausführungen beim Whiting- und Collian-Kuppelofen.

Eine eigenartige Form der Hauptdüsen hat der Newton-Kuppelofen (Abb. 88)²⁾. Die in Amerika als „The differential system“ bezeichnete Düsenform beruht auf der Absicht, durch Teilung der Düse in eine äußere, sich nach dem Ofeninnern fächerartig erweiternde Zone und in einen inneren, gegen die Ofenmitte zu enger werdenden Trichter zwei Windströme von verschiedener Pressung zu gewinnen. Der innere, durch Drosselung vermeintlich stärker gepreßte Strom soll tiefer in das Ofeninnere dringen, während der weniger gepreßte äußere die Verbrennung mehr am Umfange des Schachtes bewirkt. Da beide Windströme unmittelbar nach ihrem Eintritt in den Ofenschacht an den ihnen entgegenstehenden Koksstücken nach allen Richtungen zerstoßen, ist es ausgeschlossen, daß der beabsichtigte Zweck erreicht wird. Die Anordnung des nach innen enger

¹⁾ Ausgeführt von den Calumet Engineering Works in Harvey, Ill.

²⁾ Ausgeführt von den Northern Engineering Works in Detroit, V. St. v. A.

werdenden Düsenmittelstückes kann nur die Wirkung einer zwar nicht allzu belangreichen, dafür aber um so zweckloseren Hemmung der Gebläsetätigkeit haben.

Die vier vorerwähnten amerikanischen Kuppelöfen sind außer durch den gleichmäßig geraden Schacht durch die verhältnismäßig tiefliegenden Düsen gekennzeichnet. Die Tieflage bezweckt Ersparnisse an Füllkoks und den Schutz des geschmolzenen Eisens gegen die chemische Wirkung des Brennstoffes. Die Ersparnis kann nicht belangreich sein. Das Mauerwerk des Kuppelofens muß vor Beginn des Blasens mindestens in der

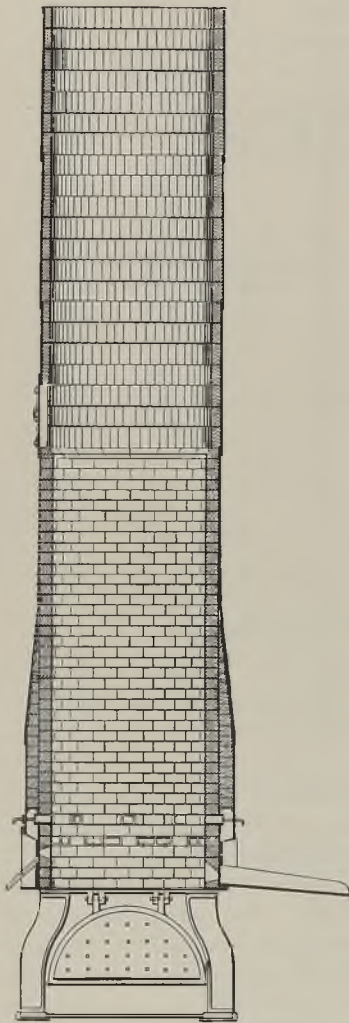


Abb. 87. Calumet-Kuppelofen.

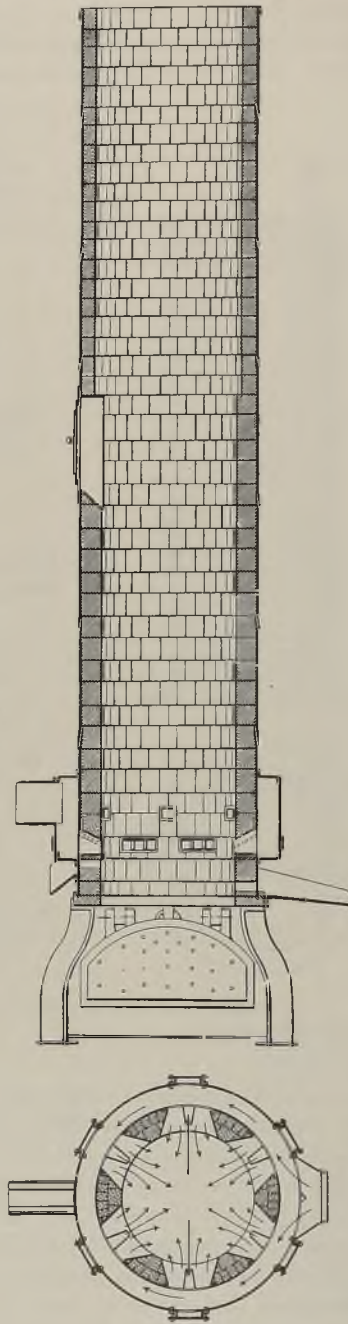


Abb. 88. Newton-Kuppelofen.

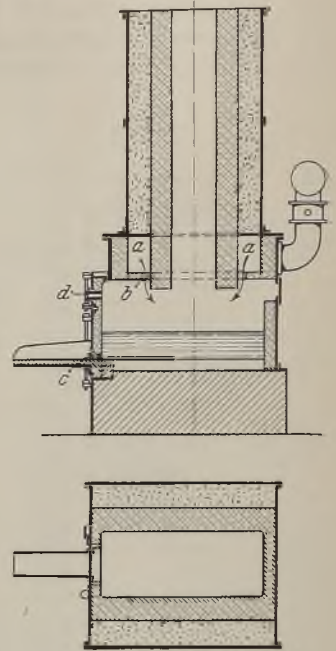


Abb. 89.
Ältester Krigar-Kuppelofen.

Schmelzzone bis zur hellen Rotglut erwärmt sein. Bei tiefen Herden kann das allmähliche Erglühen des Füllkokes zur genügenden Vorwärmung des Schachtes ausreichen, so daß ein besonderer Anwärnkoks nicht erforderlich ist. Bei flachen Herden muß eine größere Menge Anwärnkoks verbrannt werden, die auf alle Fälle verloren ist, wogegen bei tiefen Herden unter günstigen Umständen ein beträchtlicher Teil des Füllkokes nach beendeter Schmelzung zurückgewonnen werden kann. Solange zur genügenden Vorwärmung des Ofens auch nur

die geringste Menge Anwärnkoks erforderlich ist, kann daher durch ein Tieferlegen der Düsen Brennstoff nicht erspart werden. Dagegen läßt sich ein gewisser Schutz des schmelzenden Eisens gegen die chemischen Wirkungen des Brennstoffes unter besonderen Voraussetzungen wohl erreichen. Das flüssig gewordene Eisen nimmt um so mehr

Kohlenstoff und Schwefel auf, je länger der Weg ist, den jeder Tropfen durch den weißglühenden Füllkoks zurückzulegen hat. Niedrig liegende Düsen wirken darum der Kohlenstoff- und Schwefelaufnahme entgegen. Für Eisensorten von hoher Festigkeit,

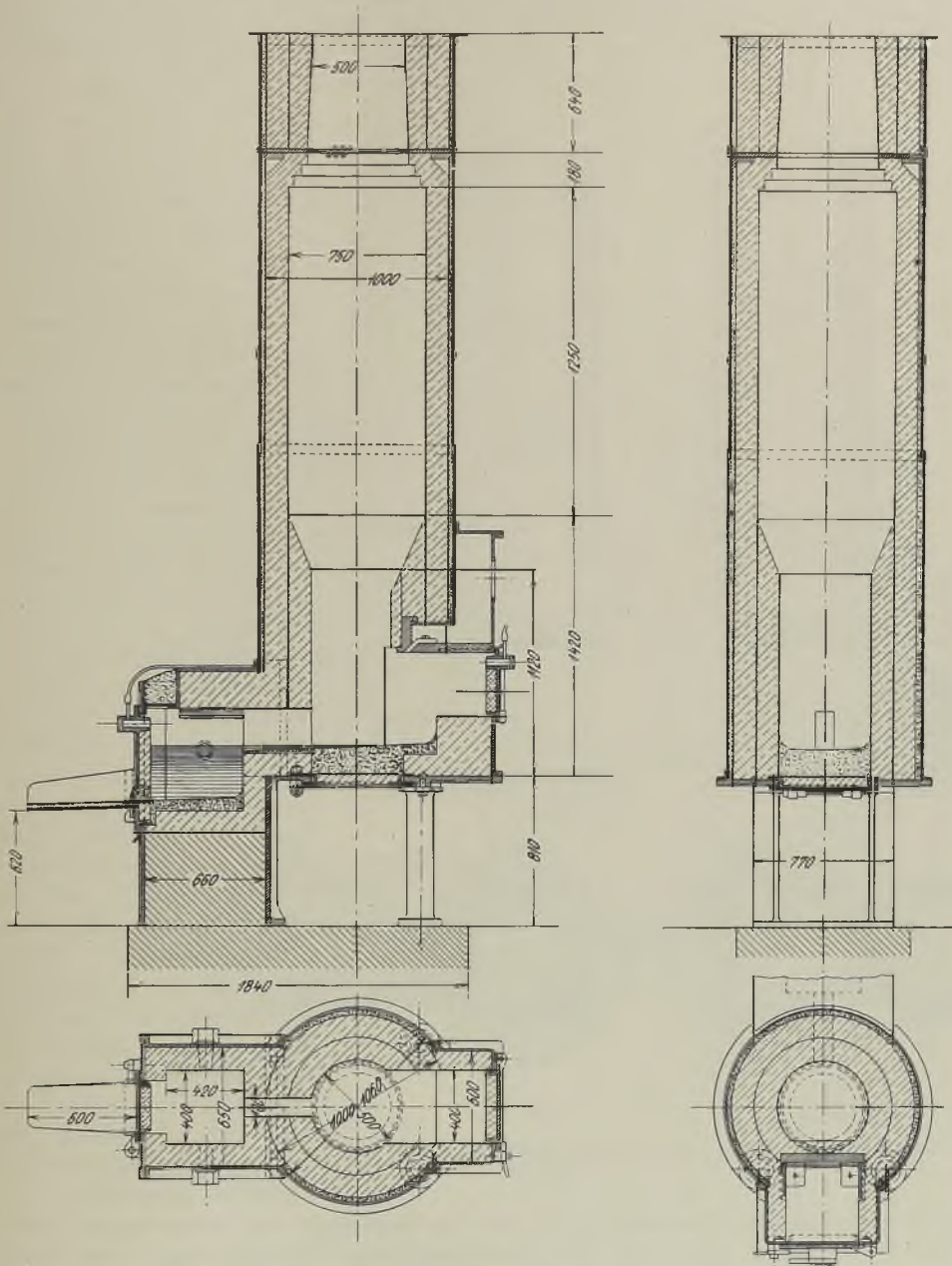


Abb. 90.

Abb. 91.

Abb. 90 u. 91. Krigar-Kuppelofen aus den 1880er Jahren.

die möglichst kohlenstoff- und schwefelarm sein sollen, sind darum Öfen mit niedrig liegenden Formen zu empfehlen¹⁾.

¹⁾ Ein amerikanischer Fachmann erklärte, ohne auf Widerspruch zu stoßen, auf der Versammlung der „American Foundrymen's Association“ im Jahre 1903, in Öfen mit hohen Herden sei es überhaupt unmöglich, Eisen mit über 20 kg/mm² Festigkeit zu erzeugen.

Senkrechte oder stark geneigte Düsen.

Durch Anordnung zweier senkrecht nach unten gerichteter, langer und schmaler Düsen zog H. Krigar die Verbrennungszone seitlich auseinander. Sein erster, im Jahre 1865 bekannt gewordener Kuppelofen (Abb. 89) hatte einen stark verbreiterten Herd zur Ansammlung einer größeren Menge flüssigen Eisens. In der ringförmigen Windkammer a sollte die Luft etwas vorgewärmt werden und dann durch den Schlitz b von oben her zunächst auf den Füllkoks und dann nach einiger Anreicherung mit Kohlenoxyd von unten auf den Füllkoks und das Eisen wirken. Das Schauloch d in der Tür der Vorderwand ermöglichte die Beobachtung des Schmelzvorganges. Die Anordnung war mangelhaft, weil der unausgesetzt auf das Eisenbad gerichtete Windstrom starke Oxydationswirkungen zur Folge hatte. Krigar ordnete darum später den Sammelherd vor statt unter dem Schachte an, gab den Düsen eine Neigung von etwa 45° und ließ sie in verschiedener Höhe münden. Abb. 90 u. 91 zeigen die geänderte, aus den 80er Jahren stammende Ausführung¹⁾. Der Wind gelangt durch einen schräg nach abwärts gerichteten Schlitz von 400 mm Breite in den Ofen und trifft zunächst auf Koks, der infolge der Erweiterung des Ofenschachtes unter die Windeinströmung beim Beginn des Setzens vorgerollt ist. Dadurch wird die Gefahr der Oxydation des schmelzenden Eisens beträchtlich gemindert.

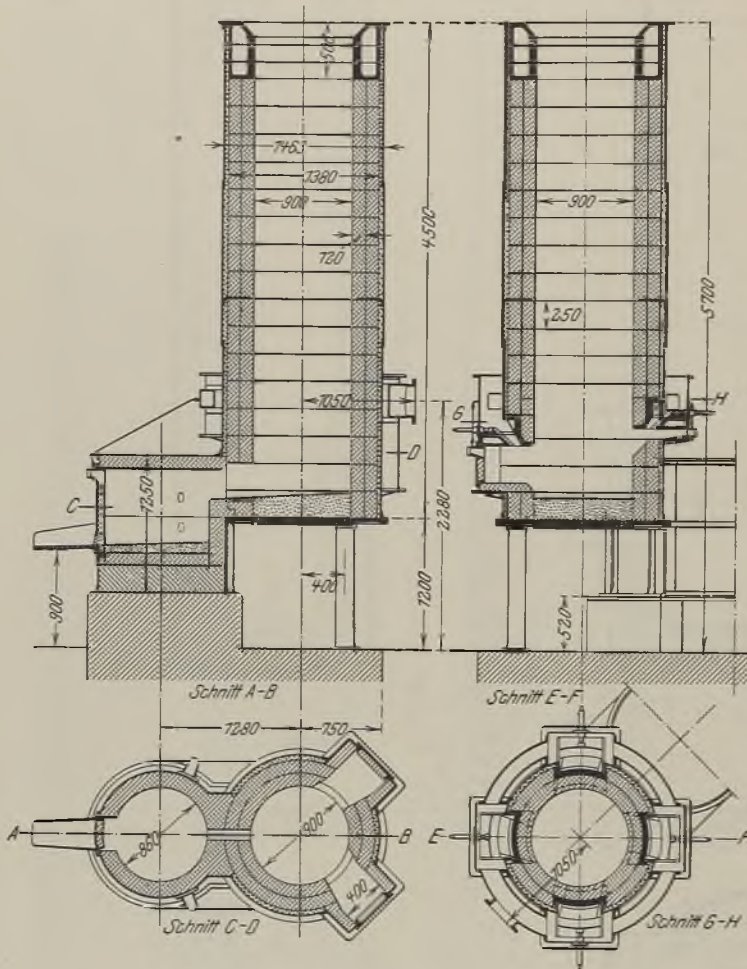


Abb. 92.

Abb. 93.

Abb. 92 u. 93. Jüngste Ausführungsform des Krigar-Kuppelofens.

Auf die Verengung des Ofenschachtes in der Verbrennungs- und Schmelzzone wurde früher großer Wert gelegt. Einesteils blieb man damit den Überlieferungen vom Hochofen her getreu, andererseits sollte das Eindringen des Windes bis in die Ofenmitte gesichert werden. Seitdem man aber imstande ist, dem Kuppelofen Wind in jeder Menge und unter jedem Drucke zuzuführen, ging man immer mehr dazu über, den Schacht durchaus zylindrisch zu gestalten. Auch der Krigar-Kuppelofen vermochte sich diesem Fortschritte nicht zu entziehen. Die Abb. 92 u. 93 lassen ihn in dieser jüngsten Form erkennen. Die Zahl der Düsen ist für größere Öfen auf vier vermehrt, und jede einzelne Düse kann durch Verschiebung einer mittels einer Schraubenspindel beweglichen Platte

¹⁾ Die Krigarschen Kuppelöfen werden von Krigar & Ihssen, Maschinenfabrik und Eisengießerei in Hannover ausgeführt.

verschieden weit geöffnet werden. Dadurch soll ein und derselbe Ofen verschiedenen Schmelzleistungen dienstbar gemacht werden. Die Absicht läßt sich bei gleicher Gebläseleistung nur innerhalb sehr eng gezogener Grenzen verwirklichen, wohl aber ermöglicht die verschiedene Einstellbarkeit des Düsenquerschnitts genaue Anpassung an die Leistungsfähigkeit des Gebläses.

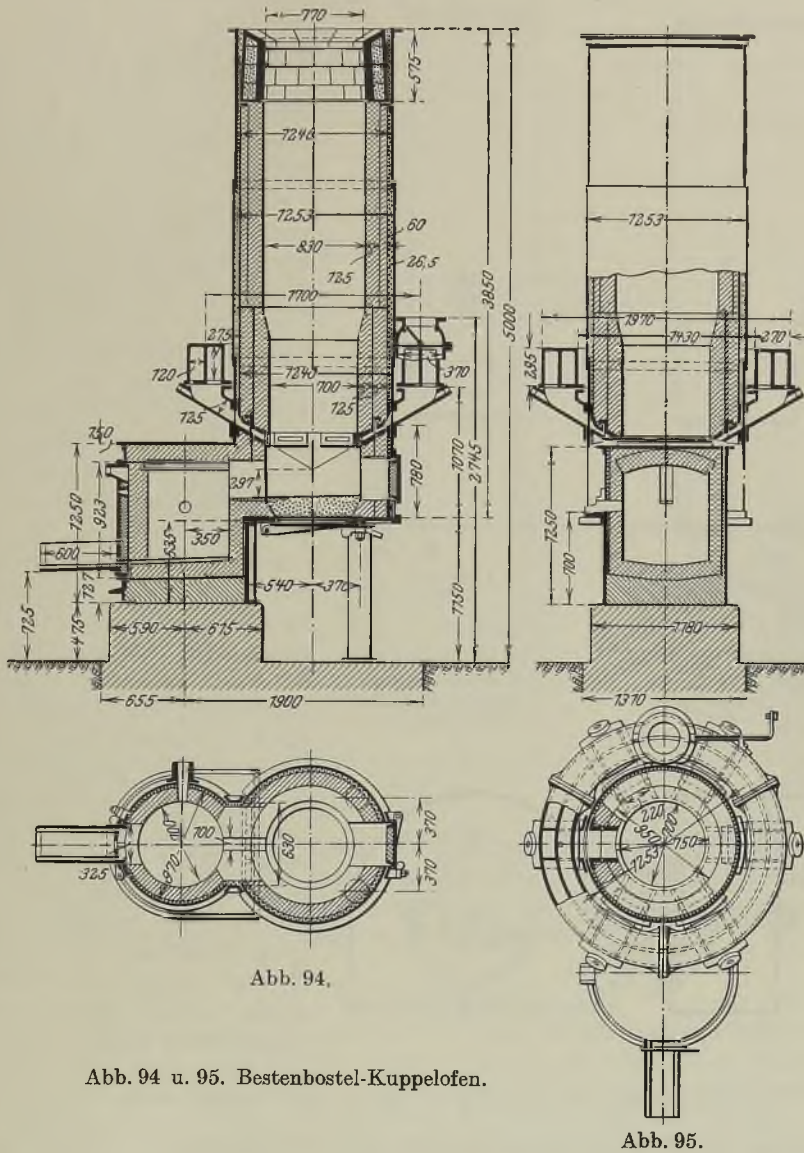


Abb. 94.

Abb. 94 u. 95. Bestenbostel-Kuppelofen.

Abb. 95.

Dem Krigar-Ofen verwandt ist der Bestenbostel-Kuppelofen¹⁾ (Abb. 94 u. 95). Als sein wichtigster Vorzug ist die Umschaltbarkeit des Windes zu nennen, die es ermöglicht, eine verschlackte Düse kurze Zeit außer Tätigkeit zu setzen. Die nicht mehr durch den einströmenden Wind abgekühlte und dickflüssig oder fest gewordene Schlacke schmilzt dann rasch weg, worauf wieder Wind wie zuvor gegeben wird.

In der Folge wurden zahlreiche Bauarten und Vorrichtungen bekannt, die dem Zweck dienen sollen, die Düsen entweder von Hand oder zwangsläufig aus- und einzuschalten. Recht gut vermag in dieser Beziehung die Wander- oder Wechseldüse

¹⁾ Ausgeführt von L. W. Bestenbostel & Sohn in Bremen.

von Karl Grocholl¹⁾ zu wirken. Der Gebläsewind wird nicht gleichmäßig, sondern ständig kreisend oder wandernd um den Schachumfang durch einen Teil der vorhandenen Düsen dem Ofen zugeführt. Ständig erfolgt ein Wechsel zwischen den offenen und den ausgeschalteten Düsen, und zwar in so rascher Reihenfolge, daß jede sich öffnende Düse nur sekundenlang in Tätigkeit bleibt. Diese schnelle Düsenwanderung wird durch

eine zwischen das Windzuführungsrohr und den Kuppelofen eingebaute Verteilervorrichtung bewirkt.

Die Abb. 96 und 97 veranschaulichen die Bauart und Wirkung dieser Düsen-Wechselvorrichtung. Sie besteht aus einem Gehäuse a und den mit den Düsen in Verbindung stehenden Anschluß- oder Verteilerröhren b, b₁ bis b₅, einer Welle d, einer Verteilerscheibe e, ferner aus dem auf der Welle d sitzenden Stellingring f und der gegen diesen Stellung sich stützenden Feder g, die die Verteilerscheibe e gegen die zum Lagerkörper gehörige und nach innen etwas vorspringende Gewindebühse h leicht andrückt, so daß die Verteilerscheibe e auf der Schließseite nur mit der inneren Stirnfläche der Gewindebühse h in Berührung steht. Im übrigen ist zwischen der Verteilerscheibe e und der Gehäusewand ein kleiner Zwischenraum von etwa 0,5 mm vorhanden, wodurch ein geringer Kreisungswiderstand für die Verteilerscheibe e erreicht wird. Die Einrichtung besteht weiter aus der oberen Antriebswelle i mit dem Antriebsrade k, die entweder von einem Flügelrade l oder, bei deren Durchführung durch das Gehäuse von einem kleinen Motor unmittelbar angetrieben wird.

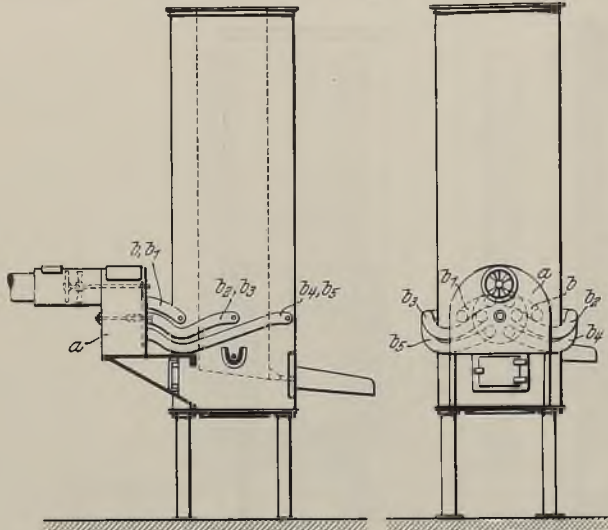


Abb. 96.

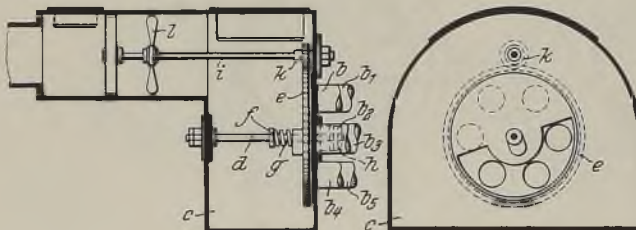
Abb. 96 u. 97.
Kuppelofen mit
Grocholl'scher
Wechseldüse.

Abb. 97.

Zweck und Wirkung mehrfacher Düsenreihen.

Über glühende Kohle geleitete Kohlensäure zersetzt sich nach der Gleichung $\text{CO}_2 + \text{C} = 2 \text{CO} - 39180 \text{ kcal/mol}$. Dabei wird also eine sehr beträchtliche Wärmemenge gebunden und die Kohle unter geringer Wärmeentwicklung verbrannt. Dieser Fall kann beim Kuppelofen leicht eintreten²⁾. Um seine schlimmen Wirkungen auszugleichen, brachte man oberhalb der gewöhnlichen Düsen eine zweite Düsenreihe an. Die von ihr zugeführte frische Luft sollte das durch unvollkommene Verbrennung oder durch Reduktion entstandene Kohlenoxydgas zu Kohlensäure verbrennen. Das wurde wohl erreicht, nicht aber der Endzweck, Brennstoff zu sparen. Es bildete sich eine zweite Reduktionszone, und die Verbrennungs- und Schmelzzonen wurden auseinandergezogen. Bei gleichem Brennstoffaufwand mußte die Temperatur sinken, denn die gleiche Hitzewirkung ver-

¹⁾ D.R.P. Nr. 425 576.²⁾ Vgl. Bd. I, S. 435.

teilte sich auf einen größeren Raum. Eine Erhöhung der Schmelztemperatur war nur durch beträchtlich vergrößerte Brennstoffsätze zu erzielen. Zugleich mußte aber der Abbrand zunehmen, denn jeder Tropfen Eisen war gezwungen, den weiten Weg durch das sauerstoffreiche Gasgemenge zweier Verbrennungszonen zurückzulegen.

Enthält ein über glühende Kohle geleiteter Gasstrom neben der Kohlensäure genügend freien Sauerstoff, so verbindet sich dieser mit der Kohle, und die Kohlensäure bleibt unzersetzt. Es ist darum besser, die Nachteile einer verbreiterten Schmelzzone zu vermeiden und in einer Düsenreihe so viel Wind zuzuführen, daß nach der ersten Verbrennung genug freier Sauerstoff übrig bleibt, um die entstandene Kohlensäure vor Reduktion zu schützen. Heute werden in Europa und in Amerika noch viele Kuppelöfen mit zwei Düsenreihen betrieben, in sehr vielen Fällen allerdings nur, um bei langen Schmelzungen die Oberdüsen zum Entschlacken der unteren Hauptdüsen zu benützen. Auch das ist nicht erforderlich. Bei richtig bemessenem Winddruck, richtigem Düsenquerschnitt, gutem Schachtfutter und angemessenen Flußmitteln ist die Verschlackungsgefahr nicht so groß, um besondere Schutzvorkehrungen zu rechtfertigen. Selbst bei langen Schmelzungen sind sie nicht erforderlich.

Stahlwerkskuppelöfen, an die in bezug auf Leistungsfähigkeit und Überhitzung des Eisens die höchsten Anforderungen gestellt werden, werden im allgemeinen nur noch mit einer Düsenreihe betrieben¹⁾. Eine Reihe namhafter deutscher Fachleute verwirft die oberen Düsen²⁾, Messerschmitt will sie nur als Hilfsdüsen für den Fall von Verschlackungen beibehalten. Von 46 Kuppelöfen, die Th. D. West als kennzeichnend für die Betriebs-

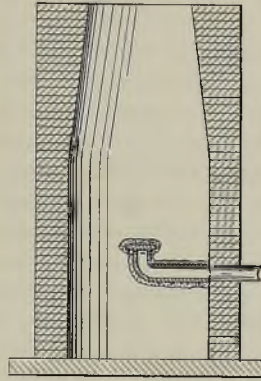


Abb. 98. Zentrale Windzuführung nach Hibler.

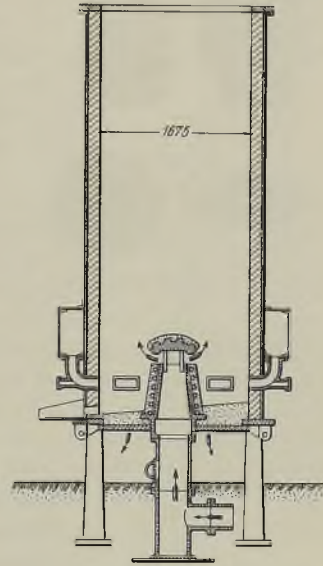


Abb. 99. Kuppelofen mit Westscher Mitteldüse.

verhältnisse in den verschiedenen Teilen der Vereinigten Staaten von Amerika anführt³⁾, haben 40 einfache und nur 6 doppelte Düsenreihen. Bei den neuen amerikanischen Kuppelöfen der Whiting-Collian-Klasse sind die noch beibehaltenen Oberdüsen absperbar, um bei normalem Betrieb außer Tätigkeit zu bleiben.

Bodenmitteldüsen.

Bei Kuppelöfen von sehr großem Durchmesser erwächst die Gefahr, daß der am Umfang des Schachtes eingeblasene Wind nicht bis zur Mitte des Ofens dringt, daß demnach dort ein toter Raum bleibt, in dem weder Verbrennung noch Schmelzung möglich ist. Zur Beseitigung dieser Gefahr schlug B. H. Hibler eine im Jahre 1867 in den Vereinigten Staaten patentierte zentrale Windzuführung, Abb. 98, vor, die aber infolge ihrer Unvollkommenheit keinen Eingang in die Praxis fand. Das gleiche Schicksal

¹⁾ Osann berichtet in *Stahleisen* 1908, S. 1456: „Bei den Stahlwerkskuppelöfen, die ich in Betracht gezogen habe, fand ich nirgends eine obere Formreihe vor. — In der *Gieß.-Zg.* 1907, S. 202, wird ein Kuppelofen des Stahlwerks der Burbacherhütte angeführt, der bei besonders großen Abmessungen (Ofenhöhe 20,5 m, Schachtdurchmesser 2,8 m, Herddurchmesser 2,5 m) nur eine Reihe von acht Düsen hatte. Der Winddruck betrug 1000 mm Wassersäule, die Gebläseleistung 200–300 m³ in der Minute.

²⁾ Carl Rein: *Gieß.-Zg.* 1907, S. 222. — O. Goldschmidt: *Gieß.-Zg.* 1907, S. 382. — O. Leyde: *Stahleisen* 1908, S. 729 (nach *Foundry* 1907, Okt. S. 51). — Osann: *Stahleisen* 1908, S. 1456. — A. Messerschmitt: *Stahleisen* 1909, S. 1391 u. 1561. — G. Buzek: *Stahleisen* 1910, S. 573.

³⁾ Th. D. West: *Moulders Textbook*, London, Chapman and Hall Ltd. 1909.

ward ähnlichen Patenten von M. Stott vom Jahre 1894¹⁾ und von Johnston vom Jahre 1895²⁾ zuteil. Ungefähr um dieselbe Zeit wurde eine Ausführung von Thomas D. West bekannt, die sich in der Folge in manchen Fällen bewährt hat. West ordnete eine durch den Herd in den Ofen mündende Mitteldüse an (Abb. 99), und führte gleichzeitig auch am Umfange des Ofens Wind zu. Die früher vorgeschlagenen Ausführungen krankten alle an der Schwierigkeit, den Ofen nach vollendetem Schmelzen bequem entleeren zu können. West überwand das Hindernis, indem er das Zuführungsrohr am Boden unter dem Kuppelofen abstützte und den Herd mit Bodenklappen versah. Infolge des unvermeidlich großen Umfanges der Mittel- oder Bodendüse verbleibt aber nur bei Kuppelöfen von 1500 mm lichtem Durchmesser aufwärts ausreichend Raum zur Anbringung wirksamer Bodenklappen. Nur für solche Öfen empfiehlt sich die zentrale Windzuführung³⁾.



Abb. 100. Westsche Mitteldüse.

Neben der Mitteldüse werden auch am Umfang des Ofens gewöhnliche wagerechte Düsen angeordnet, da bei den großen in Frage kommenden Schachtdurchmessern anders eine gleichmäßige Versorgung des gesamten Querschnittes mit Wind nicht möglich wäre. Ein Kuppelofen von 1675 mm lichtem Durchmesser erhält zur Mitteldüse ein Zuleitungsrohr von 200 mm Durchmesser, und der Schlitz in der Düse wird so reichlich bemessen, daß eine Drosselung des Windes ausgeschlossen ist. Die sechs seitlichen, flachrechteckigen Düsen sind

je 406 mm breit und 75 mm hoch. Die Unterkante des Ausströmschlitzes der Mitteldüse soll etwas, aber nicht mehr als 75 mm oberhalb der Oberkante der Seitendüsen liegen. Setzt man sie höher, so rückt sie zu sehr in die Schmelzzone und ist dann rascher Abnutzung ausgesetzt. Bei gleicher Höhe der Düsenmündungen ergibt sich rascheres Schmelzen, die Mitteldüse wird aber infolge von Verschlackung leicht außer Tätigkeit gesetzt. In noch stärkerem Maße ist das der Fall, wenn die Mündung der Mitteldüse tiefer zu liegen kommt als die der Seitendüsen.

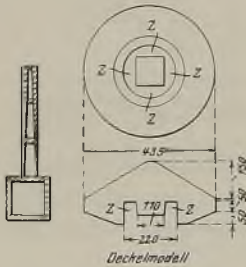


Abb. 101. Teile der Westschen Mitteldüse.

Das mittlere Düsenrohr besteht aus einem Gußstück von 25 mm Wandstärke mit Längsrippen, über die eiserne Ringe geschoben werden (Abb. 100), um der etwa 75 mm starken Bekleidung aus einer Mischung von feuerfestem Ton und Mager sand Halt zu geben. Vier 30 mm breite, im Rohrrinnern angeordnete Flacheisen tragen den Düsendeckel A, der aus einem, an seiner ganzen oberen Seite und insbesondere an der Seitenkante mit angegossenen Nippeln versehenen, im Hauptkörper mindestens 50 mm starken Gußstück besteht. An der Unterseite des Deckels sind Aussparungen eingegossen (Z in Abb. 101), in die die Enden

der vier Flacheisen ziemlich genau passen. Der Deckel, dessen untere Fläche um 63 mm von der Mündung des Düsenrohres absteht und es ringsum um mindestens 50 mm überragt, wird lose auf die Trageisen gesetzt. Gleich dem Düsenrohr erhält er an seiner oberen Seite einen 75 mm starken Bezug aus feuerfester Masse. Die Bezüge werden gründlich getrocknet und vor Ingebrauchnahme geschwärzt. Eine Ausbesserung oder Erneuerung der Schutzschicht war immer erst nach etwa 12 Schmelzungen erforderlich. Zur Schonung des Düsendeckels wird das Eisen des ersten Satzes um den Rand des Kuppelofens verteilt, was leicht zu machen ist, wenn man vorher in der Mitte

¹⁾ Eine Abbildung dieser Ausführung ist in Wests Moulders Textbook, S. 365 zu finden.

²⁾ Dieselbe Quelle, S. 388.

³⁾ Die Befürchtung, eine am Boden des Herdes angebrachte Düse vermöge den thermischen und mechanischen Beanspruchungen auf die Dauer nicht zu widerstehen, hat sich als grundlos erwiesen. Nach Berichten Wests war die erste im Jahre 1901 in einen Kuppelofen von 60–100 t Tagesleistung eingebaute Düse im Jahre 1908 noch in gutem Zustande.

des Ofens einen kegelförmigen Kokshaufen aufschüttet. Die Mittel- und Außendüsen arbeiten mit gleichem Drucke. Etwaige Schlacken- oder Eisenansätze an der Mitteldüse können durch Wegnahme des Windes während ganz kurzer Zeit rasch beseitigt werden.

Die Bodenmitteldüse ermöglicht es, mit Wind von geringerer Pressung zu arbeiten und dadurch ein günstigeres Verbrennungsverhältnis zu erzielen. Das bedingt Koksersparnis, beschleunigtes Schmelzen und größere Schonung des Ofenfutters.

Gesonderte Verbrennung des Kohlenoxydgases.

Eine Reihe Kuppelöfen verdanken ihr Entstehen der Absicht, durch gesonderte Verbrennung des Kohlenoxydgases oberhalb der Schmelzzone Brennstoff zu sparen. Bruno Kerl führt schon im Jahre 1855¹⁾ einen Kuppelofen Norris an, dessen Düsen in einer Schraubenlinie um den Schacht verteilt waren und der sich angeblich sehr gut bewährte. Er verschwand aber trotzdem, fast noch ehe er bekannt geworden war, was bei seiner weitauseinandergezogenen Verbrennungszone und dem Mangel einer richtigen Vorwärmzone nicht wundernehmen kann.

1885 und während der nächstfolgenden Jahre erregte ein von Greiner und Erpf zuerst bei Ganz & Co. in Ofen-Pest ausgeführter Kuppelofen großes Aufsehen. Er beruhte auf einer Vereinigung der dem Norris- und dem Voisinschen²⁾ Kuppelofen zugrunde liegenden Gedanken. Das Kohlenoxydgas sollte außerhalb der Hauptverbrennungs- und Schmelzzone verbrannt werden. Die Erfinder bezeichneten darum ihren Ofen ausdrücklich als einen mit „getrennter Verbrennung des Kohlenoxydgases“. Vier richtig bemessene Düsen (Abb. 102) dienen der Zufuhr des zum Schmelzen erforderlichen Windes, während eine Reihe kleiner, in einer Schraubenlinie bis auf etwa 1 m unter der Gichtöffnung angeordneter Düsen den Wind zur Verbrennung des Kohlenoxydgases lieferten. Die Verteilung der Verbrennung des Kohlenoxyds über den größten Teil des oberhalb der Schmelzzone gelegenen Schachtraumes sollte die Nutzbarmachung der dabei frei werdenden Wärme ermöglichen, ohne den Koks bis zum Erglühen zu erhitzen. Die anfänglichen Schwierigkeiten bei der Verteilung des Windes wurden beseitigt durch Anordnung zweier Windverteiler, eines geräumigen unteren für die Schmelzdüsen und eines verhältnismäßig engen, oberen für die Düsen zur Verbrennung des Kohlenoxyds. Der obere, ringförmige Windverteiler wurde durch zwei Verbindungsstutzen vom unteren aus gespeist; Drosselklappen in jedem Verbindungsstutzen ermöglichten es, ihn ganz außer Betrieb zu setzen. Jede Verbrennungsdüse erhielt den Wind durch ein eigenes senkrechtes vom oberen Windverteiler abzweigendes Rohr und konnte durch Abschrauben des Verbindungsrohres oder in anderer Weise ausgeschaltet werden. Die Oberdüsen wurden in Tätigkeit gesetzt, sobald probeweise zugeführter Wind an der Gicht ein blaues Flämmchen ergab, und abgestellt, wenn der Koks zu glühen begann. Die Zuführung der Luft vor Erreichung der Entflammungswärme des Kohlenoxyds wäre nutzlose Kraftvergeudung gewesen und hätte den Ofen abgekühlt, während das Blasen bei glühendem Koks zur Reduktion der im Gasstrom vorhandenen Kohlensäure³⁾ führen mußte.

Die richtige Leitung der Windzufuhr erforderte die unausgesetzte Wachsamkeit eines eigens dazu bestellten Mannes. Aber selbst bei bestgeleitetem Schmelzen konnte die Verbrennung des Kohlenoxyds keine günstige Wirkung haben. Die günstigste Verbrennungstemperatur des Kohlenstoffs liegt um 500—550° C. Das Schmelzen muß also so geleitet werden, daß der Koks womöglich erst in oder kurz vor der Schmelzzone glühend wird. Dem wirkt jede Verbrennung des Kohlenoxyds im Vorwärmraume

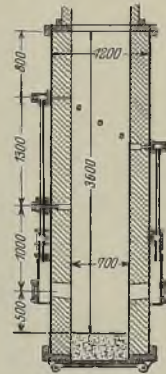


Abb. 102. Ältester Kuppelofen nach Greiner und Erpf.

¹⁾ B. Kerl: Handb. d. Metallhüttenk. 1. Aufl. 1855 und Berg- und hüttenmännische Zeitung 1855. S. 187.

²⁾ Siehe S. 56. ³⁾ Siehe S. 66.

unmittelbar entgegen. Der Koks nimmt infolge seiner Eigenschaft als schlechter Wärmeleiter verhältnismäßig wenig Wärme vom aufsteigenden Gasstrom an, sie kommt daher zum größten Teil dem gesetzten Eisen zugute. Das wird aber anders, wenn in den Koks-schichten Gase verbrannt werden; sobald die oberen Düsen nur kurze Zeit in Tätigkeit sind, beginnt der Koks zu glühen. Im günstigsten Falle, d. h. bei durchaus rechtzeitigem Abstellen der Oberdüsen, lassen sie den Koks wesentlich heißer in die Verbrennungszone gelangen und bewirken so ein ungünstigeres Verbrennungsverhältnis.

Die Greiner- und Erpfschen Kuppelöfen erzielen trotzdem bei Probeschmelzungen an verschiedenen Orten angeblich große Koksersparnisse¹⁾. Heute sind sie wieder verschwunden oder arbeiten gleich vielen anderen Kuppelöfen mit der unteren Düsenreihe allein. Ihr von vielen Seiten festgestellter hoher Abbrand kann im Hinblick auf den über das ganze Schachtinnere verteilten freien Sauerstoff nicht wundernehmen.

Der Kuppelofen von Laißle beruht auf den gleichen Voraussetzungen. Er hat noch den weiteren Nachteil, daß die Wirkung der oberen Verbrennungsdüsen von außen nicht beobachtet werden und ihre Regelung nur nach dem Befund der Gichtflamme geschehen kann. Vor ungefähr 20 Jahren wurde von der Bernburger Maschinenfabrik ein Kuppelofen mit gesonderter Verbrennung des Kohlenoxydgases bekannt (Abb. 103 u. 104), der nur eine ziemlich schwache Abart des Greiner- und Erpfschen Entwurfes bedeutet. Er wurde denn auch schon nach kurzer Zeit wieder aufgegeben.

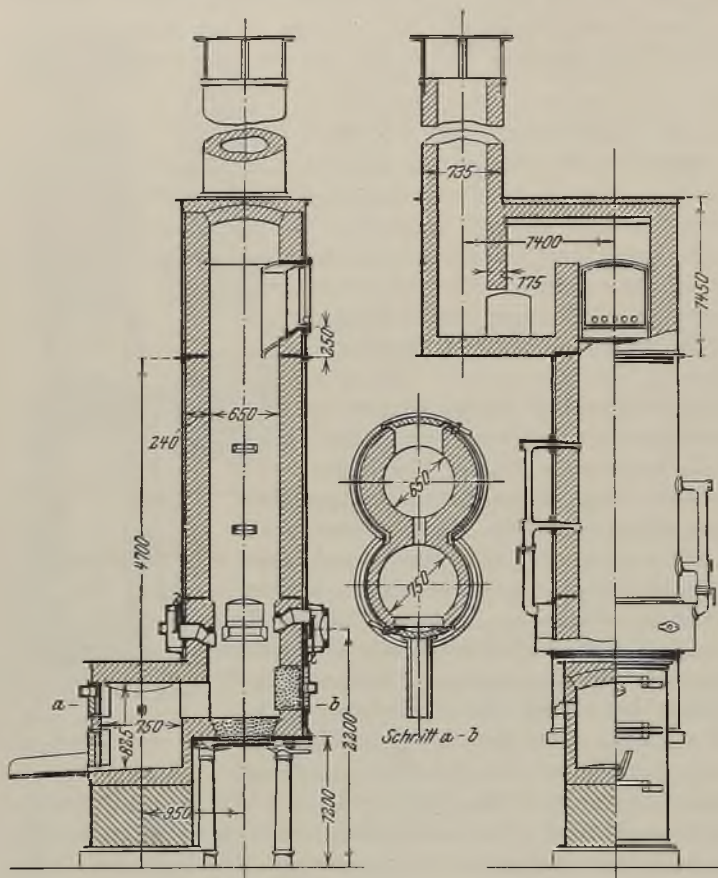


Abb. 103.

Abb. 104.

Abb. 103 u. 104. Kuppelofen der Bernburger Maschinenfabrik mit gesonderter Kohlenoxydverbrennung.

obachtet werden und ihre Regelung nur nach dem Befund der Gichtflamme geschehen kann. Vor ungefähr 20 Jahren wurde von der Bernburger Maschinenfabrik ein Kuppelofen mit gesonderter Verbrennung des Kohlenoxydgases bekannt (Abb. 103 u. 104), der nur eine ziemlich schwache Abart des Greiner- und Erpfschen Entwurfes bedeutet. Er wurde denn auch schon nach kurzer Zeit wieder aufgegeben.

Der Kuppelofen und das Schmelzverfahren nach Poumay.

Das in jüngster Zeit insbesondere in Nordfrankreich und in Belgien verhältnismäßig rasch bekannt gewordene Schmelzverfahren von Poumay²⁾ setzte dort ein, wo die Bemühungen von Greiner und Erpf versagten. Ad. Poumay geht aber insofern grund-

¹⁾ Wie A. Gouvy auf Grund von Zeugnissen (nicht aus eigener Erfahrung) berichtet (Etude sur les cubilots usw., S. 37) sollen Versuchsschmelzungen in Ofen-Pest einen Verbrauch von 3,88% Schmelzkoks und 6,68% Gesamtkoks, in Prag von 3,95% Schmelzkoks und 5,94% Gesamtkoks ergeben und dabei in Öfen von 700 mm Schachtdurchmesser stündlich 4000 kg flüssiges Eisen geliefert haben. Ein so geringer Koksverbrauch geht schon unter das theoretisch Mögliche herunter und kann darum nicht zutreffend sein. Immerhin bewirkte aber die Verbreitung solcher Zahlen in Verbindung mit einer geschickten Werbearbeit ein ausgedehntes Interesse für die Öfen.

²⁾ Foundry Trade Journal 1927. Nr. 544, S. 62, Nr. 562, S. 433; Fonderie Mod. 1927. S. 136.

sätzlich einen anderen Weg, als er durch entsprechende Anordnung und Gestaltung der Düsen und Bemessung der Windzuführung bewußt auf möglichst ausgiebige primäre Bildung von Kohlenoxyd an Stelle von Kohlensäure hinwirkt. Damit soll nach seiner Ansicht der Anwesenheit von freiem Sauerstoff in der Schmelzzone vorgebeugt werden und die Zerlegung von Kohlensäure nach der Gleichung $2\text{CO}_2 = 2\text{CO} + \text{O}_2$ möglichst außer Frage kommen. Wenn diese Wirkungen nicht vermieden werden, ergibt sich eine starke Oxydation und ein beträchtlicher Überschuß von Stickstoff, der eine große Wärmemenge bindet. Beim gewöhnlichen Betriebe enthalten die Gichtgase durchschnittlich gleiche Mengen Kohlenoxyd und Kohlensäure, was eine schlechte Ausnutzung des Brennstoffs und in der Folge höheren Koksverbrauch verursacht und Wärmeverluste durch übermäßigen Luft-(Stickstoff-)verbrauch bedingt. Schließlich erfolgt zugleich auch eine unnötig hohe Oxydation im ganzen Ofenschacht. Im gewöhnlichen Betrieb geht das Bestreben dahin, den Koks möglichst auf einmal zu verbrennen, während Poumay die Verbrennung in zwei Abschnitten zu erreichen trachtet. Er will erst Kohlenoxyd erzeugen, um dasselbe dann in genauer Abstufung in den einzelnen Sätzen vollständig zu verbrennen. Zur Erreichung dieses Zieles sind folgende Punkte zu erstreben:

1. Möglichste Vermeidung von Kohlensäure unterhalb der Schmelzzone;
2. Verbrennung des Kohlenoxyds in den Sätzen;
3. Vermeidung von überflüssigem Gebläsewind;
4. schärfste Verbrennung in der ganzen Schmelzzone;
5. Vermeidung des beginnenden Schmelzens innerhalb der einzelnen Sätze;
6. Beschränkung der Schmelzzone auf eine geringe Höhe.

Der von Poumay für diese Zwecke entworfene Ofen, Abb. 105, ist im unteren Teil seines Schachtes etwas eingezogen und hat zwei Reihen Hauptdüsen. Die Düsen der unteren Reihe wirken radial, während die obere Düsenreihe aus geteilten Düsenformstücken besteht, deren einer Teil ebenfalls radial wirkt, während der andere Teil tangential zum Schachttumfange gerichtet ist. Es wird mit niedrigem Winddruck und ziemlich geringer Windmenge gearbeitet. Eine Beschleunigung der Durchsatzzeit durch schärferes Blasen würde bei diesem Ofen und seiner eigenartigen Betriebsart zu schweren Störungen führen.

weil die Düsen im Ofenschacht sich eine neue Schmelzzone schaffen würden und der Koks in diesen Höhenschichten vorzeitig ausbrennen müßte. Man ist daher darauf angewiesen, stets mit gleicher Windmenge und gleichbleibendem Drucke zu arbeiten. Unter diesen Voraussetzungen soll ein Kohlensäuregehalt von 18% in den Abgasen erreicht werden können. Poumay erzielte mit seinem Verfahren folgenden Koksverbrauch bei Sätzen der nachfolgend angegebenen Zusammenstellung:

Gewöhnliches phosphorreiches Graueisen	6%	Satzkoks
Hämatiteisen	8%	„
50% Hämatit + 50% Stahlabfälle	9%	„
20% Hämatit + 80% Stahlabfälle	10%	„

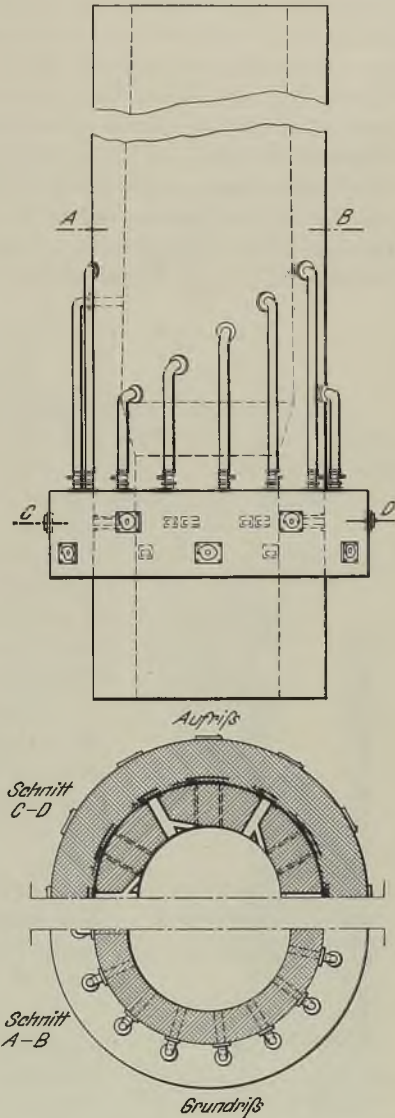


Abb. 105. Kuppelofen nach Poumay.

Der erzielte Flüssigkeitsgrad des Eisens reicht für gewöhnlichen Guß gut aus, nicht aber zur Erzeugung besonders dünnwandiger Stücke, wie Radiatorenlieder und ähnliche Teile. Mit der angegebenen Satzkoksmenge kommt man bei kleineren Schmelzungen, wo die hohe Schmelzsäule (1,3 m über Düsenoberkante) zunächst unbemerkt herunterbrennen kann, wohl aus. Bei größeren Schmelzungen wird dagegen eine Sonderkoksgicht zur Auffüllung der entstandenen Senkung der Füllkokssäule nötig, wodurch der Gesamtkoksverbrauch nicht unwesentlich erhöht wird. — Auf einem deutschen Werke durchgeführte Dauerversuche ergaben den mäßigen Eisenabbrand von 4⁰/₀ (in Form des Eisengehaltes der Schlacke) und am oberen Ende der Schmelzzone 2—4⁰/₀ Kohlenoxyd und 16—19⁰/₀ Kohlensäure. — Einer nicht allzu reichlichen Kokzersparnis steht beim Poumayverfahren ein niedrigerer Wärmegrad und in der Folge eine Gefährdung der Güte des Eisens und seine schwierigere Vergießbarkeit gegenüber. Wirtschaftlich und qualitativ erfolgreiches Schmelzen im Kuppelofen ist eben nur mit reduzierender Flamme, d. i. mit einem gewissen Koksüberschuß möglich¹⁾.

Saugkuppelöfen.

Die Versuche, Kuppelöfen zur Ersparung des Gebläses mit Zugluft zu betreiben, reichen bis in die Mitte der 50er Jahre des vergangenen Jahrhunderts zurück. Bruno Kerl berichtet²⁾ im Jahre 1855 über einen von Zintgraf gebauten Kuppelofen mit natürlichem Zug. Bald darauf wurde ein ähnlicher Ofen von Heaton in Lanley-Mills bekannt. 1857 nahm William Clay ein Patent auf einen Kuppelofen, bei dem die Luft zum Schmelzen durch einen Exhaustor angesaugt wurde³⁾ und 1865 erhielten Canham, später Hilton⁴⁾ englische Patente auf Zugkuppelöfen. Sie bewährten sich aber alle infolge ihrer außerordentlich langsamen Schmelzung und ihres hohen Brennstoffverbrauches recht wenig.

Etwas bessere Ergebnisse scheint der von den Gebrüdern Woodward in Ancoata bei Manchester im Jahre 1865 ausgeführte Kuppelofen (Abb. 106) erreicht zu haben. Ein oberhalb der Gicht senkrecht nach oben gerichteter Dampfstrahl erzeugte den erforderlichen Zug. Seine Erfolge waren aber noch dürftig genug. So oft der die Gicht abschließende Schieber gezogen wurde, setzte die Zugwirkung zur Schmelzsäule aus. Die Luft-eintrömöffnungen waren wie bei den meisten Kuppelöfen damaliger Zeit zu knapp bemessen, weshalb der Ofen langsam schmolz und viel Dampf verbrauchte.

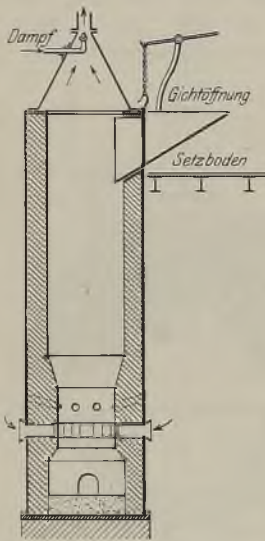


Abb. 106. Saugkuppelofen nach Woodward.

Erst ein im Jahre 1883 von Ingenieur Sahler und Generalkonsul Herbertz in Köln infolge des behördlichen Verbotes, inmitten der Stadt einen Funken, Rauch und Ruß auspeisenden Ofen zu betreiben, ausgeführter Saugkuppelofen zeitigte Ergebnisse, mit denen die Praxis rechnen konnte. Abb. 107 zeigt einen solchen Ofen aus dem Jahre 1886. Die saugende Düse bläst oben rechts in das die Gichtgase ableitende Rohr. Später wurde die Düsenanordnung verbessert, indem man das Absaugerohr senkrecht nach unten führte und die Dampf Düse im oberen Rohrteil nach unten blasen ließ; weiter unten wirkte eine Wasserbrause in derselben Richtung, wodurch der Flugstaub niedergeschlagen und in ein Abzugsrohr gespült wurde. Der Gichtverschluß besteht aus einem gußeisernen Trichter und einer glockenförmigen, gewichtsausgeglichen aufgehängten Blechhaube. Wichtig ist die regelbare,

¹⁾ Anmerkung des Herausgebers. Herausgeber beurteilt den Poumayofen etwas günstiger und verweist auf den Aufsatz: C. Geiger, Der Kuppelofen nach Poumay. Gieß. 1928. S. 816.

²⁾ Handb. d. Metallhüttenkunde. 1. Aufl. 1855. ³⁾ Vgl. Bd. I, S. 25.

⁴⁾ Eine Abbildung und nähere Angaben über den Hilton-Kuppelofen sind in Stahleisen 1889. S. 87 zu finden.

ringsum laufende, schlitzförmige Lufteinströmöffnung¹⁾, die es möglich macht, den für jeden Fall bestgeeigneten Querschnitt durch einige Versuche festzustellen. Die düsenartigen Öffnungen *g* oberhalb des Luftzuführschlitzes dienen zur Beseitigung von Schlackenansätzen. Die Bedienung ist bequem. Der Raum rings um die Glocke wird mit Koks und Eisenstücken gefüllt, dann wird die Glocke gehoben, worauf die eingefüllten Massen in den Schacht stürzen. Der jederzeit freiliegende Luftschlitz kann leicht gereinigt werden, ohne daß erst Verschlüsse geöffnet werden müssen.

Trotzdem das Verbrennungsverhältnis sehr günstig sein sollte²⁾, ist der Brennstoffverbrauch, Nachrichten aus der Praxis zufolge, beträchtlich höher als bei gewöhnlichen Kuppelöfen³⁾ gewesen. Die Ursache liegt in dem geringen Überdruck. Die angesaugte Luft zieht vorzugsweise an den Wänden, wo infolge der größeren Fugen der geringste Widerstand zu überwinden ist, in die Höhe. Dort findet

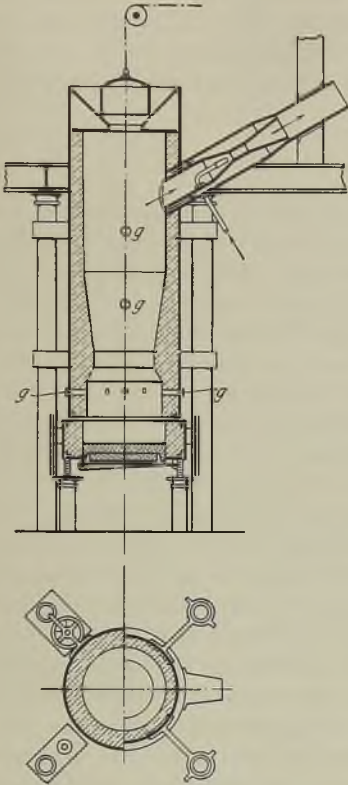


Abb. 107. Saugkuppelofen nach Sahler-Herbertz.

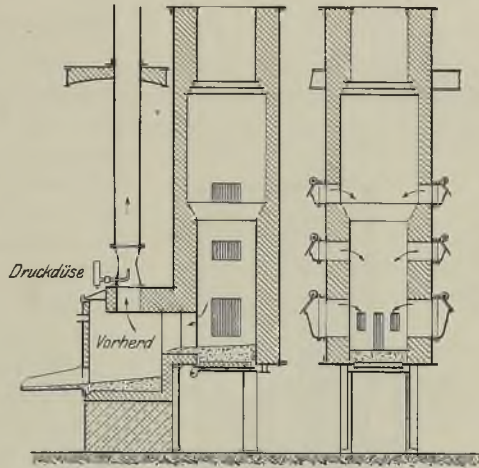


Abb. 108. Saugkuppelofen nach Krigar.

ausgiebige Verbrennung, Wärmeerzeugung und Wärmeausstrahlung statt, während im Ofeninnern die Verbrennungs- und Schmelzvorgänge zurückbleiben.

Ein Gebläse mit allem Zubehör kommt zwar in Fortfall, dagegen ist der Dampfverbrauch ungefähr doppelt so hoch, wie er zum Betriebe eines entsprechend leistungsfähigen Gebläses erforderlich wäre⁴⁾. Die Leistung des Sahler-Herbertz-Ofens, d. h. die Menge des in der Zeiteinheit geschmolzenen Eisens, bezogen auf einen gegebenen Schachtquerschnitt, ist geringer als die eines Gebläsekuppelofens⁵⁾ und nimmt mit steigendem Schachtdurchmesser ab⁶⁾.

¹⁾ Näheres hierüber s. Ledebur: Handbuch der Eisen- u. Stahlgießerei. 3. Aufl. 1901. S. 124.

²⁾ Nach Beckert (Stahleisen 1886. S. 557) ergaben zwei Gichtgasanalysen folgende Werte: 1. CO₂ 10,7%, CO 0,0%, O₂ 6,7%, 2. CO₂ 11,5%, CO 3,4%, O₂ 8,2%.

³⁾ Bei Probeschmelzungen wurden aber auch günstigere Ergebnisse erzielt. Gouvy berichtet (Etude sur les Cubilots usw.) von Versuchschmelzungen, bei denen einmal 5,0% Satzkoaks und 9,9% Gesamtkoaks, ein andermal 10,2% Satz- und 12,7% Gesamtkoaks verbraucht wurden.

⁴⁾ Glasers Annalen f. Gewerbe und Bauwesen. Bd. 19, S. 172.

⁵⁾ Nach Ledebur: Handb. d. Eisen- u. Stahlg., 3. Aufl. 1901. S. 124 und A. Gouvy: Etude sur les Cubilots usw., S. 18.

⁶⁾ Die ersten Öfen waren im Herde 450 mm, an der Gicht 600 mm weit. Bei späteren Ausführungen gab man dem Herde 900 mm, der Schmelzzone 850 mm und dem engsten Teile des Schachtes 700 mm Durchmesser. Dem Düsenrohr von 9 mm Durchmesser i. L. wurde Dampf von 4¹/₂ at Spannung

Der Sahler-Herbertz-Ofen ist trotz seiner wesentlichen Vorzüge allen früheren Formen gegenüber gleich allen anderen Saugkuppelöfen nicht imstande, mit Druckkuppelöfen bezüglich Leistungsfähigkeit in erfolgreichen Wettbewerb zu treten. Seine Aufstellung wird daher nur dort in Frage kommen, wo es sich um geringfügige Schmelzungen handelt, oder wo ein behördliches Verbot den Betrieb gewöhnlicher Kuppelöfen unmöglich macht.

Der Vollständigkeit halber ist noch der im Jahre 1884 H. Krigar patentierte Saugkuppelofen (Abb. 108) zu erwähnen, bei dem die Dampfdüse oberhalb des Vorherdes angeordnet war. Die Luft wurde durch Öffnungen angesaugt, die in drei Höhenlagen verteilt waren und mit Klappen verschlossen werden konnten. Infolge des von oben nach unten gerichteten Gasstromes erfuhren die Schmelzstoffe keine Vorwärmung, das Eisen wurde im Gegenteil unmitttelbar vor Eintritt in die Schmelzzone durch den Wind abgekühlt. Die unausbleibliche Folge mußte mattes Eisen und ein unverhältnismäßig hoher Brennstoffaufwand sein.

Gaskuppelöfen.

Da das schmelzende Eisen in gewöhnlichen Kuppelöfen den chemischen Einflüssen schädlicher Bestandteile fester Brennstoffe, insbesondere des Schwefels, in hohem Maße ausgesetzt ist, und da diese Kuppelöfen die Verwendung minderwertiger, weniger fester

Brennstoffe fast gänzlich ausschließen, hat man wiederholt versucht, durch Gasfeuerungen Vorteile zu erzielen. Auch das Bestreben, das flüssig werdende Eisen durch Gase bestimmter Zusammensetzung wirksam zu beeinflussen, führte schon öfters zu Versuchen mit Gasfeuerungen, wobei es sich ebenso um oxydierende wie um reduzierende Wirkungen handelte.

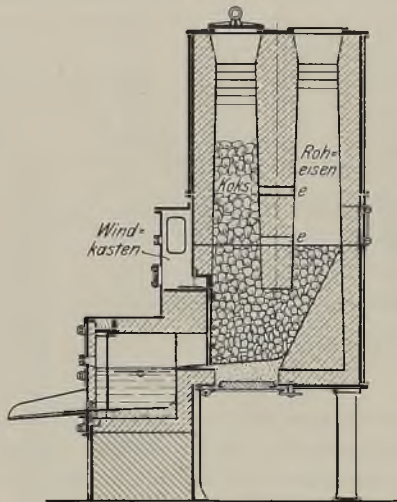


Abb. 109. Doppelschachtofen von Krigar.

Der Doppelschachtofen von H. Krigar, Abb. 109, bildet einen Übergang von den gewöhnlichen zu den Gaskuppelöfen. Er besteht aus zwei Schächten, deren einer als Gaserzeuger wirkt, während der andere das Eisen aufnimmt. Der Wind tritt durch eine Schlitzdüse in den Ofen, bewirkt die Verbrennung des Koks und drängt die heißen Gase unter der Trennungswand und durch die Verbindungskanäle e in den Eisenschacht. Die Anordnung sollte die Aufnahme von Schwefel aus dem Schmelzkoks verhindern. Tatsächlich waren aber die Erfolge gering, weil das schmelzende Eisen genau so wie bei gewöhnlichen Kuppelöfen tropfenweise eine hohe Schicht glühenden

Koks durchdringen mußte. Ein weiterer Übelstand der Anordnung liegt in der schlechten Wärmeausnutzung des verbrennenden Koks und in der geringen Widerstandsfähigkeit der die Schächte trennenden Zwischenwand.

Die Kuppelöfen von Dufréné (1881), Besson (1881) und Bramall (1884) bezwecken die Verwendung minderwertiger Brennstoffe zum Schmelzen des Eisens im kohlen-säuregesättigten Gasstrom, während die Bauart von J. Boulton¹⁾ auf der Verbrennung von Kohlenoxydgas in verschiedener Schachthöhe beruhte. Dufréné ordnete unmittelbar vor dem Kuppelofen einen Gaserzeuger an (Abb. 110 u. 111)²⁾, der ringsum von Mauerwerk umgeben war. Bei A trat die zur Gasbildung erforderliche Preßluft in den unter dem Roste des Gaserzeugers angebrachten Windkasten. Eine zweite Windleitung mündete zwischen dem Windkasten und dem Mauermantel. Die hier zugeführte Luft umspülte

zugeführt, und das Vakuum stieg in 1 m Höhe oberhalb der 15 mm hohen Lufteinströmsspalte auf 40–60 mm Wassersäule. Der Kuppelofen stand dabei mit einer 25 m hohen Esse in Verbindung, die für sich einen Zug von 10 mm Wassersäule bewirkte.

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 28. ²⁾ Nach A. Gouvy: Etude sur les Cubilots usw., Abb. 33.

die Wände des Gaserzeugers und bewirkte bei B eine lebhafte Verbrennung des Gases. Der F. M. Besson patentierte Schnellschmelzkuppelofen¹⁾ erhält das Gas und die Verbrennungsluft in der in Abb. 112 ersichtlichen Weise. Eine oberhalb des Herdes mündende Zusatzwindleitung soll zum Feinen des im Herde sich sammelnden flüssigen Eisens dienen. Der Engländer Bra mall schlug vor, zwischen Kuppelöfen

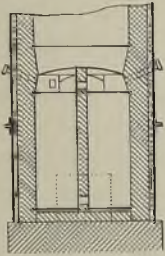


Abb. 110.

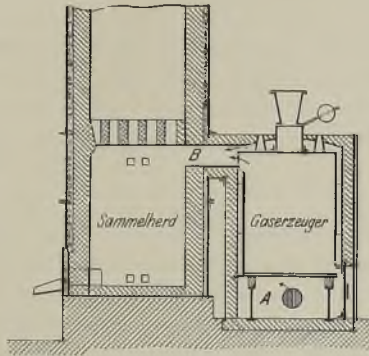


Abb. 111.

Abb. 110 u. 111. Kuppelöfen mit Gaserzeuger nach Dufréné.

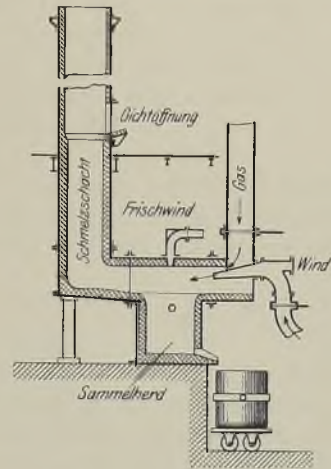


Abb. 112. Schnellschmelzofen nach Besson.

und Gaserzeuger einen vierkammerigen Siemensschen Wärmespeicher zu schalten, durch den abwechselnd die Gichtgase und die Schmelzgase ziehen sollten. Da eine Wirkung der Wärmespeicher nur bei heißen Gichtgasen denkbar ist, war dieser Vorschlag von vornherein aussichtslos.

Kuppelöfen mit Gasfeuerung vermochten bisher in der Praxis nicht über den Einflußbereich ihrer Erfinder hinaus Eingang zu finden. Es ist aber vielleicht nicht ausgeschlossen, daß über kurz oder lang eine neue Anordnung es ermöglicht, unter Zuhilfenahme vergaster minderwertiger Brennstoffe Eisen billiger als bisher zu schmelzen.

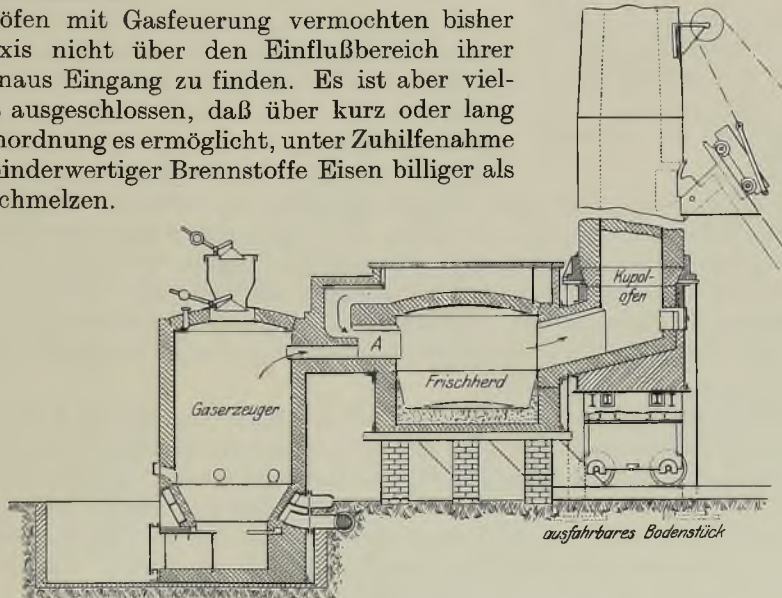


Abb. 113. Gas-Flammkuppelofen nach Riby.

Im Jahre 1844 erhielt Joshua Marshall Heath ein englisches Patent zum Schmelzen von Gußeisen für die Erzeugung von Stahl mittels eines Gaskuppelofens in Verbindung mit einem Flachherde. Das Gußeisen sollte im Kuppelofen vorgefrischt und dann im flachen Herde durch darüber geleitetes Kohlenoxydgas und Manganzusätze zu Stahl gefeint werden. Das Verfahren mußte schon aus dem Grunde versagen, weil Heath

¹⁾ Cubilot pour fusion rapide.

im Kuppelofen auch Koks gichtete. Gute Ergebnisse lieferte dagegen eine auf ähnlichen Gedanken beruhende Einrichtung, die Riby 1884 auf den Stahlwerken von Blochairn in Glasgow schuf¹⁾. Sie besteht aus einem Kuppelofen, dessen Vorherd flach auseinandergezogen ist (Abb. 113) und einem sich daran anschließenden Gaserzeuger. Die Verbrennungsgase mischen sich noch vor dem Eintritt in den Flachherd bei A mit der von oben eintretenden Luft, heizen den Herd und das darin befindliche Eisenbad und gelangen dann in den Kuppelofen. Das Gasgemenge wird reich an Kohlenoxydgas gehalten, so daß es im Ofenschachte frischend wirkt. Man hat zuerst nur Gußeisen geschmolzen und ist später durch steigende Zusätze von Stahlabfällen dahin gelangt, auf 10 t Stahlabfälle nur noch 1 t Gußeisen zu setzen, wobei aber das Mauerwerk nicht mehr widerstandsfähig genug war. In der Stunde konnten 2 t geschmolzen werden bei einem angeblichen Koksverbrauch im Gaserzeuger von nur 7,2% vom aufgegebenen Eisen.

Ölkuppelöfen.

Ein Vorläufer der mit Öl gefeuerten Kuppelöfen ist der in den 1880er Jahren in Frankreich verbreitete Kuppelofen von Voisin-Bichon (Abb. 114), bei dem zugleich mit der gewöhnlichen Koksbegichtung dem Ofeninneren schwere Öle zugeführt wurden. Auf der ringförmigen Windkammer saßen zwei Ölbehälter, deren einer in eine Düse mündete, während der andere zugleich einen Abzweig nach einer höhergelegenen Stelle des Ofenschachtes hatte. Durch kleine Hähne konnte die Ölzufuhr geregelt werden. Das Öl ermöglichte es, die Temperatur in der Schmelzzone beträchtlich zu erhöhen und so große Eisenstücke leichter zum Schmelzen zu bringen.

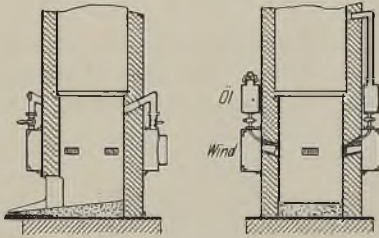


Abb. 114. Kuppelofen mit Ölzusatzfeuerung nach Voisin-Bichon.

Abb. 115 zeigt eine amerikanische Kuppelofenanlage für Ölfuerung²⁾ mit einer Stundenleistung von etwa 1000 kg. Der Kuppelofen hat zwei Düsen, in denen das Öl durch Preßluft außerordentlich fein zerstäubt wird. Man kann Düsen mit Innen- oder Außenzerstäubung verwenden. Die letzteren sind vorzuziehen, weil sie das Öl vollkommener zerstäuben,

eine längere Flamme ergeben und weniger Neigung zur Bildung einer Stichflamme haben³⁾. Abb. 116 zeigt den Schnitt durch eine Düse mit Außenzerstäubung. Bei a tritt das Öl, bei b die Preßluft ein. Mittels der beiden Handräder können der Öleintritt- und der Lufteintrittquerschnitt geregelt werden, man hat es daher in der Hand, die Flamme oxydierend oder reduzierend zu gestalten. Der Kopf b_1 dient zur Luftansaugung. Die Gestaltung der Ölzerstäubungsdüsen ist recht mannigfaltig, die beste Form scheint noch nicht festzustehen.

Mit einer Ölzusatzfeuerung nach John Howe Hall wurden in Amerika günstige Erfolge in einer Kleinbessemerie erzielt. Ein für diese Schmelzungen eingerichteter alter Kuppelofen von 1060 mm lichter Weite, der das Roheisen zu erschmelzen hatte, arbeitete mit vier gemauerten Düsen von je 90 mm Höhe und 380 mm Breite, die etwa 750 mm über Herdsohle angeordnet waren. Dem Ofen wurden in der Minute 96 bis 118 m³ Luft unter einem Drucke von etwa 440 mm Wassersäule zugeführt. Für die Ölbrenner verwendete man rohes Öl von 0,850 bis 0,870 spezifischem Gewicht, das man mit der Preßluft in gesonderten Leitungen zuführte. Das Öl stand unter einem Drucke von 3,1 at und die Preßluft unter einem solchen von 6,3 at. Die Brenner konnten zur genauen Einstellung des Verbrennungsvorganges innerhalb der Düsen vor- und rückwärts verschoben werden. Die ganze Einrichtung war nach heutigen Begriffen noch etwas unvollkommen, sie sicherte aber durch gründliche Zerstäubung des Öls gute Verbrennung

¹⁾ Nach Mitteilungen von A. Gouvy (Etude sur les Cubilots usw.) über die Herbstversammlung des Iron and Steel Institute 1885.

²⁾ Nach Stahleisen 1908. S. 1219. ³⁾ Nach K. Schiel: Stahleisen 1908. S. 1218.

und machte es möglich, den Schwefelgehalt des Stahls um 25%, von 0,08 auf 0,06% herabzudrücken. Durch Herabsetzung der Koksgichten bei gleichzeitiger Verstärkung der Ölzufuhr ließ sich das Ausbringen des Ofens wesentlich erhöhen. Es gelang, mit Koks von 1% Schwefelgehalt und Roheisen und Schrott mit 0,035% Schwefel einen Stahl mit 0,045–0,065% Schwefel zu erzielen. Das hierzu im Kuppelofen geschmolzene Eisen hatte 1,5% Silizium und 1,0% Mangan. Die Düsen, die sich beim gewöhnlichen Kuppelofenbetriebe leicht verstopften, blieben infolge der durch die Ölzusatzfeuerung bewirkten starken Hitze stets vollkommen rein. Als Wirkung des neuen Verfahrens kamen zur Geltung: Nennenswerte Koksersparnis, Arbeitserleichterung beim Ofenbetrieb und Verminderung des Schwefels im Enderzeugnis¹⁾.

Auch auf einer Reihe von Werken des ehemals österreichisch-ungarischen Staatsgebietes wurden, wie K. Berthold berichtet²⁾, mit einer Ölzusatzfeuerung beim Kuppelofen bemerkenswerte Ergebnisse erzielt. Bei mehrmonatigen Versuchen, bei denen abwechselnd mit einem reinen Koks-Kuppelofen und dem ölgefeuerten Ofen gearbeitet wurde, stellte sich der durchschnittliche Satzkoksverbrauch des ersteren auf 12,1%, der des Ölofens auf 5,61%, was eine Ersparnis von über 50% Satzkoks bedeutet. Der Ölverbrauch betrug rund 0,8 kg je 100 kg Eisen. Besonders klar trat im Verlauf der Versuche die

vorteilhafte Einwirkung der Ölfeuerung auf die Zusammensetzung des Eisens in Erscheinung. Abb. 117 zeigt im untersten Kurvenzug auf Grund des Analysenbefundes den durchschnittlichen Schwefelgehalt des Einsatzes, im obersten Linienzug den Schwefelgehalt des mit Koks erschmolzenen Gusses, im mittleren den des mit Ölzusatzfeuerung dargestellten Eisens. Der Schwefelzubrand beträgt demnach ungefähr ein Drittel des

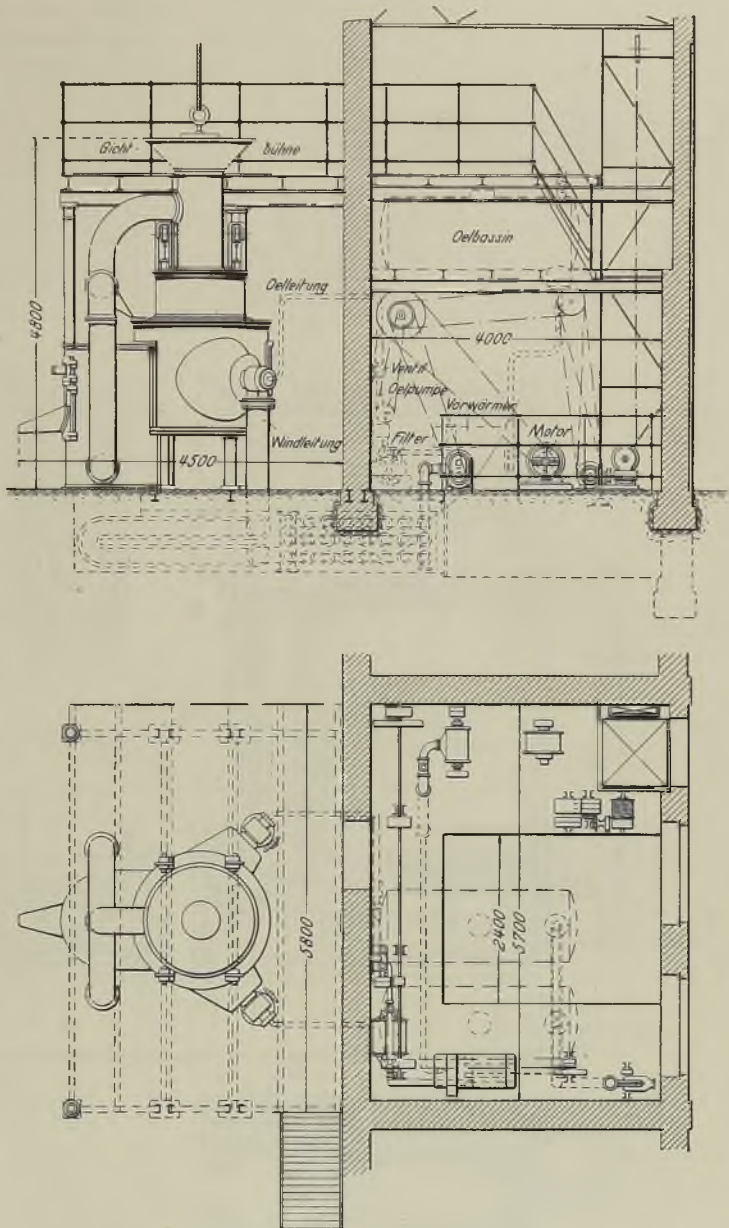


Abb. 115. Amerikanische Kuppelofenanlage mit Ölzusatzfeuerung.

¹⁾ Nach Foundry 1918. Dez., S. 558; auszugsweise Stahleisen 1919. S. 878.

²⁾ Näheres s. Stahleisen 1921. S. 393, 1544.

bei Koksfeuerung auftretenden, wobei der Gesamtschwefelgehalt bei Ölfeuerung um ungefähr 25–30% gegenüber Koksfeuerung geringer ist. Da die Verminderung gerade

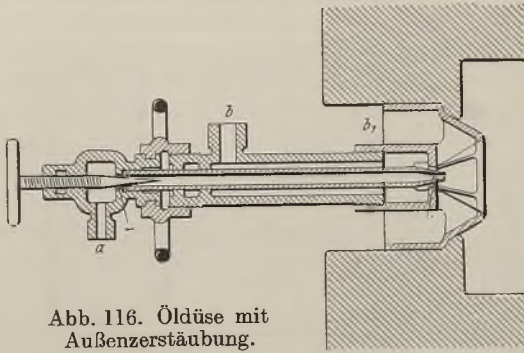


Abb. 116. Öldüse mit Außenzerstäubung.

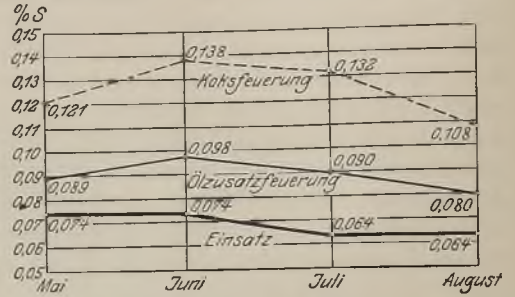


Abb. 117. Schwefelgehalte bei verschiedenem Ofenbetrieb.

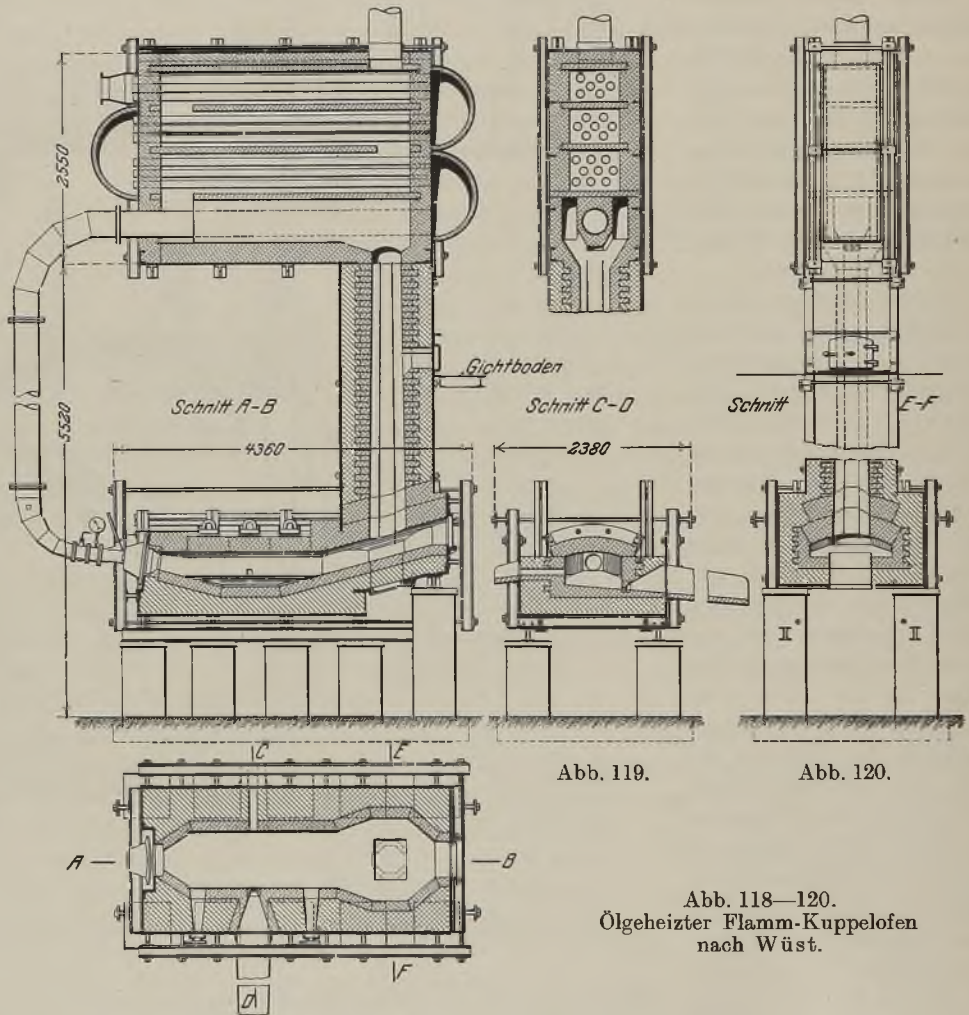


Abb. 119.

Abb. 120.

Abb. 118.

Abb. 118–120. Ölgeheizter Flamm-Kuppelofen nach Wüst.

in dem gefährlichen Bereich zwischen 0,13 und 0,09% auftritt, so stellt sie eine wesentliche Verbesserung der Eisenbeschaffenheit dar¹⁾.

¹⁾ Eine Wärmebilanz eines Kuppelofens ohne und mit Ölzusatzfeuerung gibt K. Berthold in Stahleisen 1921. S. 395/396.

Der ölgeheizte Flamm-Kuppelofen „Bauart Wüst“ soll ein möglichst hitziges und dünnflüssiges Eisen für Sonderzwecke, z. B. für die luftgekühlten Zylinder von Motorrädern, liefern¹⁾. Man hat die Ölfeuerung gewählt, einmal um gute Überhitzungsgrade überhaupt zu erreichen und zum anderen, um zugleich das Eisen möglichst frei von unerwünschten Bestandteilen, insbesondere von Schwefel, halten zu können. Die Vereinigung eines flachen Herdes mit einem Kuppelofenschacht ermöglicht der Flamme eines Ölbrenners freie Entwicklung, während der hohe Ofenschacht einen ununterbrochenen Betrieb durch stetes Nachgießen und -schmelzen gewährleisten soll. Der Vorwärmer dient zur Erhitzung der dem Brenner zugeführten Luft. — Die Bauart dieses Ofens (Abb. 118—120) dürfte noch nicht ganz endgültig feststehen, trotzdem sich eine ähnliche Ausführung schon in längerem Betriebe befunden hat. Insbesondere ist es nicht angängig, die Schmelzarbeit allein der Brennerflamme zu überlassen, sondern man muß im Schachte mit leichten Kokssäten nachhelfen. Überläßt man die Schmelzsäule allein der Wirkung des Brenners, so weicht das an der Sohle des Schachtes befindliche Eisen vor dem Schmelzen etwas auf, und die unteren Teile des Einsatzes backen zusammen.

Die Kuppelöfen mit Ölfeuerung befinden sich erst in der Entwicklung. Bei ausreichender Billigkeit des Brennstoffs und der Möglichkeit, die chemische Zusammensetzung der erzeugten Gasmenge zu regeln, ist es nicht ausgeschlossen, daß dieser Betriebsart noch größere Geltung, z. B. zum Schmelzen von Eisen von genau bestimmter chemischer Zusammensetzung in Zukunft beschieden ist.

Kohlenstaub-Zusatzfeuerung.

In der Zeit der großen Kohlennot nach dem Weltkriege wurden bei den Deutschen Babcock- und Wilcox-Dampfkesselwerken in Oberhausen/Rheinl. Versuche angestellt, um den schwer zu beschaffenden Koks ebenso wie durch Öl auch durch Kohlenstaub ganz oder teilweise zu ersetzen. Diese Versuche sind längere Zeit an der mangelhaften Kenntnis der Bedingungen einer Kohlenstaubfeuerung an und für sich und an der nicht genügenden Berücksichtigung der Bedingungen des Kuppelofenbetriebes gescheitert. Erst in jüngster Zeit ist durch Versuche, die von P. Bardenheuer und A. Kaiser²⁾ beschrieben sind, der Nachweis nicht nur der Brauchbarkeit, sondern auch des großen Nutzens der Kohlenstaub-Zusatzfeuerung erbracht worden. Voraussetzung einer befriedigenden Leistung ist die Zuführung des Kohlenstaubes in der richtigen Höhe über den Düsen und unter einem Drucke, der den Staub bis in die Mitte des Ofens bringt. Der oberhalb der Winddüsenebene eingeblasene Kohlenstaub, rund 12% des Gesamtbrennstoffes oder 0,8—1,2%, bezogen auf den Eisensatz, verbrennt so rasch, daß in der Schmelzzone eine sehr starke Wärmeentwicklung stattfindet. Diese bewirkt

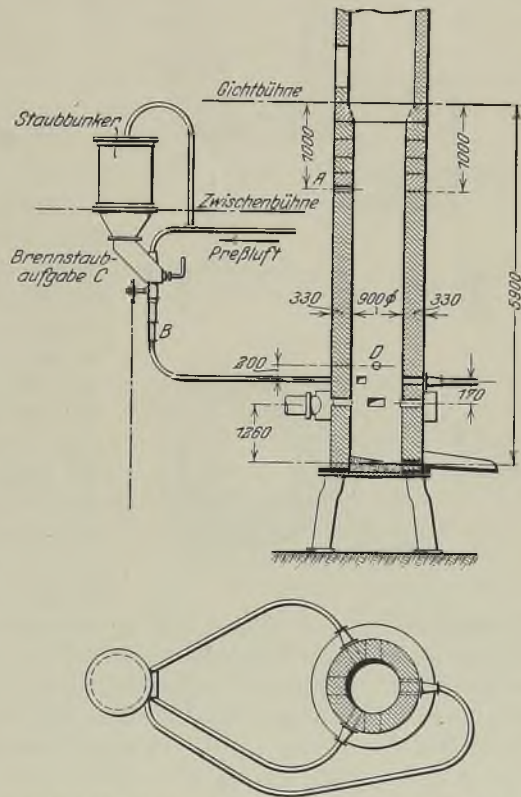


Abb. 121. Kuppelofen für Kohlenstaubfeuerung.

¹⁾ Vgl. auch Th. Klingenstein: Stahleisen 1925, S. 1476.

²⁾ Vgl. Mitt. Eisenforsch. Bd. 9 (1927), Lfg. 16, S. 247; Stahleisen 1927, S. 1389; Gieß.-Zg. 1927, S. 451.

schnelleres Schmelzen der Eisensätze, wodurch die Ofenleistung erhöht wird. Da durch den verbrennenden Kohlenstaub eine Verkürzung der Schmelzzone erfolgt, wird das Verbrennungsverhältnis günstig beeinflusst, was eine wesentliche Herabsetzung der Satzkoksmenge zur Folge hat. Infolge der schneller aufeinanderfolgenden Eisensätze kühlen sich die durch die Schmelzsäule abziehenden Verbrennungsgase rascher ab, und die Bildung von Kohlenoxyd aus der aufsteigenden Kohlensäure wird erschwert. Im oberen Teil des Ofens kommt weniger Koks mit heißen Gasen in Berührung, und es kann hier um so mehr Eisen vorgewärmt werden.

Der Betrieb des Ofens mit Zusatzfeuerung ist im wesentlichen gleich demjenigen des gewöhnlichen Kuppelofens. Man macht im neu zugestellten Ofen ein leichtes Holz-

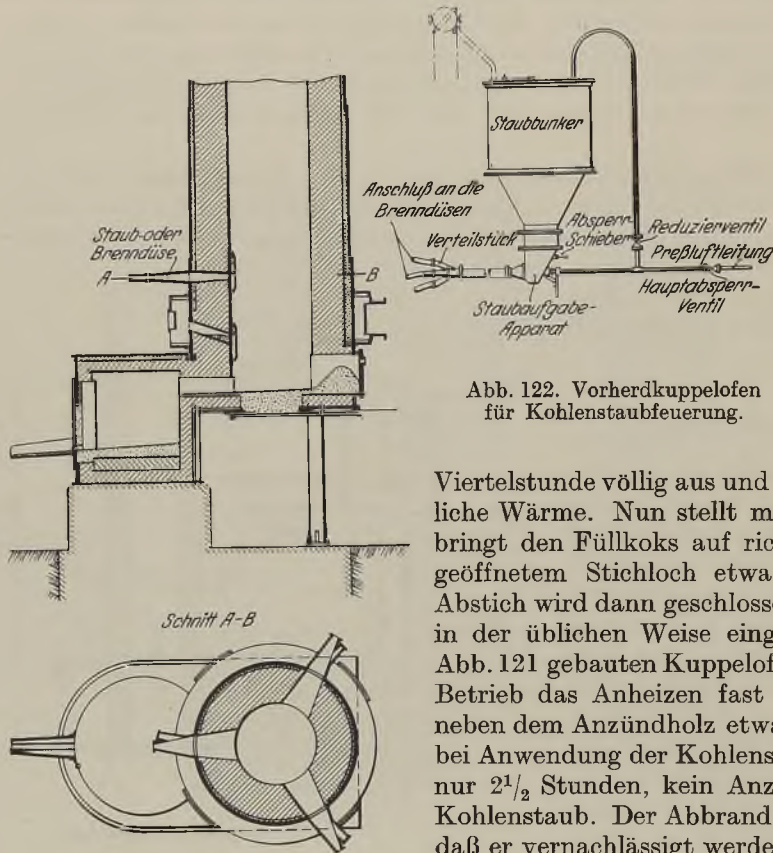


Abb. 122. Vorherdkuppelofen für Kohlenstaubfeuerung.

feuerung an, gibt bis zur Höhe der Staubdüsen, die sich etwa 170 mm oberhalb der gewöhnlichen Düsen befinden sollen, Füllkoks und brennt ihn mittels Preßluft und Brennstaub an. Die Preßluft allein vermag den Staub nicht völlig zu verbrennen, weshalb man mit dem Gebläse nachhilft. Die sich entwickelnde lange Flamme trocknet den Ofenschacht in etwa einer Viertelstunde völlig aus und bringt ihn auf die erforderliche Wärme. Nun stellt man die Zusatzfeuerung ab, bringt den Füllkoks auf richtige Höhe und bläst bei geöffnetem Stichloch etwa 10 Minuten weiter. Der Abstich wird dann geschlossen, und die Gichten werden in der üblichen Weise eingebracht. Bei einem nach Abb. 121 gebauten Kuppelofen dauert im gewöhnlichen Betrieb das Anheizen fast 5 Stunden, dabei werden neben dem Anzündholz etwa 200 kg Koks verbraucht; bei Anwendung der Kohlenstaubfeuerung braucht man nur 2½ Stunden, kein Anzündholz und etwa 25 kg Kohlenstaub. Der Abbrand an Füllkoks ist so gering, daß er vernachlässigt werden kann. Mit dem Schmelzbeginn wird dem Ofen Brennstaub eingeblasen. Der

Kohlenstaub wird einem 500 kg fassenden Bunker (Bauart Kaiser)¹⁾ (Abb. 121) entnommen und mit einem Drucke von 2,5–3,0 at durch eine 38 mm weite Leitung den Staubdüsen zugeführt. Die Luftmenge darf nicht größer sein, als zur Beförderung des Staubes notwendig ist. Die Verbrennung erfolgt mittels des Gebläsewindes. Zur Erzielung günstigster Wirkung ist die richtige Höhenlage der Staubdüsen von großer Bedeutung. Diese beträgt im vorliegenden Falle etwa 170 mm über den gewöhnlichen Düsen; die genaue Höhe richtet sich nach der jeweiligen Lage der Schmelzzone und muß bei Inbetriebnahme eines neuen Ofens durch Versuche ermittelt werden. Später ist eine Veränderung nicht mehr notwendig.

In der Stunde wurden 180–200 m³ Preßluft vom angegebenen Drucke verbraucht. Der Druck muß so bemessen werden, daß er den Widerstand im Ofen überwindet und den Staub bis in die Mitte des Schachtes bringt. Abb. 122 zeigt einen mit Kohlenstaub-Zusatzfeuerung ausgestatteten Vorherdkuppelofen.

¹⁾ D.R.P. der Babcock-Werke in Oberhausen.

Zahlentafel 7.

Schmelzleistung und wärmewirtschaftlicher Wirkungsgrad des Kuppelofenbetriebs ohne und mit Kohlenstaubzusatz.

	1. Versuch		2. Versuch	
	ohne	mit	ohne	mit
	Zusatzfeuerung		Zusatzfeuerung	
Durchsatz kg	32 500	31 000	30 500	29 506
Schmelzdauer st	6,16	4,5	4,91	3,86
Schmelzleistung kg/st	5 267	6 889	6 203	7 629
Schmelzleistung je m ² Ofenquerschnitt . . . kg/st	8 279	10 829	9 750	11 992
Steigerung der Schmelzleistung %	—	30,8	—	23,0
Wärmeausnutzung η_1 ¹⁾ %	37,00	50,74	34,76	47,77
Steigerung %	—	37,14	—	37,43
η_2 ²⁾ %	34,85	46,00	31,92	42,86
Steigerung des Wirkungsgrades %	—	32,00	—	34,27

Die Schmelzleistung des Versuchsofens ergab bei leichtem und bei etwas verschärftem Betriebe die Werte der Zahlentafel 7³⁾. Beim zweiten Versuche ist die Schmelzleistung infolge des beschleunigten Ofengangs etwas höher als beim ersten. Die an sich schon hohe Ofenleistung wird daher durch die Zusatzfeuerung nicht mehr so stark vergrößert. Durchschnittlich nimmt man 7000—8500 kg/st und m² Ofenquerschnitt als Leistung bei gewöhnlichem Betrieb an. Ein nennenswerter Abbrand ließ sich in keiner Richtung feststellen, wohl aber eine Abnahme des Schwefelzubrandes um rund 19⁰/₁₀₀. Die Ersparnis an Gebläseluft betrug 20—21⁰/₁₀₀, der Satzkoksverbrauch wurde um 36,99 bzw. 36,73⁰/₁₀₀ ermäßigt, der Gesamtbrennstoffverbrauch auf 28,91 bzw. 31,18⁰/₁₀₀ erniedrigt. Da irgendwelche Nachteile gegenüber dem gewöhnlichen Betriebe nicht festgestellt werden konnten, scheint die Kohlenstaubzusatzfeuerung recht beträchtliche Vorteile zu bieten.

Einrichtungen zur Entschweflung und Entgasung des Eisens.

Rüttelherde.

Der Gedanke, flüssiges Metall durch Rütteln gründlich durchzumischen und damit eine günstige Beeinflussung seiner technischen Eigenschaften zu bewirken, wurde erstmals von Heinrich Storek verwirklicht, der im Jahre 1903 ein diesbezügliches österreichisches Patent erwarb. Storek wollte durch Rütteln des in eine Pfanne oder einen Tiegel abgestochenen Metalls eine Scheidung seiner spezifisch schwereren Teile von den leichten bewirken, wobei Schlacken und sonstige Verunreinigungen an die Oberfläche gelangen sollten, um dort abgeschöpft zu werden⁴⁾. Der Grundgedanke des Storek'schen Verfahrens wurde ein Vierteljahrhundert später von J. Dechesne aufgenommen, der mit dem Rütteln nicht eine Entmischung, sondern eine gründliche Durchmischung des Metalles bezweckte. Die Absicht einer gründlichen Durchmischung wurde bei Gußeisenschmelzen in sehr vollkommener Weise erreicht. Eine derartige Durchmischung bewirkt weitgehende Entgasung und Desoxydation, gleichmäßige Verteilung aller Legierungsbestandteile, teilweise Unschädlichmachung des Schwefels und eine Auflösung grober Graphitteilchen zu feinem Korn.

Die dabei stattfindende Entgasung beruht auf rein physikalischen Vorgängen; durch die Erschütterungen gelangen die leichten, gasförmigen Bestandteile infolge ihres geringeren spezifischen Gewichtes an die Oberfläche. Flüssiges Eisen hat nach dem Rütteln eine völlig ruhige Oberfläche und vergießt sich glatt und ruhig.

Der Schwefel im Gußeisen ist in Form von Sulfiden an Mangan und Eisen gebunden. Infolge größerer Verwandtschaft zum Mangan dürfte die überwiegende Schwefelmenge

1) η_1 = Wärmemenge, durch Verbrennung des zum Schmelzen des Eisens mit dem Brennstoff in den Ofen eingeführten Kohlenstoffes erzielt. 2) η_2 = gesamte Wärmeeinahme.

3) Nach Stahleisen 1927. S. 1392. 4) Nach A. Lissner, Stahleisen 1926. S. 1705.

an das Mangan gebunden sein, so daß Eisensulfid erst nach Sättigung des Mangans in Frage kommt. Mangansulfid hat ein spezifisches Gewicht von 3,6—4,0 und schmilzt erst bei etwa 1600°. Es befindet sich demnach bei den hier in Frage kommenden Temperaturen, die nur ausnahmsweise 1400° übersteigen, bereits im festen Zustand und hat infolge seiner geringen Schwere das Bestreben, an die Oberfläche des Eisenbades zu gelangen. Das Aufsteigen des Mangansulfids findet erst ein Ende, wenn das Bad durch Temperaturabfall allzu zähflüssig wird. Es kann nicht gleichgültig sein, ob sich bis zum Eintritt dieses Zustandes das Eisen im Zustande völliger Ruhe oder starker Bewegung befindet.

Wie in jeder Flüssigkeit durch Rüttelung ein Aufwirbeln eingeschlossener Teile stattfindet, wird auch hier zunächst ein gründliches Durcheinander- und Aufwirbeln aller festen und flüssigen Bestandteile erfolgen, wodurch es den spezifisch leichteren Teilen eher möglich wird,

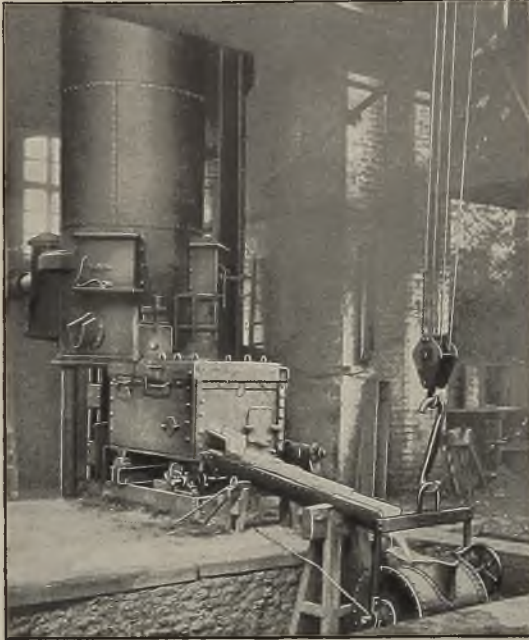


Abb. 123. Kuppelofen mit Rüttelvorherd, Bauart Dechesne.

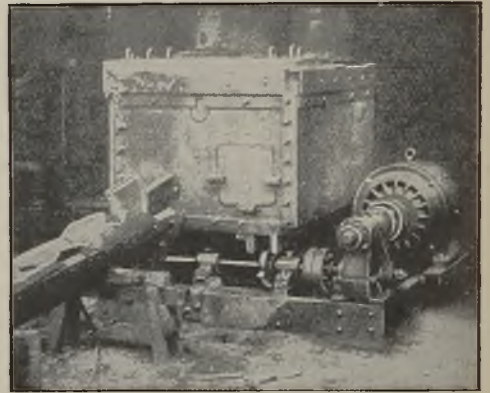


Abb. 124. Rüttelantrieb.

an die Oberfläche zu gelangen. Dort verbrennt das Mangansulfid nach der Formel:

$$2 \text{ MnS} + 3 \text{ O}_2 = 2 \text{ MnO} + 2 \text{ SO}_2.$$

Das Manganoxydul geht in die Schlacke über, während sich das Schwefeldioxyd verflüchtigt. Die in den Deutschen Industriewerken in Spandau durchgeführten Rüttelversuche haben diese Annahmen bestätigt. Es gelang, allerdings nur in ausnahmsweise günstigen Fällen, Schwefelminderungen bis zu 55% zu erreichen, wobei das Emporsteigen des Schwefels durch den hohen, bis zu 0,5% ansteigenden Schwefelgehalt unter der Oberfläche des Bades bestätigt wurde. Zudem stellte sich schon nach den ersten Versuchen heraus, daß in einem gründlich durchgerüttelten Eisen ein Schwefelgehalt nicht mehr die schädlichen Wirkungen wie in einer ruhig erstarrten Schmelze hat. Selbst verhältnismäßig hohe Schwefelgehalte bewirken im gerüttelten Gußeisen nicht mehr die sonst gefährlichen Nachsaugerscheinungen.

Durch gründliche Rüttelung unter Einhaltung einer guten Wärme werden nicht gelöste Graphitteilchen zur Lösung gebracht und Karbid zersetzt. Gerütteltes Graueisen zeigt, insbesondere bei Zusatz von etwas Stahlabfällen, ein Gefüge von perlitischer Grundmasse mit eutektischem Graphit und nur kleinen Mengen von Ferrit und Zementit, sowie bei phosphorreicher Eisen von etwas Steadit. Gerütteltes Eisen verträgt ohne Gefährdung seiner Vergießbarkeit infolge Zähflüssigkeit, größerer Lunkerneigung oder größerer Gefahr des Weißwerdens sehr ausgiebige Stahlzusätze.

Gerütteltes Eisen erstarrt auch in sehr schwachen Querschnitten grau und ist allseits mit der Feile bearbeitbar. Die Rippen luftgekühlter Motorradzylinder z. B., die selbst

beim Vergießen nahezu schwefelfreien Eisens aus dem Wüstopfen leicht spröde und weiß wurden, blieben bei Verwendung von Rüttelisen zuverlässig grau, zähe und von Feilen angreifbar. Ein Hauptvorteil des Rüttel Eisens beruht in seiner weitgehenden Entgasung, die es wesentlich weniger zu Schwindungsprositäten und Lunkerungen geneigt macht.

Auch flüssiger Stahl dürfte durch Rütteln günstig beeinflusst, insbesondere ausgiebig desoxydiert und entgast werden. Man wird so in die Lage kommen, mit größerer Sicherheit als bisher lunkerfreie Blöcke zu erzeugen, und man wird sich auch bei der Herstellung von Stahlguß mit wesentlichem Vorteil des Rüttelverfahrens bedienen können.

Abb. 123 und 124¹⁾ zeigen einen bei den Industrierwerken in Spandau in Betrieb befindlichen Rüttelherd. Er ist aus gußeisernen Platten zusammengesetzt, nur die den Rüttelstößen unmittelbar ausgesetzte Bodenplatte besteht aus Stahlguß. Die vordere Kante des Herdes wird durch Nockenscheiben um etwa 4 cm gehoben. Als Kraftquelle dient ein 5-PS-Motor, der mittels einer Schneckenübertragung im Übersetzungsverhältnis 36:1 auf die Rüttelachse wirkt. Seine Umlaufzahl ist regelbar, bei Gußeisen arbeitet man ausschließlich mit 100 Stößen/min, da sich diese Zahl als am wirksamsten erwiesen hat.

Abb. 125¹⁾ läßt einen Schnitt durch den unteren Teil des Kuppelofens und den Rüttelherd erkennen. Ihr ist auch die eigenartige, gleich dem Rüttelherde durch Patent geschützte Zulaufrinne zu entnehmen. Sie steht mit dem Kuppelofen nur durch den schmalen Schlitz b in Verbindung, der gemeinsam mit der

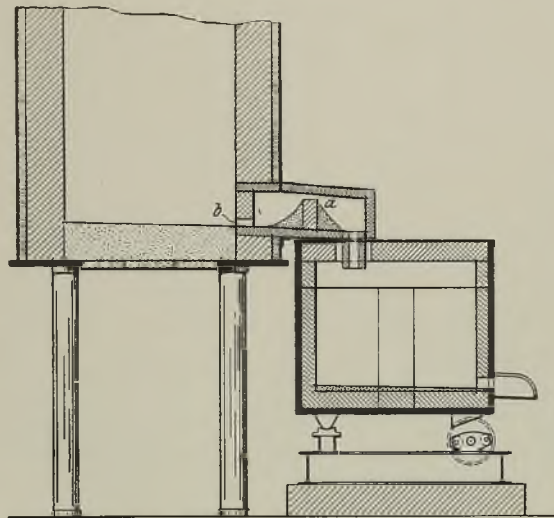


Abb. 125. Rüttel- und Schüttelvorherd im Schnitt.

Brücke bei a den Übertritt von Schlacke in den Rüttelherd verhindert. Die Schlacke wird in üblicher Weise von Zeit zu Zeit aus dem Schacht abgestochen. Die Abbildung zeigt auch die offenen Lager an der rückwärtigen Seite der stählernen Bodenplatte.

Vor dem Anzünden des Ofens verschließt man das Einlaufrohr zum Vorherde und läßt einen Teil des sich beim Abbrennen des Füllkokes entwickelnden Gases durch ein Zuführungsrohr in den Vorherd treten, aus dem es durch das Abstichloch, das Schauloch und einige andere zu diesem Zwecke vorgesehene Öffnungen ins Freie entweicht. Sobald nach Anstellen des Windes vor den Düsen das erste Eisen erscheint, wird das Gaszuführungsrohr geschlossen, das Einlaufrohr freigemacht und nach dem Erscheinen des ersten Eisens im Herde das Abstichloch geschlossen. Bei dieser Behandlung wird der Vorherd auf nahezu 1200° erwärmt, so daß das einfließende Eisen keine nennenswerte Abschreckung erfährt. Unmittelbar nach dem Verschließen des Abstichloches wird mit dem Rütteln begonnen und dieses fortgesetzt, bis der Vorherd voll genug ist, um abgestochen zu werden.

Der Rüttelherd erfordert demnach keine weitere Bedienung als ein gewöhnlicher Vorherd; der Abstecher hat nur im gegebenen Augenblicke den Schalthebel für den Motor zu betätigen. Die Stromkosten betragen im Sommer 1926 in Berlin, auf die Tonne gerütteltes Eisen umgerechnet, 3—5 Pfg. Da andere Unkosten gegenüber einem gewöhnlichen Vorherde nicht entstehen, kommt die Vergütung durch Rüttelung praktisch kostenlos, ohne jeden Zeitverlust und ohne irgendwelche besondere Betriebsbeanspruchung zustande.

¹⁾ Nach Stahleisen 1926. S. 870/871.

Das Entschweflungsverfahren im Vorherd nach Walter-Dürkopp-Luyken-Rein.

Nach einem Verfahren von R. Walter läßt sich im Gußeisen auftretender Schwefel an Alkalien und alkalische Erden als Sulfid binden. Die Verwendung von Soda und ähnlichen Stoffen zur Entschweflung war schon vor den Veröffentlichungen Walters bekannt¹⁾ und auch bei der Darstellung von Stahl in Anwendung. Walter hat aber weiter die Einwirkung der Kieselsäure auf die Oxyde und Hydrate der Metalle Kalzium,

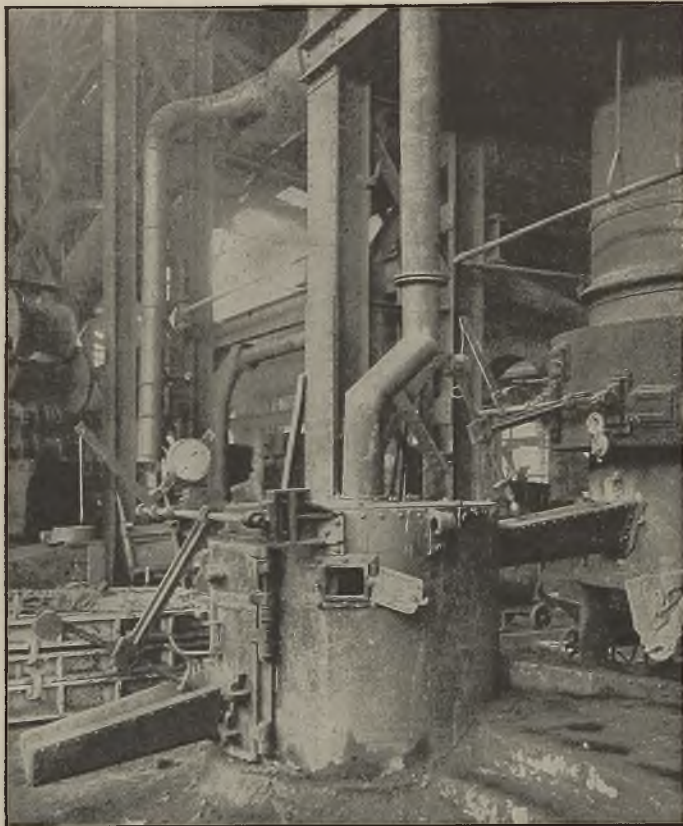


Abb. 126. Eisensammler nach Scharlibbe.

Baryum, Natrium und Kalium erkannt, die sich mit Silizium viel leichter verbinden als mit Schwefel. Er entfernte vor Einwirkung der genannten Alkalien bei Gußeisenschmelzungen die hauptsächlich in der sauren Schlacke vorhandene Kieselsäure. Durch geeignete Auswahl von Zusätzen — Alkalien und alkalische Erden —, die der flüssigen Schmelze beigefügt werden, wird eine weitgehende Entschweflung erreicht, ohne zugleich Silizium und Kohlenstoff anzugreifen.

Auch wenn die flüssige Ofenschlacke keine freie Kieselsäure enthält, beeinträchtigt sie den Entschweflungsvorgang, weil das Alkali Kieselsäureverbindungen sehr leicht zerlegt, die Kieselsäure unter Bildung von Wasserglas an sich reißt und den in der Schlacke als Sulfid gebundenen Schwefel wieder in die Schmelze zurücktreten läßt. Auch die Entschweflungsschlacke neigt dazu, einen Teil

des aufgenommenen Schwefels wieder an das Eisenbad abzugeben. Aus diesem Grunde darf die Oberfläche des Bades nicht mit Streu- oder Formsand bedeckt werden.

Bei Ausführung der ersten Entschweflungen machten sich in die Arbeitsräume austretende Dämpfe recht unangenehm bemerkbar. Scharlibbe²⁾ schuf darum einen vorherdartigen Eisensammler, dessen Abzugsrohr die lästigen Dämpfe ins Freie führte. Der Eisensammler wurde an die Abstichrinne des Kuppelofens angeschlossen (Abb. 126); die saure Kuppelofenschlacke wurde in üblicher Weise durch zeitweises Abstechen dem Ofenschachte entnommen. Mit dieser Einrichtung war es zwar schon möglich, gute Entschweflung zu erzielen, es hafteten ihr aber noch recht erhebliche betriebstechnische Mängel an. Erst durch unmittelbare Vereinigung des Eisensammlers mit dem Kuppelofen und seine Ausbildung zu einem richtigen Vorherde, mit der Schaffung des Luyken-Dürkopp'schen Eisenüberlaufes und der Anfügung eines dicht abgeschlossenen Schlackensammlers nach Rein³⁾ konnte die Frage der Entschweflung nach Walter

¹⁾ S. Stahleisen 1922. S. 506.

²⁾ Gieß.-Zg. 1922. S. 43, 206; Stahleisen 1922. S. 137, 506.

³⁾ D.R.P. Nr. 343 959, 364 359 u. a.

auch als praktisch gelöst gelten. Abb. 127 läßt eine derart zusammengestellte Entschweflungseinrichtung in den Grundzügen erkennen. Luyken benutzt keinen offenen Überlauf, der den Zutritt der Ofengase in den Vorherd gestattet, sondern einen geschlossenen Überlaufkanal mit eigenartigem Querschnitt, der, im Betrieb mit flüssigem Eisen gefüllt, den Vorherd vom Ofenschacht abschließt. Dadurch bleibt der Vorherd druckfrei¹⁾. Vorherd und Schlackensammler werden je nach gegebenen örtlichen Verhältnissen vor oder neben dem Kuppelofen angeordnet. Der Schlackensammler wird groß genug bemessen, um im allgemeinen die gesamte, während einer Schmelzung anfallende Schlacke aufnehmen zu können. Nur bei sehr großen Schmelzungen wird eine Zwischentleerung vorgenommen; man zieht dann meist die Schlacke durch Abstechen aus dem Sammler ab. Der Sammler ist aus einzelnen Platten zusammengesetzt, die zum Abführen der erstarrten Schlacke der Reihe nach abgehoben werden. Um den Schlackenablauf im Sammler nötigenfalls beeinflussen zu können, hat man das Abzugsrohr durch einen Schieber mit Sicherheitsventil ersetzt.

Nach Beendigung einer Schmelzung darf der Schlackensammler nicht sofort geöffnet werden. Man tut besser, damit bis zum nächsten Tage zu warten. Das Innere des Sammlers wird vor jeder Schmelzung mit einem dünnen Lehmbrei ausgestrichen.

Um ein vorzeitiges Verschleßen des Vorherdes zu vermeiden, ist sorgfältigste Ausmauerung wichtig. Insbesondere müssen die Fugen möglichst schmal sein, da gerade sie der Schwefelschlacke die gefährlichsten Angriffspunkte geben. Es empfiehlt sich, nach jeder Schmelzung die untere Hälfte des Vorherdes mit dünnem Schamottmörtel, dem gemahlene Graphitscherben beigemischt wurden, zu versehen. Selbstredend ist auch gründliches Anwärmen des Vorherdes von großer Wichtigkeit.

Die genaue Zusammensetzung des Walterschen Entschweflungsmittels wird noch geheim gehalten. Es wird in kleinen, rechteckigen Formlingen von 1 kg Stückgewicht in den Handel gebracht. Sobald der Boden des Vorherdes mit Eisen bedeckt ist, wirft man die zerkleinerten Zusatzstücke durch die obere Öffnung des Vorherdes in die Schmelze. Meistens genügt ein Zusatz von $\frac{1}{2}\%$ vom Gewichte des geschmolzenen Eisens. Zur Erzielung günstigster Entschweflung ist eine möglichst hohe Eisentemperatur und gutes Vollhalten des Herdes wichtig. Bei Beginn einer Schmelzung läßt man die Einwurfoffnung für das Schmelzmittel so lange geschlossen, die Abstichöffnung aber geschlossen, bis das erste Eisen sich am Herdboden zu sammeln beginnt. So oft der Vorherd annähernd voll geworden ist, sticht man seinen Inhalt in üblicher Weise ab.

Nach diesem Verfahren kann mit einer Verminderung des Schwefelgehaltes von mindestens 50% gerechnet werden. Zugleich mit der Entschweflung tritt eine weitgehende Entgasung und wahrscheinlich auch eine Desoxydation des Gußeisens ein²⁾.

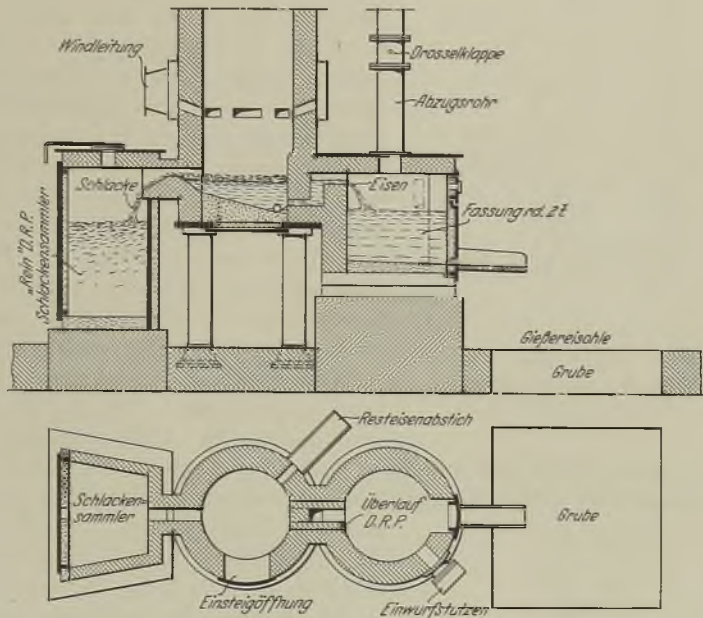


Abb. 127. Kuppelofen mit Einrichtung zur Entschweflung nach Dürkopp-Luyken-Rein.

¹⁾ Vgl. J. Mehrrens: Stahleisen 1925. S. 452.

²⁾ Vgl. Stahleisen 1922. S. 506. 1925. S. 455.

Der Simonsche Vorherd zum Verbessern des Eisens.

Die von G. Simon eingeführte Vorherdanordnung¹⁾ erleichtert die gründliche Vorwärmung des am Schmelzbeginn zulaufenden Eisens und liefert von Anbeginn an schlackenfreies Eisen. Abb. 128 zeigt einen Schnitt durch einen einfachen Vorherdofen, während Abb. 129 einen Schnitt durch einen Vorherdofen mit Doppelkammer darstellt. Beide Ausführungen ermöglichen die Verbesserung des Eisens durch Zusatz der im vorhergehenden Abschnitte behandelten Walterschen Formlinge und anderer Mittel. Vorherd und Kuppelofen sind im ersten Fall durch einen schräg nach oben gerichteten Überlaufkanal verbunden. Zur Erwärmung des basisch ausgefütterten Vorherds dient ein ausschwenkbarer Ölbrenner, der mit höherem Winddruck als das Kuppelofengebläse arbeitet. Infolgedessen werden auch die geringsten Schlackenteile vom Vorherde ferngehalten, die sonst am Schmelzbeginne, solange die schräge Verbindung zwischen den beiden Öfen noch nicht abschließend wirken kann, in den Herd treten. Wenn der Brenner abgestellt und ausgeschwenkt ist, schließt man die obere Öffnung mit einer Eisenplatte ab. Eine zweite, nach unten aufklappbare Türe im Vorherde gestattet die Aufgabe der Zusätze. Der Vorherd ist weiter mit einer Sicherheitsöffnung und einem Gasabzugsrohr ausgestattet. Die in ihm erzeugte basische Schlacke wird durch eine Abstichrinne abgezogen.

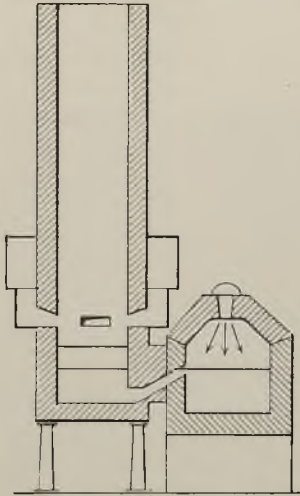


Abb. 128.
Kuppelofen mit einfachem
Vorherd nach Simon.

Die Arbeit verläuft beim einfachen Vorherdofen wie folgt: 30–40 Minuten vor dem Anlassen des Windes wird der Ölbrenner in Tätigkeit gesetzt und damit der Vorherd auf eine Temperatur von etwa 1450° aufgeheizt. Während des Anwärmens bleibt der Schieber des Gasabzugsrohres geschlossen, so daß die heißen Gase durch den Überlaufkanal in den Kuppelofen gelangen und den beginnenden Schmelzvorgang wirksam unterstützen können. Beim Erscheinen des ersten Eisens im Überlaufkanal wird der Schieber des Gasabzugsrohres geöffnet und nach Verlauf von weiteren 10 Minuten der Ölbrenner abgestellt. Das Eisen gelangt nun in guter Wärme in den auf Weißglut gebrachten Vorherd, wo jetzt mit gutem Erfolg die Entschwefelung oder Entgasung vorgenommen werden kann.

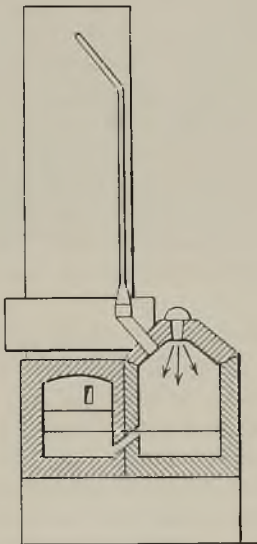


Abb. 129.
Kuppelofen mit ölbeheiztem
Doppelkammervorherd
nach Simon.

Der Kuppelofen nach Abb. 129 besitzt einen Doppelkammer-Vorherd, der insbesondere bei niedrig liegenden Winddüsen nützlich ist. Beim Schmelzen sammeln sich das flüssige Eisen und die Schlacke in der ersten Kammer des Vorherdes, die in gleicher Weise, wie oben beschrieben, durch einen schräg nach aufwärts gerichteten Kanal mit der zweiten Kammer des Vorherdes verbunden ist. Aus der ersten sauer zugestellten Kammer wird die saure Kuppelofenschlacke abgelassen. Die zweite Kammer, in der die Zusätze gemacht werden, erhält basische Ausmauerung. An der ersten Kammer befindet sich eine Sicherheitsöffnung, an der zweiten ein in die Kuppelofenese mündendes Gasabzugsrohr mit Schieber.

Jede Kammer hat eine eigene Abstichöffnung. Am Schlusse jeder Schmelzung wird das Resteisen aus der sauren Kammer abgestochen.

¹⁾ Stahleisen 1927. S. 540.

Die Herstellung von hochwertigem Guß.

Das Wesen des hochwertigen Gusses wurde bereits im ersten Bande erörtert ¹⁾. In der Hauptsache sind vier verschiedene Erzeugungsverfahren und wohl auch Arten zu unterscheiden: Das Verfahren von Lanz bzw. Diefenthäler und Sipp, der Sternguß von Krupp-Essen, das Verfahren von Emmel bzw. Thyssen und das Feingußverfahren von Meier und Weichelt bzw. Schüz.

Das Verfahren von Lanz, bzw. Diefenthäler und Sipp beruht auf Verwendung einer Gattierung, die geeignet ist, bei entsprechender Abkühlung mit einem Gefüge zu erstarren, das unter Ausschluß von Ferrit vornehmlich durch lamellaren Perlit gekennzeichnet ist ²⁾. Ein Patent aus dem Jahre 1918 schreibt vor, daß der Guß bei einer Wärme erfolgen soll, die mindestens 300° über der Erstarrungstemperatur des Gußeisens liegt, zu deren Erreichung also die Schmelztemperatur etwa 1500° betragen muß. Die Zusammensetzung des Gusses soll ungefähr betragen: 3,25% Gesamtkohlenstoff (0,84% geb. C und 2,41% Graphit), 0,5—1,5% Si, etwa 0,79% Mn, etwa 0,4% P und 0,154% S. Diese Zusammensetzung entspricht der eines halbierten Eisens. Damit hergestellte Abgüsse würden demnach ohne besondere Vorkehrungen ein weißes Bruchgefüge erlangen. Erwärmt man aber vor dem Gusse die Formen auf ein gewisses Maß und verzögert damit den Erstarrungsvorgang, so gelingt es, graues Gefüge mit gleichmäßiger Graphitabscheidung zu erzielen. Es erfolgt dann eine Graphitisierung der eutektischen Eisenkarbidausscheidungen bei vorwiegend perlitischem Grundgefüge. Die stattfindende Graphitbildung hängt einerseits von der Höhe der Vorwärmung der Formen und andererseits von deren Wandstärke ab. — Zur Sicherung guter Schmelz- und Vergießbarkeit des Eisens ist die Einhaltung der angegebenen Grenzwerte des Kohlenstoffgehaltes wichtig; eine Vorwärmung der Form ist in vielen Fällen in Rücksicht auf den niedrigen Siliziumgehalt unerlässlich.

Rein perlitisches Eisen, d. h. ein Eisen mit rein perlitischer Grundmasse läßt sich aber auch allein durch entsprechende Zusammensetzung der Gattierung und ebensolche Führung des Schmelzens erreichen. Eine Sonderbehandlung ist dann nicht notwendig. Der Sternguß von Krupp-Essen beruht auf hoher Überhitzung der Schmelze im Kuppelofen ohne erhebliche Erhöhung des Kokssatzes ³⁾ und auf gleichzeitig wesentlicher Herabsetzung des Kohlenstoffgehaltes durch entsprechende Stahlzusätze. Der Sternguß zeigt im fertigen Abgusse folgende Zusammensetzung: 2,5—2,9% C, 1,8 bis 2,3% Si, 0,8—1,4% Mn, 0,12—0,20% P, 0,09—0,10% S ⁴⁾. Es handelt sich bei diesem Gusse also um einen Sonderguß, der die Vorzüge niedriger Kohlung und perlitischer Grundlage bietet.

Das Verfahren nach Thyssen bzw. Emmel beruht in der Hauptsache auf folgenden Grundlagen: 1. Regelung der Kohlung des Eisens beim Niederschmelzen, 2. Niedrighalten des Gesamtkohlenstoffgehaltes bei hohem Siliziumgehalt der Gattierung und 3. starke Überhitzung der Schmelze. Die Herabsetzung des Gesamtkohlenstoffgehaltes wird auch hier durch planmäßigen Stahlzusatz erreicht, derart, daß er stets unter 3% beträgt ⁵⁾. Die eutektische Erstarrung des Eisens erfolgt hier jedenfalls mit beträchtlicher Unterkühlung, worauf insbesondere die außerordentlich feine Graphitverteilung in den Randbezirken der Abgüsse und die ausgesprochen eutektische Gestaltung des Gefüges auch im Inneren der stärksten Abgüsse hinweisen. Es ergeben sich Abgüsse von einheitlich feinkörnigem Gefüge ohne alle Blasen und Lunkerbildungen selbst bei sehr schroffen Querschnittsübergängen. Das Grundgefüge dieser Abgüsse ist rein perlitisch und bleibt auch an den stärksten Querschnitten durchaus ferritfrei, während es an den schwächsten Stellen vollkommene Zementitfreiheit zeigt. Die Stücke erhalten

¹⁾ Bd. I, S. 67, 80 und 209.

²⁾ Vgl. Alb. Achenbach, Gieß. 1927, S. 729.

³⁾ Näheres s. P. Kleiber, Krupp. Monatsh. 1927. Juni/Juli, S. 109.

⁴⁾ Nach A. Achenbach in Gieß., 1927, S. 733.

⁵⁾ Über die Mittel zur Erzielung höchster Schmelztemperaturen wird weiter unten Näheres angeführt werden.

daher ein ganz gleichmäßiges Bruchaussehen und vertragen hydraulische Druckwirkungen von mehreren hundert Atmosphären, ohne undicht zu werden. Eine Versuchsreihe von etwa 25 Proben ergab folgende mittlere Werte der chemischen Zusammensetzung: 2,64% C, 2,36% Si, 1,0% Mn, 0,164% P, 0,137% S¹⁾.

Das Verfahren von Meier und Weichelt bzw. Schüz geht auf wesentlich anderen Wegen als die bisher erörterten Bemühungen zur Herstellung von Perlitguß. Bei den bisher besprochenen Verfahren handelte es sich stets darum, dem Grundgefüge die günstigste Form zu geben, wogegen Schüz bemüht war, den freien Kohlenstoff des Eisens in der feinen Verteilung des Graphiteutektikums²⁾ abzuscheiden. Auch zu diesem Zwecke war eine Beeinflussung des Schmelzens unerlässlich. Mit den gebräuchlichen Kuppelofengattierungen läßt sich in einem allerdings begrenzten Gebiete bei großer Abkühlungsgeschwindigkeit und verhältnismäßig hohem Siliziumgehalte der freie Kohlenstoff über das ganze Gefüge als Graphiteutektikum abscheiden³⁾. Diese Abscheidung ist auf verschiedenen Wegen zu erreichen. Am nächsten liegt, der Gattierung durch hohen Siliziumgehalt (etwa 3–5%) größere Neigung zur Graphitabscheidung zu verleihen und dann durch Gießen in ungeschützte Schreckschalen für rasche Erstarrung aus dem Schmelzflusse zu sorgen. Das Gefüge derart gewonnenen Perlitgusses weicht von dem Bilde anderer, ebenso bezeichneter Güsse erheblich ab. Es ist besonders durch tannenbaumartige Lagerung der Mischkristalle gekennzeichnet. Das Graphiteutektikum zwischen den Mischkristallen ist bei starker Vergrößerung in sehr feiner Verteilung von eutektischem Graphit innerhalb der festen Lösung erkenntlich. Trotz der raschen Abkühlung ist sowohl die feste Lösung des Graphiteutektikums als auch der benachbarte Teil der Mischkristalle ferritisch. Gußwaren mit derartig feinen und gleichmäßig verteilten Graphitteilchen haben trotz der ferritischen Grundmasse große Festigkeit (in den Probe­stäben etwa 40 kg/mm²) und Dichte.

Bei allen Verfahren zur Erzielung perlitischen Gefüges ist eine hohe Schmelzwärme Grundbedingung guten Erfolges, doch muß die hohe Schmelzwärme mit verhältnismäßig geringen Kokssätzen erreicht werden, da sonst zu hohe Kohlun­g der Schmelze dem Entstehen perlitischen Gefüges hinderlich wäre. Man arbeitet am besten mit etwa 9% bestem Satz­koks und sorgt für stete Freihaltung der Düsen durch regelmäßige Wechselschaltung derselben. Verstopfungen einzelner Düsen durch Verschlackung stören die gleichmäßige Windgeschwindigkeit und haben zugleich Schwankungen der zugeführten Windmenge zur Folge. Beides ist naturgemäß der Bildung des Perlites schädlich. Sowohl der Füllkoks als auch der Satz­koks sind vor und während des Schmelzens möglichst schwefelfrei zu machen. Diesem Zwecke kommt man näher durch möglichst vollkommene Verbrennung des Kohlenstoffgehaltes im Satz­kokse zu Kohlensäure, da die hierbei entwickelte hohe Temperatur die frühzeitige Vergasung des Satz­koksschwefels begünstigt. Zur vorzeitigen Vergasung des Füll­koksschwefels ist es wichtig, den gesamten aufgegebenen Füll­koks gründlich durchbrennen zu lassen, ehe man anfängt, die Eisensätze aufzugeben, dann wartet man nach Füllung des ganzen Ofenschachtes mit dem Blasen so lange, bis der Koks vor den Düsen nahezu in Weißglut gerät. Man erreicht so eine gründliche Durchwärmung des Mauerwerkes im Schachte und an der Herdsohle, die als weitere Wärmequelle zur Erreichung hoher Schmelzwärme und in der Folge zum Entstehen perlitischen Gefüges beiträgt.

Es läßt sich heute noch kein Werturteil betreffend die Einschätzung des einen oder des anderen der vier Verfahren abgeben. Mit jedem derselben wurden ausgezeichnete Ergebnisse erzielt. Am einfachsten stellt sich die Arbeit nach Krupp und nach Emmel, da bei diesen eine Sonderbehandlung der Form sich erübrigt. Beim Arbeiten nach Diefenthaler und Sipp, das innerhalb weiter Grenzen auch ohne Vorwärmung der Formen

¹⁾ Nach A. Achenbach in Gieß. 1927. S. 735.

²⁾ Das Graphiteutektikum wurde von Ruer als Erstarrungsform nach dem stabilen System nachgewiesen. [Ferrum 14, S. 161. 1916/17]. Vgl. auch E. Schüz, Das Graphiteutektikum im Gußeisen. Gieß. 1928. S. 73, 102.

³⁾ E. Schüz, Das Graphiteutektikum im Gußeisen. Stahl Eisen 1925. S. 144.

durchgeführt werden kann, bietet dagegen die gleichzeitige Anwendung von Schreckschalen in vielen Sonderfällen nicht zu unterschätzende Vorteile.

Das metallurgische und gießereitechnische Verdienst, die Bedeutung des Perlitgusses erkannt und denselben in der Folge bahnbrechend entwickelt zu haben, gebührt unzweifelhaft Diefenthaler und Sipp; K. Emmel und Krupp sind auf teilweise neuen Wegen die gewiesene Bahn weiter geschritten. Das Verdienst, durch Erforschung des Graphiteutektikums der Erzeugung von Perlitguß und der von hochwertigem Sonderguß im besonderen neue, wissenschaftlich festbegründete Bahnen eröffnet und gewiesen zu haben, gebührt ebenso unzweifelhaft Emil Schüz. — Sämtliche Verfahren sind durch zahlreiche Patente geschützt.

Literatur.

- Sipp, K.: Perlitguß. *Stahleisen* 1920. S. 1141.
 Bauer, O.: Der Perlitguß, seine Herstellung, Festigkeitseigenschaften und Anwendungsmöglichkeiten. *Stahleisen* 1923. S. 553/557.
 Sipp, K.: Perlitgußeisen. *Stahleisen* 1923. S. 1592/93.
 Emmel, K.: Perlitguß. *Stahleisen* 1924. S. 330/333 und S. 753/758.
 Hurst, J. E.: Bemerkungen über perlitisches Gußeisen. *Foundry Trade J.* 1924. Nr. 426, S. 329/32.
 Sipp, K.: Perlitguß und seine Anwendungsmöglichkeiten. *Gieß.-Zg.* 1924. S. 379/385.
 Werner, S.: Perlitisches Gußeisen. *Metal. Ind.* 1925. S. 89/90 u. 111/12.
 Schüz, E.: Das Graphiteutektikum im Gußeisen. *Stahleisen* 1925. S. 144/47.
 Le Thomas, A.: Studien über das perlitische Gußeisen. *Fonderie Mod.* 1926. S. 13/21.
 Kleiber, P.: Über den Kruppischen Sternguß. *Krupp. Monatsh.* 1927. Juni/Juli S. 109.
 Achenbach, A.: Die Metallographie und Veredlung des Gußeisens. *Stahleisen* 1927. S. 724/734.
 Schüz, Emil: Das Graphiteutektikum im Gußeisen. *Gieß.* 1928. S. 73, 102.
 Langenohl: Übersicht über die derzeitigen Verfahren zur Gewinnung hochwertigen Gußeisens. *Gieß.* 1928. S. 566/571.

Regeln für den Entwurf und Bau von Kuppelöfen.

Hauptabmessungen.

Für die Größenbemessungen eines Kuppelofens ist die stündliche Schmelzleistung maßgebend, die hauptsächlich vom lichten Durchmesser des Ofenschachtes abhängt. Nach Ledebur¹⁾ erfordert das Schmelzen von 1000 kg/st Roheisen einen Schachtquerschnitt von 700—800 cm², je nachdem guter oder schlechter Koks verwendet wird. Für Saugkuppelöfen muß der Querschnitt reichlicher bemessen werden. Beim Sahler-Herbertzofen beträgt der Schachtquerschnitt für je 1000 kg stündlich zu schmelzendes Eisen mindestens 1500 cm².

Neuere Untersuchungen²⁾ haben dargetan, daß die Schmelzleistung außer vom lichten Durchmesser recht beträchtlich vom Satzkoksaufwande abhängt. Die von Ledebur gegebenen Ziffern haben danach nur bei einem Satzkoksverbrauch von etwa 8⁰/₁₀ Geltung. Die Zahlentafel 8³⁾ zeigt die mit einem Satzkoksverbrauch von 6—10⁰/₁₀ bei verschiedenen Ofendurchmessern erreichbaren Schmelzleistungen. Da der Koksauwand vom Überhitzungsgrade abhängt, so bedürfen Gießereien, die überhitztes Eisen vergießen, für die gleiche Schmelzleistung größere Kuppelofenweiten als Betriebe, die mit weniger heißem Eisen auskommen.

Die Gesamthöhe des Kuppelofens zerfällt in die Herdhöhe, von der Unterkante des Sammelraumes oder Herdes bis zur Düsenunterkante, und in die wirksame oder Gichthöhe, von der Düsenunterkante bis zur Unterkante der Gichtöffnung. Die Herdhöhe hängt von der Menge des in einem Abstich benötigten Eisens und davon ab, ob der Ofen mit oder ohne Vorherd ausgestattet werden soll. Der Fassungsraum des Vorherds wird in der Regel groß genug bemessen, um etwa ²/₃ der stündlichen Schmelzleistung aufnehmen zu können.

¹⁾ A. Ledebur: *Handb. d. Eisen- u. Stahlgieß.*, 3. Aufl., 1901. S. 126.

²⁾ Vgl. Bd. I, S. 469.

³⁾ Nach G. Buzek: *Stahleisen* 1910. S. 360; s. auch Bd. I, S. 470 Zahlentafel 191 ds. Handb.

Zahlentafel 8.

Ofenquerschnitt, Windmengen und Schmelzleistung.

Lichte Weite des Kuppelofens mm	Ofen- querschnitt m ²	Windmenge je Minute in m ³		Stündliche Schmelzleistung in kg bei einem Satzkoks von				
		Ofenwind	Gebläsewind	6%	7%	8%	9%	10%
		abgerundet						
500	0,1964	20	24	2000	1700	1500	1330	1200
600	0,2827	28	34	2800	2400	2100	1900	1700
700	0,3848	38	46	3800	3300	2900	2600	2300
800	0,5026	50	60	5000	4300	3700	3300	3000
900	0,6362	64	76	6400	5400	4800	4200	3800
1000	0,7854	79	94	7900	6700	5900	5200	4700
1100	0,9503	95	114	9500	8100	7100	6300	5700
1200	1,1310	113	136	11300	9700	8500	7500	6800

Bei Vorherdkuppelöfen soll der Abstand der Düsen von der Herdsohle nicht unter 300–400 mm betragen. Macht man ihn niedriger, so reicht die unter den Düsen befindliche Koksschicht nicht aus, den auf den Vorherd wirkenden Wind genügend vorzuwärmen, und das Eisen kühlt zu rasch ab. Für Kuppelöfen mit ununterbrochenem Eisenablauf brauchen die Düsen nur so hoch über der Herdsohle angebracht zu werden, wie erforderlich ist, um das Eindringen von Schlacke und Eisen zu verhüten. Diesen Schutz gewährt schon ein Abstand von 50 mm, wie er vereinzelt bei amerikanischen Öfen zu finden ist ¹⁾.

Bei Kuppelöfen ohne Vorherd mit unterbrochenem Eisenablauf muß unter den Düsen genügend Raum für das zu sammelnde Eisen und für eine bestimmte durchschnittliche Schlackenmenge vorgesehen werden. 100 kg Eisen und 5% Schlacke nehmen nach Buzek ²⁾ einen Raum von $14 + 2,5 = 16,5 \text{ dm}^3$ ein und erfordern, da der Herd unter dem Drucke der Schmelzsäule etwa zur Hälfte mit Koks gefüllt bleibt, eine Höhe von $\frac{16,5 \times 2}{Q} = \frac{33}{Q} \text{ dm}$, wobei Q gleich dem Querschnitt des Herdes in dm² ist. Danach ergeben sich bei verschiedenem Herddurchmesser für je 100 kg Fassungsvermögen die in der Zahlentafel 9 angegebenen Düsenabstände. Gewöhnlich wird die Düsenhöhe bei Kuppelöfen von 600–700 mm Durchmesser mit etwa 500 mm, bei Öfen von 800–1000 mm Durchmesser mit etwa 620 mm und bei Öfen mit 1200 mm mit 825 mm bemessen. In Amerika arbeitet man meistens mit geringeren Abständen ³⁾, während sie bei uns nicht selten wesentlich überschritten werden ⁴⁾.

Unmittelbar oberhalb der Düsen findet die Verbrennung (Verbrennungszone), etwas höher das Schmelzen statt. Oberhalb dieser beiden Zonen wird das Eisen durch die Verbrennungsgase vorgewärmt. Die wirksame Schachthöhe (Abb. 10) muß so groß sein, daß die Abgase genügend Zeit haben, sich bis zur Gichtöffnung etwa auf Außentemperatur abzukühlen. Nur wenn dies der Fall ist, wird die erzeugte Wärme voll ausgenutzt.

Je größer der Durchmesser des Ofenschachtes ist, desto höher muß der Winddruck sein, um bis in die Ofenmitte zu dringen. Je höher der Winddruck wird, desto größer wird die Geschwindigkeit der Gase, und desto weniger Wärme vermögen sie innerhalb eines bestimmten Höhenabschnittes an das Eisen abzugeben. Die wirksame Höhe des Schachtes hängt also von seinem Durchmesser ab.

¹⁾ Kuppelöfen mit so geringer Düsenhöhe werden u. a. erwähnt von Leyde, Stahleisen 1908. S. 698 und von Aubié in „Les cubilots américains“ S. 178.

²⁾ Stahleisen 1910. S. 698.

³⁾ Sämtliche 10 Kuppelöfen, die Mc Quillan beschreibt (Stahleisen 1908. S. 771), haben wesentlich geringere Abstände, ebenso die überwiegende Mehrzahl der von Th. D. West in Moulders Textbook (London 1909) angeführten 46 Kuppelöfen.

⁴⁾ So haben (Gieß.-Zg. 1907. S. 202) die Stahlwerkskuppelöfen der Burbacherhütte bei 2,5 m Herddurchmesser einen Düsenabstand von 6,5 m.

Neben der lichten Weite des Schachtes ist der Satzkoksverbrauch von Einfluß auf die wirksame Schachthöhe. Die Gase eines auf überhitztes Eisen betriebenen Kuppelofens verlassen schon die Schmelzzone mit einer um mehrere hundert Grad höheren Temperatur als beim Betrieb auf kaltes Eisen. Sie müssen bei gleicher Geschwindigkeit eine größere Eisenmenge umspülen, um auf Außentemperatur abgekühlt zu werden. Heiß

Zahlentafel 9.
Ofendurchmesser und Düsenhöhe.

Lichter Durchmesser des Kuppelofens dm	Querschnitt des Kuppelofens dm ²	Abstand der Düsen von der Herdsohle für je 100 kg flüssiges Eisen dm
6,00	28,27	0,51
7,00	38,48	0,37
8,00	50,26	0,28
9,00	63,62	0,22
10,00	78,54	0,18
11,00	95,03	0,15
12,00	113,10	0,12

betriebene Kuppelöfen bedürfen demnach zur vollen Ausnutzung der Verbrennungswärme einen höheren wirksamen Schacht, um so mehr als sie bei sonst gleichen Verhältnissen infolge der höheren Koksgichten weniger Eisen fassen als kalt gehende Öfen.

Wenn die Betriebsart eines Kuppelofens wechselnd oder von vornherein nicht bestimmbar ist, bemißt man die wirksame Schachthöhe gewöhnlich auf Grund eines mittleren Schmelzkoksverbrauches von 8–10%. Danach ergeben sich unter der Annahme, daß die Verbrennungs- und die Schmelzzone zusammen eine Höhe gleich dem halben lichten Schachtdurchmesser haben, die in der Zahlentafel 10 zusammengestellten Werte ¹⁾.

Zahlentafel 10.
Schachthöhen bei verschiedenen Ofendurchmessern.

Lichter Schacht- durchmesser mm	Gichthöhe einschl. Verbrennungs- und Schmelzzone bei		Fassungs- vermögen des Herdes kg	Herdhöhe mm	Gesamthöhe von Herdsohle bis Gicht- unterkante bei	
	8% Satzkoks-Verbrauch mm	10% Satzkoks-Verbrauch mm			8% Satzkoks-Verbrauch mm	10% Satzkoks-Verbrauch mm
600	3279	3492	500	580	3859	4072
700	3822	4070	800	680	4502	4750
800	4370	4654	1200	780	5150	5434
900	4913	5232	1500	765	5678	5997
1000	5467	5822	2000	840	6307	6662
1200	6564	6990	3000	870	7434	7860

¹⁾ Buzek unterscheidet (Stahleisen 1910. S. 695) eine eigentliche Schmelzzone unmittelbar über der Düsenebene von etwa 0,5 d Höhe, wobei d den Ofendurchmesser bezeichnet, und nennt dann die Höhe von hier aus bis zur Gichtöffnung die Gichtraumhöhe. Für letztere h_2 entwickelt er dann die Formel:

$$h_2 = 4 \sqrt{Q} (1 + 0,05 k).$$

Es erscheint also die Gichtraumhöhe vom Ofenquerschnitt Q in m^2 und dem Satzkoksaufwand k für 100 kg Roheisen abhängig. Nach Mathesius (Stahleisen 1927. S. 1229; Gieß.-Zg. 1927. S. 357) läßt sich diese Formel wesentlich vereinfachen, wenn man für den Ofenquerschnitt Q die Größe $d^2 \frac{\pi}{4}$ einführt. Die Formel nimmt dann die Gestalt an: $h_2 = 3,55 \cdot d \cdot (1 + 0,05 k)$. Für Satzkoksmengen von 6 bis 12% wird der Wert $0,05 k = 0,3$ bis $0,6$ und die Formel lautet dann: $h_2 = 4,6$ bis $5,67 d$.

Zählt man nun die Schmelzzone = $0,5 d$ zu dem vorentwickelten Wert hinzu, so erhält man für die nutzbare Ofenhöhe oberhalb der Düsenebene den Wert $5,1 d$ bis $6,17 d$ für Satzkoksmengen von 6 bis 12%, was den Angaben der Zahlentafel 10 entspricht.

Das Innere des Kuppelofenschachtes (Profil) hat schon die mannigfaltigste Gestaltung erfahren. Man gab ihm ähnlich wie dem Hochofen die Form zweier mit den größeren Grundflächen aneinandergesetzter Kegelstümpfe, man verjüngte es nach oben, ein andermal nach unten. Eine Erweiterung nach unten dient dem rascheren Vorrücken der Schmelzsäule, während eine Verengung in der Verbrennungszone den Wind schon bei geringerem

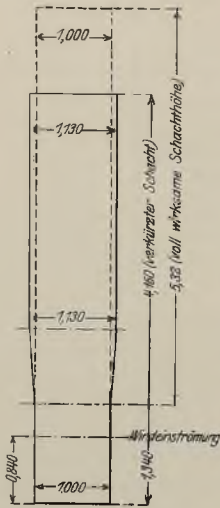


Abb. 130. Kuppelofen mit verkürztem Schacht.

wenn z. B. aus baulichen Gründen die volle wirksame Schachthöhe nicht eingehalten werden kann. Man gibt dann dem Ofen im Herd und in der Schmelzzone den der Schmelzleistung entsprechenden Durchmesser und erweitert ihn nach oben unter Anordnung einer möglichst steilen Rast um das Maß des Raumes, der durch die Verkürzung verloren würde²⁾.

Kleinkuppelöfen.

Kuppelöfen mit weniger als 500 kg stündlicher Schmelzleistung werden als Kleinkuppelöfen bezeichnet. Sie finden Verwendung in Betrieben, die nur gelegentlich Grauguß herstellen und aus irgendwelchen Gründen nicht auswärts gießen lassen können,

¹⁾ Eine mäßige Verjüngung nach oben, etwa 10 cm auf 1 m Schachthöhe, verhindert das Hängen der Beschickung und trägt zur Schonung des Mauerwerkes bei. Der Vorteil ist aber nur bei Öfen von kleinem Durchmesser groß genug, um die umständlichere Ausmauerung zu rechtfertigen.

²⁾ Beispiel. Für einen auf heißes Eisen zu betreibenden Kuppelofen von 5000 kg stündlicher Schmelzleistung und 2000 kg Fassungsvermögen im Herde sind von der Herdsole bis zur Gichtöffnungsunterkante nicht mehr als 5,5 m zur Verfügung. Welche Abmessungen muß der Schacht erhalten?

Der lichte Schachtdurchmesser im Herde und in der Schmelzzone beträgt nach Zahlentafel 8 1,0 m, die Gesamthöhe nach Zahlentafel 10 6,66 m und die Herdhöhe nach der gleichen Zahlentafel 0,84 m. Die unverkürzte wirksame Schachthöhe würde nach Abzug der Herdhöhe und des Wertes 0,5 d für die Höhe der Verbrennungs- und Schmelzzone $6,66 - 0,84 - 0,5 = 5,32$ m betragen.

Diesem Maße entspricht ein Fassungsvermögen von $5,32 \cdot d^2 \frac{\pi}{4} = 4,17$ m³. Da eine Höhe von 5,5 m zur Verfügung steht, muß die wirksame Schachthöhe gekürzt und der dadurch verloren gehende Raum durch Erweiterung des Schachtes wieder hereingebracht werden. Die Höhe des Schachtes von der Herdsole bis einschließlich der Schmelzzone liegt fest und beträgt $0,84 + 0,5 = 1,34$ m. Es erübrigt also eine verkürzte wirksame Schachthöhe von $5,5 - 1,34 = 4,16$ m, die einen Raum von 4,17 m³ umschließen soll. Der erweiterte Schacht erhält einen Querschnitt $Q = \frac{4,17}{4,16} = 1,002$ m²,

dem ein Durchmesser $d = \sqrt{\frac{4}{\pi} \cdot Q} = \sqrt{\frac{4}{\pi} \cdot 1,002} = 1,13$ m entspricht. Das Schachtinnere erhält die in Abb. 130 erkennliche Form. Der geringe durch die Anordnung einer Rast entstehende Raumverlust kann vernachlässigt werden.

ferner zum Schmelzen von Eisen für Temperguß und für Versuchszwecke, insbesondere zum Ausprobieren neuer Gattierungen. Auch in Fachschulen, Lehrgießereien und technisch-mechanischen Versuchsanstalten sind Kleinkuppelöfen in Betrieb. Sie genießen nicht den besten Ruf, der aber weniger durch die Wirkung ihrer Kleinheit an sich, als durch unrichtige Anlage und verfehlten Betrieb bedingt ist. Richtig bemessene und betriebene Kleinkuppelöfen vermögen, abgesehen von ihrer geringen Leistungsfähigkeit der Menge nach, ungefähr dasselbe zu leisten wie große Kuppelöfen. In den meisten Fällen liegt die Ursache ungünstiger Ergebnisse in dem Bestreben, in der Zeiteinheit mehr Eisen im Ofen zu schmelzen, als er zu leisten imstande ist. Man gibt zu viel Wind und bewirkt infolge des dann unvermeidlich ungünstigeren Verbrennungsverhältnisses erhöhten Koksverbrauch, vermehrten Abbrand und rasches Abschmelzen des Ofenfutters. Nicht selten ist die Windzuführung so verfehlt angelegt, daß eine Stichflamme entsteht, die das der Düse gegenüberliegende Mauerwerk aushöhlt.

Kleinkuppelöfen erhalten am besten eine, höchstens zwei Düsen, die leicht so bemessen werden können, daß der Winddruck eben ausreicht, um den ganzen Ofenquerschnitt in der Einströmzone genügend mit Wind zu versehen. Es ist verfehlt, einfach alle Abmessungen eines großen Kuppelofens gleichmäßig zu verkleinern. Manche Teile vertragen nur eine geringe, andere fast gar keine Verkleinerung und noch andere Teile, wie die Düsen, müssen völlig verändert werden. Die Höhe der Schmelzzone über den Düsen ist kaum geringer als bei großen Öfen und der Abstand der Düsen von der Herdsole hängt nicht allein vom Fassungsvermögen des Herdes, sondern auch von dem Einflusse ab, dem das Eisen auf seinem Wege durch den Füllkoks unterworfen sein soll. Bei Kleinkuppelöfen mit Vorherd muß der Abstand der Düsen von der Sohle des Schmelzschachtes mindestens 400 mm betragen, wenn das Eisen im Vorherde dauernd heiß bleiben soll. Aus demselben Grunde muß der Verbindungsschlitz zum Vorherde und die gegenseitige Lage von Vorherd und Schmelzschacht den auf S. 98—103 erörterten Bedingungen ebenso wie beim größten Kuppelofen entsprechen.

Beim Betrieb von Kleinkuppelöfen ist der Zerkleinerung der Beschickung und der Satzaufgabe noch größere Sorgfalt als bei gewöhnlichen Kuppelöfen zu widmen. Sperrige Stücke sind völlig zu vermeiden und die Roheisenmasseln, falls solche verwendet werden, nach Möglichkeit zu zerkleinern. Bei regelmäßigem Betriebe empfiehlt es sich, Masseln von kleinerem Querschnitte zu beziehen, die sich leichter als die gewöhnlichen auf kleine Abschnitte zerteilen lassen. Die meisten Hochofenwerke sind bereit, solche Masseln gegen einen kleinen Aufschlag für vermehrte Formlöhne zu liefern¹⁾. Der Koks wird auf etwa faustgroße Stücke zerschlagen und der Abfall beim Gichten mit der Schaufel gegen das Schachtfutter zu verteilt. Sobald während des Schmelzens die geringsten Anzeichen des Hängenbleibens der Schmelzsäule wahrgenommen werden, stößt man mit schweren Stahlstangen von oben durch die Ofenfüllung. Dies ist das sicherste und zuverlässigste Mittel, um die Schmelzung stetig in gutem Gange zu halten, weshalb Kleinkuppelöfen mit offener oder doch leicht zugänglicher Schachtmündung anderen Ausführenden vorzuziehen sind.

Ein ebenso einfaches, wie sicheres Mittel, den Fehler eines nicht gut arbeitenden Kleinkuppelofens festzustellen — soweit der Fehler nicht in falschen Abmessungen beruht — ist die Messung der Windmenge während des Verlaufes einer Schmelzung. Durch Richtigstellung der dem Ofenquerschnitte entsprechenden Windmenge und etwa auch

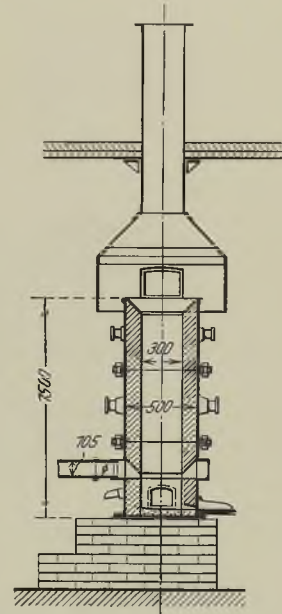


Abb. 131. Älteste Form des Kleinkuppelofens.

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 144.

der Düsenzahl und -form wird man in den allermeisten Fällen Abhilfe schaffen können. Die Düsenmündung soll breit und niedrig sein, denn bei so kleinen Öfen kommt es ganz besonders darauf an, die Verbrennungs- und Schmelzzone möglichst niedrig zu halten. Eine Form ähnlich der in Abb. 165 (S. 110) wiedergegebenen dürfte am geeignetsten sein.

Da die Kleinkuppelöfen infolge ihres geringen Durchmessers nicht von innen befahren werden können, mußte man ihren Schacht auf andere Weise zugänglich machen und entwickelte dabei drei Hauptausführungsformen. Die älteste und einfachste ist in Abb. 131 in einem Schnitte wiedergegeben¹⁾. Der Mantel besteht aus einzelnen gußeisernen

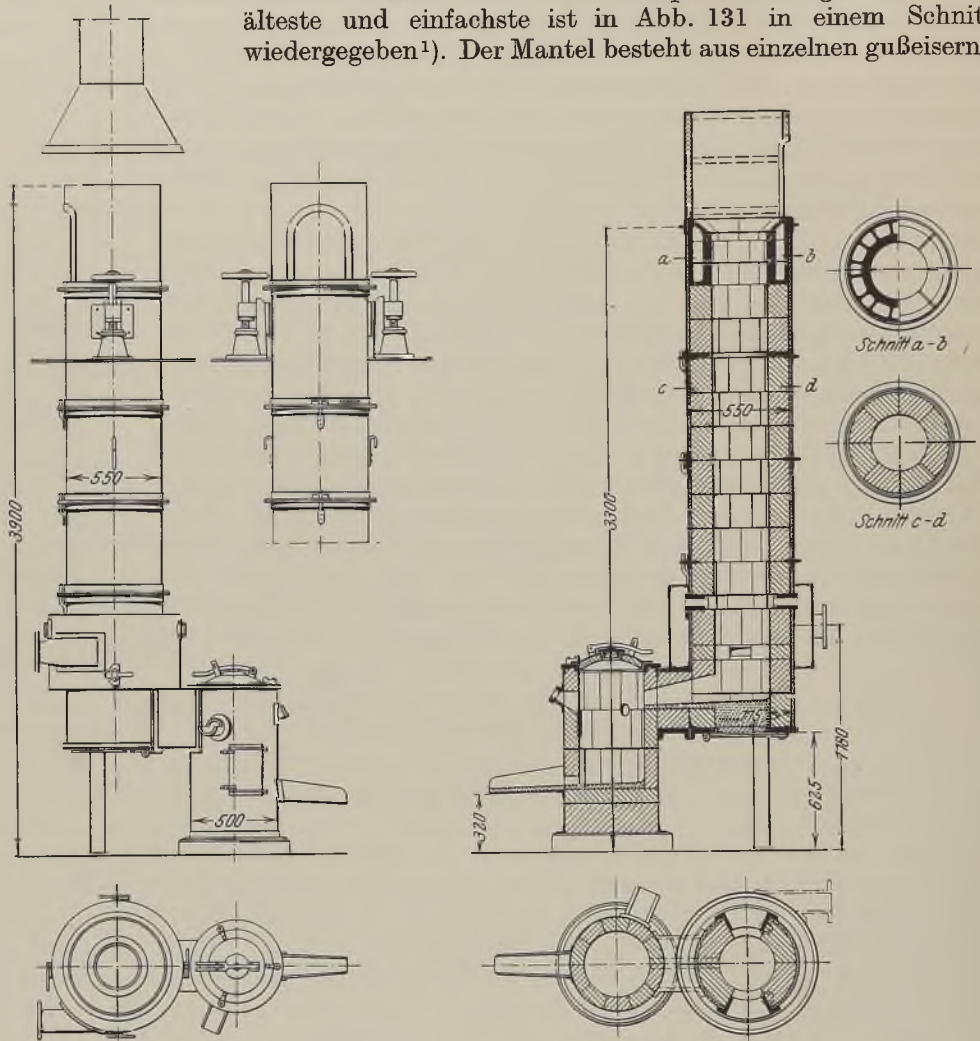


Abb. 132. Kleinkuppelofen (Ansicht).

Abb. 133. Kleinkuppelofen (Schnitt).

Ringen mit Tragzapfen, an denen die Ringe mit einem Hebezeug einzeln abgehoben werden können. Auf gleicher Grundlage beruht der in Abb. 132 und 133 in Ansicht und im Schnitt ersichtliche Kleinkuppelofen²⁾. Sein Oberteil wird mit Schrauben hochgehoben, worauf die Zwischenstücke an seitlich festgenieteten Haken abgehoben werden. Abb. 134 zeigt einen kippbaren Kleinkuppelofen³⁾ und Abb. 135 einen Kuppelofen, dessen Oberteil mittels Hebeldruckes gehoben und dann seitlich gerollt wird³⁾.

¹⁾ Nach einer Ausführung der Badischen Maschinenfabrik in Durlach.

²⁾ Nach einer Ausführung von Krigar & Ihssen in Hannover.

³⁾ Nach einer Ausführung von L. W. Bestenbostel & Sohn in Bremen.

Die Handhabung der in einzelnen Ringen abhebbaren Öfen ist etwas umständlich, noch umständlicher die Ausmauerung eines wagerecht gekippten Schachtes. Am besten bewähren sich die Öfen mit ausfahrbarem Oberteile. Man stattet sie vorteilhaft mit einer an Rollen auf und ab bewegbaren Rauchhaube aus, um die Abgase bequem fortzuleiten und doch das Schachtinnere jederzeit mit Stahlstangen bearbeiten zu können.

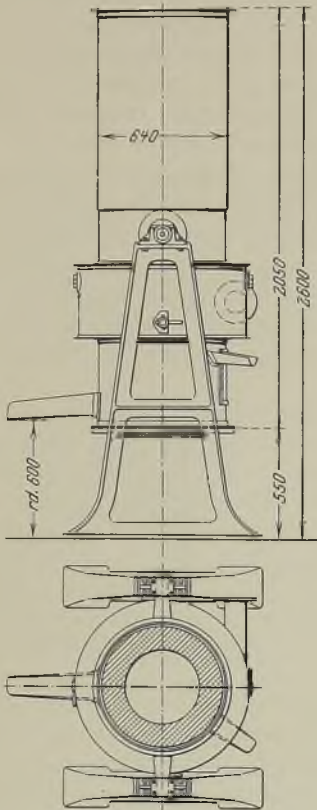


Abb. 134. Kippbarer Kleinkuppelofen.

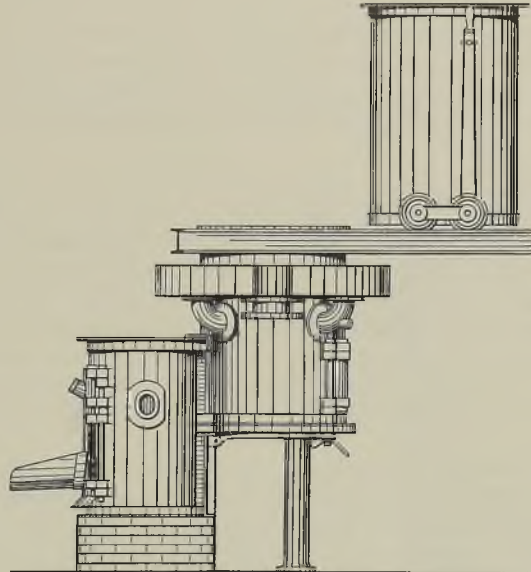


Abb. 135. Kleinkuppelofen mit ausfahrbarem Oberteil.

Das Kuppelofenfutter.

Entsprechend den verschiedenen Beanspruchungen in einzelnen Zonen des Kuppelofens sind zur Herstellung des feuerfesten Futters — der Schachtausmauerung — Stoffe von verschiedener Güte erforderlich. Im Herde sowie in der Verbrennungs- und Schmelzzone treten dreierlei Einflüsse auf, 1. hohe Temperatur des Schmelzvorganges, 2. chemische Wirkungen der flüssigen Schlacke und 3. Reibung durch die stetig sinkende Schmelzsäule. Am meisten leidet darunter eine Zone, die etwa 150—750 mm über der Windeinströmung liegt. Weiter unten, im Herde herrscht eine um 100—200° niedrigere Temperatur. Dort ist auch die Reibungsbeanspruchung geringer, weil nur noch der weich gewordene Koks wirken kann. Oberhalb der Schmelzzone nimmt die Wärme rasch ab. In einer Höhe von etwa 2,5 m über der Windeinströmung ist sie feuerfesten Steinen von mittlerer Güte nicht mehr gefährlich, um so weniger, als hier auch noch keine flüssige Schlacke auftritt. Dafür kommen die Reibungsbeanspruchungen in dem kurzen Abschnitt von der Gichtöffnung bis auf 1 m unterhalb zur vollen Geltung, wo zur gewöhnlichen Reibung eine verstärkte Beanspruchung durch den Anprall der gegen die Schachtwand kollernenden Gichtstoffe tritt.

Den Beanspruchungen der Herd-, Verbrennungs- und Schmelzzone widerstehen Quarzschamottesteine¹⁾ am besten. In der Schmelzzone, weniger aber im Sammelherde, haben sich auch manche Talkschiefer²⁾ gut bewährt. Von etwa 2¹/₂ m über

¹⁾ S. Bd. I, S. 562, 563.

²⁾ S. Bd. I, S. 566 (Crummendorfer Talkschiefer).

dem Windeinströmungsquerschnitte aufwärts können billige Schamottesteine verwendet werden, vorteilhafter aber ist es, hier Formstücke aus Gußeisen, sog. „eiserne Steine“ (S. 97), zu vermauern. Sie können beim Betriebe auf kaltes Eisen noch tiefer reichen, während sie bei Öfen mit heißem Gange erst in einer etwas höheren Zone einzusetzen sind. Die Praxis lehrt bald das für jeden Ofen richtige Maß. Man beginnt bei der ersten Ausmauerung in mittlerer Höhe und rückt beim nächsten Zustellen höher oder niedriger, je nach dem Befunde während der zwischenliegenden Schmelzzeit. Für den Schacht oberhalb der Gichtöffnung genügen halbfeuerfeste Steine.

Die Stärke des Mauerwerkes schwankt zwischen 150 mm bei kleinen Kuppelöfen von 600 mm lichtigem Durchmesser und 300 mm bei Öfen von 1250 mm Durchmesser und mehr. Stärkere Mauerschichten sind nicht von Vorteil. Sie vermögen die Wärmeverluste durch Strahlung nicht nennenswert zu vermindern und bedingen infolge der größeren Wärmespeicherung rascheres Abschmelzen der Steine. Schon nach dem Abschmelzen von 5 cm, d. h. einer Schachterweiterung um 10 cm ist es am wirtschaftlichsten, das Futter zu erneuern. Der Ofen erhält sonst im Verhältnis zum vergrößerten Querschnitt zu wenig Wind,

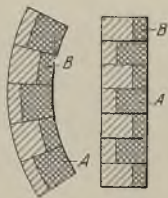


Abb. 136. Zweischichtiges Ofenmauerwerk.



Abb. 137. Prismatische und Radialsteine.



Abb. 138. Gußeiserner Stützring im Ofenmantel.

läßt in seiner Leistung nach und verbraucht mehr Koks. Empfehlenswert ist es, das mit einer Stufenscheibe ausgestattete Gebläse entsprechend dem fortschreitenden Abschmelzen schneller laufen zu lassen und so die Ofenweite vollkommen auszunützen. Man ordnet dann ein zweischichtiges Mauerwerk an. Die äußere Schicht besteht aus geringerwertigen Steinen und greift abwechselnd verzahnt in die innere ein (Abb. 136). Die Mauer kann bis auf einige Zentimeter an den inneren Rand der äußeren Schicht abschmelzen, worauf unter Verwendung der noch nicht zur Hälfte abgeschmolzenen langen Steine A als Halbstücke B und der gesamten äußeren Steine das Futter neu aufgeführt wird. Solche Anordnungen sind bei Stahlwerkskuppelöfen gebräuchlich, die solange ununterbrochen betrieben werden, wie das Mauerwerk standhält. Hier kommen noch wesentlich größere Wandstärken vor, wenn auch gegenwärtig große Öfen mit verhältnismäßig schwachen Mauern nicht mehr selten sind¹⁾.

Radialsteine sind gewöhnlichen prismatischen vorzuziehen, denn nur sie ermöglichen gleichmäßig starke Fugen. Abb. 137 läßt rechts die vom Schachttinneren bei c bis zum Außenrande bei d durchaus gleichmäßige Fuge radialer Steine und links die von a nach b sich rasch erweiternde Fuge prismatischer Steine deutlich erkennen. Sobald das Futter etwas abschmilzt, zermürt der Mörtel, rieselt aus, und das Feuer hat in den leeren Fugen neue Angriffsflächen, die den Stein rasch zugrunde gehen lassen. Zwischen dem Mauerwerk und dem Ofenmantel wird ein Zwischenraum von etwa 5 cm frei gelassen, den man mit schlecht leitenden und leicht zusammendrückbaren Stoffen, wie Asche oder mageren Formsand, vollstampft. Das Mauerwerk kann sich dann ausdehnen, ohne einen gefährlichen Druck auf den Mantel auszuüben, und zugleich wird ein besserer Wärmeschutz erreicht.

Das Mauerwerk des Sammelherdes und der Verbrennungs- und Schmelzzone ruht auf einer gußeisernen Platte, auf der gewöhnlich auch der Mantel festgeschraubt ist. Oberhalb der Schmelzzone dienen gußeiserne Ringe, welche lose auf Winkeln ruhen, die am Blechmantel festgemacht sind (Abb. 138), als Stütze. Man kann so die unteren

¹⁾ Auf einem unserer ersten Stahlwerke haben sich Kuppelöfen von 3000 mm l. W. mit 320 mm Mauerstärke gut bewährt.

Schichten erneuern, ohne das ganze Mauerwerk herausreißen zu müssen. Die Tragringe müssen lose aufliegen, um der Bewegung des Mauerwerks zu folgen, ohne den Mantel zu beanspruchen.

Vor dem Einmauern werden die Steine in der richtigen Anordnung zusammengestellt und durch Abschleifen zum genauen Passen gebracht. Je enger die Fugen werden, desto länger hält das Mauerwerk. Der verwendete Mörtel wird ganz dünn aus $\frac{1}{3}$ Schamottmehl, etwas feuerfestem Ton und $\frac{2}{3}$ feinem scharfem Sand angemacht. Das Eisen- und das Schlackenloch, sowie die Öffnungen für die Düsen werden ausgespart, häufig setzt man auswechselbare Formsteine ein. Mitunter werden die gußeisernen Düsen unmittelbar eingemauert. Schließlich werden die Fugen, soweit sie vom Schachtinnern zugänglich sind, mit einem etwas dickeren Mörtel, dem mehr feuerfester Ton und etwas Graphit zugesetzt wurden, sorgfältig verkittet. Durch Aufkochen in einem Kessel erhält der Mörtel wesentlich größere Bindekraft und Haltbarkeit.

Eiserne Kuppelofensteine sind stets hohl. Mitunter versteht man sie mit seitlichen Arbeitsleisten, um sie leichter abrichten zu können (Abb. 139). Um die Ausdehnung nicht zu behindern, setzt man in jede Reihe einen Schamottestein oder sorgt an ein oder zwei Stellen des Umfanges für Lehmfugen von mindestens 2 cm Breite. Wenn die Schicht eiserner Steine über 1 m hoch wird, empfiehlt es sich, — wiederum zur Schaffung ungehemmter Ausdehnung — in ihrer Mitte einen Kranz von Schamottesteinen einzuschieben. Eiserne Steine werden in starkem Mörtel vermauert. Ihre Höhlung und den Raum zwischen ihrem Rücken und dem Blechmantel stampft man mit magerem Formsand aus.

Für Öfen mit gegen die Gichtöffnung zu sich verengendem Schacht verwendet man eiserne Steine nach Otto Brossard, die eine Verjüngung desselben erlauben¹⁾. Diese Steine erhalten Nuten, durch welche die aufeinander folgenden Schichten einen festen Verband gewinnen, da das obere Ende des senkrechten Teiles eines jeden Steines in den darüber befindlichen wagerechten Teil des Gegensteines eingreift. Die Oberkante der tieferliegenden Steine springt gegen die höher lagernden Steine etwas zurück (Abb. 140), wodurch der Schacht trichterförmige Gestalt erhält.

Das Kuppelofenfutter kann auch aus feuerfester Masse aufgestampft werden. Man verwendet dazu feuerfeste Tone, Schamotte und scharfen Sand in sehr verschiedenen Mischungsverhältnissen. Gut bewährt hat sich eine Mischung von Kaolin mit grobkörnigem, völlig kalk- und tonfreiem Flußsand. Die Masse darf nur mit so viel Wasser angemacht werden, daß sie eben plastisch wird; ein größerer Wassergehalt befördert die Bildung von Rissen während des Trocknens.

Zur Formgebung verwendet man eine Lehre, die sich um eine in der Ofenmitte aufgestellte und festgespannte Spindel dreht, oder eine kurze Modelltrommel, die entsprechend der fortschreitenden Stampfarbeit entweder freihändig oder an einer Spindel oder mittels eines Seiles, das über eine Rolle oberhalb des Schachtes läuft, hochgezogen wird. Gestampfte Ofenfutter sind zwar bei einmaliger Herstellung viel billiger als solche aus besten Schamottesteinen, werden aber auf die Dauer teurer, denn ihre Widerstandsfähigkeit ist geringer. Der nur von einer Seite wirkende Trocknungsvorgang vermag nicht den von allen Seiten gleich wirksamen Ofenbrand zu ersetzen. Von den Freunden des Ausstampfens wird der Vorteil völliger Fugenvfreiheit eines gestampften Ofenfutters betont. Dieser Vorzug ist allerdings gestampften Ofenfuttern eigen und kann genügend schwer wiegen, um einem guten Stampffutter gegenüber allen nicht ganz erstklassigen Ausmauerungen den Vorzug zu geben. Bei Ausmauerungen kommt, wie bereits oben

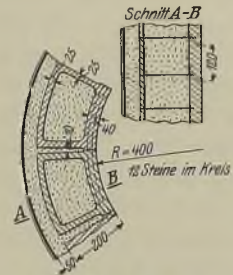


Abb. 139. Eiserne Kuppelofensteine.

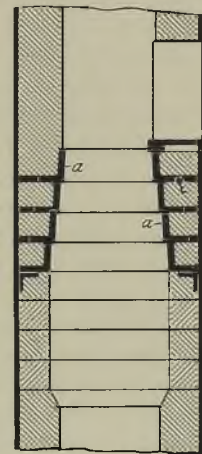


Abb. 140. Brossardsteine.

¹⁾ D.R.P. Nr. 311 848.

erwähnt, neben der Güte der Steine auch deren Form recht wesentlich in Frage. Eine Ausmauerung, deren Radian nicht genau nach dem Mittel laufen, so daß die seitlichen Fugen nicht entlang der ganzen Seitenfläche des Steins einander vollkommen decken, wird bei Verarbeitung auch der besten Steine sehr bald in den Fugen ausgefressen werden.

Saure Stampfmassen sind für Betriebe zu empfehlen, die ohne Beeinflussung der Schlacke mit gutem Koks und mit in Sandformen gegossenem Roheisen arbeiten. Dagegen sind in Fällen nachfolgender chemischer Beeinflussung des Eisens zwecks Erzielung von Vergütungswirkungen tonreichere Massen vorzuziehen.

Die Rohstoffe sind vor dem Anmachen der Masse gut durchzusieben. Um beste Trockenwirkung zu erzielen, werden in Abständen von etwa 200 mm Rundeisen von 15–20 mm Durchmesser eingestampft und vor Beendigung des Trocknens wieder ausgezogen. Langsames Trocknen liefert wesentlich haltbareres Futter. Man rechnet für gute Trocknung eines mittleren Kuppelofens mit etwa 90 Stunden Trockenzeit. Ein neu ausgestampfter Ofen soll sofort in Betrieb genommen werden. Wo das nicht angeht, schließt man den Schacht dicht ab und hält ihn bis zum Betriebsbeginn durch ein mäßiges Feuer etwas warm.

Das wirksamste Mittel zur Verlängerung der Lebensdauer des Ofenfutters bildet seine gründliche Ausbesserung nach jeder Schmelzung. Man soll daher, wo immer es angeht, einen Kuppelofen nur einen Tag über den anderen betreiben. Dann kann der Schacht genügend abkühlen, um gründlich untersucht und mit Ruhe und Sorgfalt ausgebessert zu werden. Zunächst müssen die Fugen nachgesehen und, wo sie gelockert erscheinen, ausgekratzt und neu verkittet werden. Stößt man dabei auf zermürbte Steine, so entfernt man sie und setzt neue ein. Ein gleichmäßig dünner Schlackenbezug wird geschont, denn er bildet ein gutes Schutzmittel. Beträchtlichere Schlackenansätze müssen entfernt werden; sie können die kommende Schmelzung von vornherein ungünstig beeinflussen. Das Auftragen dicker Mörtelschichten zum Ausgleich ausgebrannter Stellen ist im allgemeinen nicht zu empfehlen. Sie werden meist weggenommen, sobald die neue Schmelzung richtig in Gang kommt. Dagegen bewährt sich ein dünner Auftrag aus Klebsand, Kaolin und Ton, aus Ton und Schamotte oder auch aus Quarztonsand, Schamotte und Tonsand — je nach der Beschaffenheit der Schlacke — als ein gutes Schutzmittel. Solche Schutzbeläge dürfen nur unmittelbar auf den Stein, nicht auf einen Schlackenbezug aufgetragen werden. Von großer Wichtigkeit ist das allmähliche und gründliche Trocknen aller ausgebesserten Teile und Schutzanstriche. Je tiefer in das Mauerwerk eingegriffen wurde, um so sorgfältiger muß getrocknet werden.

Sobald die Ausbesserung schadhafter Stellen nicht mehr durch Erneuerung einzelner Teile des Futters möglich ist, oder sobald letzteres ringsum um mehr als 5 cm abgeschmolzen ist, tut man am besten, das Mauerwerk bis zum nächsten Stützring ganz zu erneuern. Die entstehenden Auslagen kommen durch Koksersparnisse, durch heißes Eisen und durch gleichmäßig gute Schmelzleistung des Ofens reichlich wieder herein.

In einem Kuppelofen von 1000 mm lichtem Durchmesser, der jeden zweiten Tag während drei bis vier Stunden 15–20 t heißes Eisen schmelzt, hält gutes Mauerwerk in der Schmelzzone $\frac{1}{2}$ – $\frac{3}{4}$, im Herde 1– $1\frac{1}{2}$ Jahre stand.

Vorherde.

Ein Sammelherd, der nicht unter, sondern neben dem Schmelzschacht angeordnet ist, wird als Vorherd bezeichnet. Der Vorherd bietet dem gewöhnlichen Sammelherd gegenüber eine Reihe von Vorzügen und hat infolgedessen in stetig wachsendem Maße Verbreitung gefunden.

Der Vorherd sichert gleichmäßiges Nachrücken der Schmelzsäule und in der Folge gleichmäßig warmes Eisen und sparsamen Koksverbrauch. Bei Kuppelöfen mit gewöhnlichem Sammelherd ist der Niedergang der Schmelzsäule ganz unregelmäßig. Solange das Stichloch geschlossen ist und das flüssige Eisen im Herde immer höher steigt, wird das Sinken der Schmelzsäule gehemmt, während des Abstiches dagegen zu fast plötzlichem

Sturze beschleunigt. Dadurch verschiebt sich die Schmelzzone fortwährend. Nach größeren Abstichen gelangt ungenügend vorgewärmtes Eisen in die Schmelzzone, und der nächste Abstich fällt kälter aus. Trotz des matteren Eisens wird der Abbrand größer, weil das schmelzende Eisen in einen wenig gekohlten Gasstrom gerät. Die richtige Lage der Schmelzzone stellt sich erst allmählich wieder ein, und bis dahin kommt die Wärme des verbrennenden Koks nicht zur vollen Geltung.

Bei Anordnung eines Vorherdes können dagegen die Verbrennungs- und Schmelzvorgänge vom Anfang bis zum Ende durchaus gleichmäßig verlaufen. Zudem kann das Eisen länger warm gehalten werden als in der Pfanne, weil die starken, ausgemauerten Wände des Vorherdes besser die Wärme zusammenhalten, als die dünne Wandung einer Gießpfanne, und weil insbesondere die mit feuerfesten Steinen geschützte Decke einen sehr wirksamen Wärmeschutz bildet. Bei ausreichend hoch gelegenen Düsen wirkt zudem eine selbsttätige Heizung vom Schmelzschachte aus ununterbrochen auf die Oberfläche des Eisenbades.

Einer der wesentlichsten Vorzüge des Vorherdes beruht auf seinem Einflusse auf die chemische Zusammensetzung des Eisens. Er entzieht es nach dem Schmelzen rascher dem Einflusse des festen Brennstoffes und bewirkt seine gleichmäßige Mischung. Wenn eine Gattierung aus Bestandteilen von verschiedener Schmelzbarkeit besteht, kann es auch bei sachgemäßer Gattierung vorkommen, daß Abstiche erfolgen, deren Eisen verschieden zusammengesetzt ist. Werden die einzelnen Abstiche zu kleinen Gußstücken vergossen, so können diese recht verschieden ausfallen und unter Umständen zum Teil unbrauchbar sein. Sammelt man aber das Eisen im Vorherde, so tritt ein Ausgleich ein. In welchem Umfange dies zutrifft, hat Wüst durch eine Reihe eingehender Versuche nachgewiesen ¹⁾. Die Untersuchung des Eisens von 10 Abstichen aus einem gleichmäßig

Zahlentafel 11.

Zusammensetzung der Abstiche eines Kuppelofens ohne Vorherd.

Abstich	Gesamt-Kohlenstoff	Silizium	Mangan	Phosphor	Schwefel
	%	%	%	%	%
1a	3,65	0,53	0,21	0,140	0,166
1b	3,88	0,56	0,21	0,139	0,183
2	3,49	0,54	0,21	0,130	0,148
3	3,44	0,47	0,23	0,127	0,143
4	3,51	0,43	0,19	0,127	0,150
5	3,50	0,46	0,24	0,142	0,143
6	3,49	0,51	0,31	0,139	0,143
7	3,50	0,45	0,22	0,142	0,143
8	3,54	0,46	0,21	0,143	0,145
9	3,43	0,45	0,21	0,138	0,141
10	3,49	0,54	0,24	0,163	0,141
Mittel	3,51	0,49	0,22	0,139	0,147
Größte Abweichung vom Mittel	} 0,11	0,6	0,09	0,024	0,027
Abweichungen in %	3,1	12,5	40,9	17,3	18,4

gattierten Ireland-Kuppelofen ohne Vorherd ergab die in der Zahlentafel 11 ersichtlichen Zusammensetzungen, die zum Teil recht beträchtlich vom Durchschnittswerte abweichen. Vier weitere Versuchsschmelzungen von je 3000 kg in zwei Öfen von 800 mm Durchmesser ohne Vorherd und in zwei Öfen von 700 mm mit Vorherd ergaben die Durchschnittswerte der Zahlentafel 12. Noch deutlicher treten die prozentualen Schwankungen in der Übersichtszusammenstellung, Zahlentafel 13, zutage. Der Kohlenstoffgehalt zeigt nur

¹⁾ F. Wüst: Kuppelofen mit Vorherd oder ohne Vorherd? Stahleisen 1903, S. 1077 u. f.

Zahlentafel 12.

Zusammensetzung von Versuchschmelzen in Kuppelöfen ohne und mit Vorherd.

		Gesamt- Kohlen- stoff %	Silizium %	Mangan %	Phosphor %	Schwefel %
Kuppelofen II 800 mm \varnothing ohne Vorherd	Durchschnittsanalyse	3,68	1,10	0,93	0,277	0,105
	Größte Abweichung vom Mittel	0,10	0,12	0,11	0,196	0,070
	„ „ in % . .	2,8	10,09	11,80	70,800	9,500
Kuppelofen III 800 mm \varnothing ohne Vorherd	Durchschnittsanalyse	3,56	1,27	0,64	0,37	0,137
	Größte Abweichung vom Mittel	0,16	0,16	0,28	0,16	0,032
	„ „ in % . .	4,5	12,6	43,80	43,30	23,400
Kuppelofen IV 700 mm \varnothing mit Vorherd	Durchschnittsanalyse	3,56	1,97	0,67	0,83	0,083
	Größte Abweichung vom Mittel	0,11	0,07	0,05	0,19	0,005
	„ „ in % . .	3,1	3,6	7,10	24,10	6,000
Kuppelofen V mit Vorherd	Durchschnittsanalyse	3,16	2,25	0,62	1,188	0,119
	Größte Abweichung vom Mittel	0,08	0,05	0,05	0,025	0,009
	„ „ in % . .	2,5	2,2	8,10	2,100	7,600

geringe Schwankungen, um so größer sind die Unterschiede bei den anderen Bestandteilen. Sie betragen bei den Kuppelöfen ohne Vorherd ein Mehrfaches derjenigen bei den Kuppelöfen mit Vorherd. Die Erklärung ist nicht schwierig. Vor den Formen wird stets eine gewisse Menge oxydierender Gase vorhanden sein, die auf das geschmolzene Eisen einwirken und Eisenoxydul bilden, das in die Schlacke geht. Aus der Schlacke wird es durch das Silizium und Mangan wieder reduziert und in das Eisenbad zurückgeführt. Infolgedessen ist die Menge der über dem Eisenbade stehenden Schlacke von

Zahlentafel 13.

Zusammenstellung der prozentualen Schwankungen der Abstiche aus Kuppelöfen ohne und mit Vorherd.

Bezeichnung des Kuppelofens	Gesamt- Kohlenstoff %	Silizium %	Mangan %	Phosphor %	Schwefel %
Ohne Vorherd I	3,1	12,5	49,9	17,3	18,4
„ „ II	2,8	10,1	11,8	70,8	9,5
„ „ III	4,5	12,6	43,8	43,3	23,4
Mit Vorherd IV	3,1	3,6	7,1	24,1	6,0
„ „ V	2,5	2,2	8,1	2,1	7,6

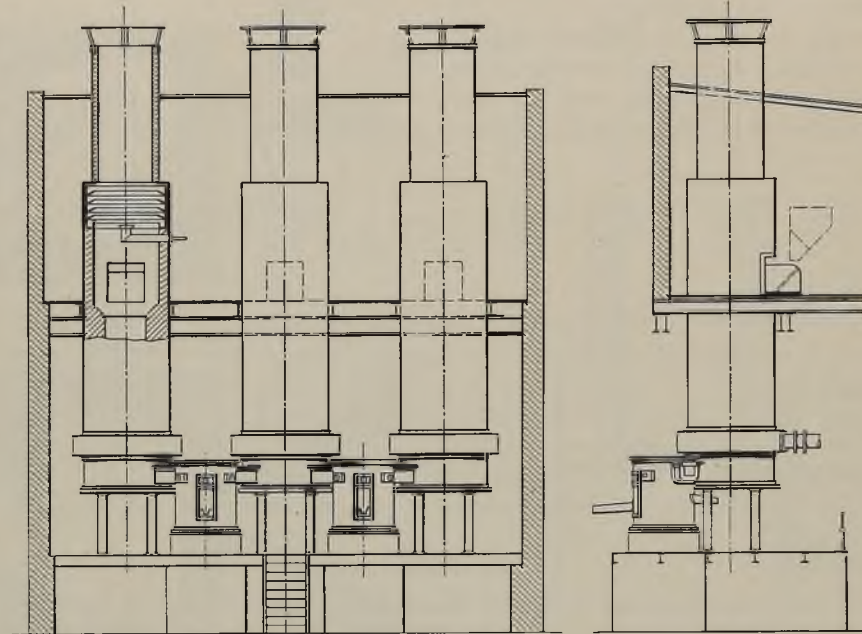
Einfluß auf den Mangan- und Siliziumgehalt. Wenn das Eisen hoch im Herde steht, bleibt die Schlacke nicht lange in Berührung mit dem flüssigen Eisen, und Silizium wie Mangan können weniger wirken.

Im Ofen mit Vorherd findet zwar auch eine Berührung zwischen flüssigem Eisen und Schlacke statt, doch ist der Wechsel zwischen der Menge des flüssigen Eisens und der Schlacke nicht so häufig. Da das Eisen länger im Vorherd bleibt, kann ein vollständigerer Ausgleich zwischen den unteren und den oberen, etwas gefrischten Schichten des Bades erfolgen.

Die großen Schwankungen im Phosphorgehalt bei den vorherdlosen Kuppelöfen II und III sind entweder ungleichmäßigem Niedergehen der Beschickung oder Unregelmäßigkeiten bei der Begichtung zuzuschreiben. Abgesehen von Ofen I, dessen Eisen nur geringe Mengen von Phosphor enthält, zeigt sich auch hier eine beträchtliche Überlegenheit des Vorherdkuppelofens. Die Analysen des Eisens von Kuppelofen Nr. V besagen, daß es möglich war, Eisen mit nicht viel mehr als 3% Gesamtkohlenstoff zu

Wärme vom Ofenschacht erst bei Erreichung einer bestimmten Höhe voll wirksam wird. Der Querschnitt wird meist gleich dem der Verbrennungszone gemacht, doch halten Vorherde größerer Kuppelöfen, etwa von 1000 mm Durchmesser an aufwärts, auch mit dem anderthalbfachen Querschnitte das Eisen noch durchaus warm. Eine Verbreiterung ist infolge der schützenden Decke und der Hitzewirkung vom Schmelzschachte weniger gefährlich als eine Vertiefung.

Der Vorherd erhält rechteckigen oder runden Querschnitt. Beide Formen haben sich gut bewährt. Die Ummantelung besteht bei runden Vorherden gewöhnlich aus



vom Geblüse

Abb. 144.

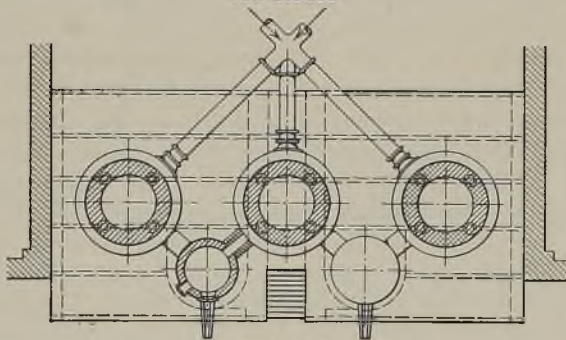


Abb. 143.

Abb. 143 u. 144. Ausstattung von drei Kuppelöfen mit zwei Vorherden nach Rein.

Blech, bei rechteckigen aus zusammengeschraubten gußeisernen Platten. Die Decke wird am besten durch ein Gewölbe aus feuerfesten Steinen gebildet. Wenn die Türe mit dem Abstich- und Schau-Loche zur täglichen Instandsetzung des Vorherdes breit genug ist, erübrigt sich eine Öffnung in der Decke. Gutgepflegte Vorherde haben bei täglich drei- bis vierstündigem Schmelzen schon länger als zehn Jahre mit einer Ausmauerung standgehalten.

Im allgemeinen dient ein Vorherd nur einem Kuppelofen. Nach einer Anordnung von C. Rein in Hannover können aber auch drei Kuppelöfen mit zusammen nur zwei Vorherden ausgerüstet werden (Abb. 143 u. 144).

Der Vorherd von Löhne (Abb. 145) kann mittels einer Drehvorrichtung gekippt

werden¹⁾. Er besteht aus einem Eisensammler mit Schlackenabscheider. Das Abstechen und Stopfen sowie das Verspritzen von Eisen während des Abfallens wird vermieden. Das Eisen kann gefahrlos in starkem Strahle in die Gießpfannen umgegossen werden,

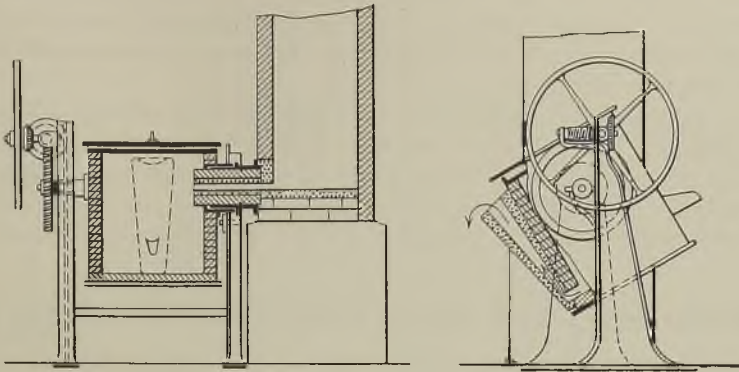


Abb. 145. Vorherd nach Löhe.

wodurch es etwas wärmer bleibt. Dafür wird es im Vorherd abgekühlt, der infolge seiner mangelhaften Verbindung vom Schmelzschachte aus nicht nennenswert geheizt wird. Den schwächsten Teil der Anordnung bildet der Schlackenabscheider, der infolge von Verstopfungen leicht Betriebsstörungen veranlaßt²⁾.

Der ölgefeuerte, fahrbare Vorherd nach Hurst.

Die Anordnung eines ölgefeuerten Vorherdes ermöglicht eine weitgehende Überhitzung des aus dem Ofen geflossenen Eisens. Abb. 146 läßt das äußere Bild eines solchen von Hurst eingeführten Vorherdes erkennen, während Abb. 147 die Wirkung des Öl-brenners zeigt³⁾. Die vier Brenner werden mit Rohöl gespeist und erhalten die Verbrennungsluft aus der Windleitung des Kuppelofens; sie sind parallel zueinander angeordnet, um eine möglichst große Oberfläche des Eisenbades im Vorherd

bestreichen zu können. Die Brenner sind für Niederdruck gebaut und werden von einem höhergelegenen Ölbehälter aus gespeist. Im vorliegenden Falle handelt es sich um einen kleineren Kuppelofen von etwa 2,5 t stündlicher Schmelzung, für den ein Winddruck von 500 mm W.S. ausreicht. Das Gebläse vermag daher die Brenner mit Luft von demselben Drucke zu speisen. Das Eisen fließt in einem dünnen Strom durch

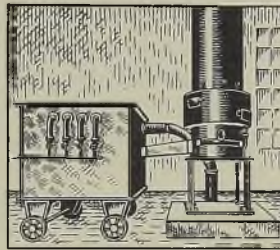


Abb. 146. Ölgefeuerter fahrbarer Vorherd nach Hurst.

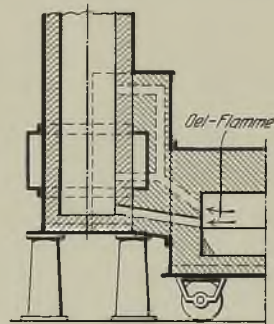


Abb. 147. Wirkung des Öl-brenners.

mehrere Öffnungen in den Vorherd, wobei die Flammen der Öl-brenner über die Oberfläche des Metallbades hinwegstreichen. Eine andere Verbindung zwischen Vorherd und Kuppelofen gestattet die Ableitung der heißen Gase unmittelbar zur Schmelzzone oder über diese hinweg in eine höhergelegene Ofenzone. Dadurch wird ein heißeres Schmelzen und zugleich eine vollkommenere Ausnutzung des zum Überhitzen des Bades im Vorherd aufgewendeten Brennstoffes erreicht. Zur Anwärmung des kalten Vorherdes werden alle vier Brenner betrieben; die Anwärmezeit bis zur guten Rotglut beträgt etwa eine Stunde. Erst nach genügender Erhitzung des Vorherdes wird auch im Ofen Wind gegeben und dann

¹⁾ Stahleisen 1910. S. 929.

²⁾ Verschiedene Ausführungen sind in Gieß.-Zg. 1911. S. 404—407 beschrieben und abgebildet.

³⁾ Foundry Trade Journal 1925. Nr. 469. p. 146.

entsprechend dem Vollaufen des Herdes ein Brenner nach dem anderen abgestellt. Der Vorherd ruht auf Laufrädern, so daß er unschwer zwecks Ausbesserung oder aus sonstigen Gründen verschoben werden kann. Auf der dem Kuppelofen gegenüberliegenden Schmalseite ist er gleich jedem anderen Vorherde mit einer Verschlusstüre, die eine Abstichrinne trägt, versehen. Bei einer Gießdauer von täglich 6 Stunden beträgt der Ölverbrauch einschließlich des Anheizens 22—36 l je Stunde; der Gesamtverbrauch hängt von der Menge des behandelten Eisens ab.

Ein solcher ölgeheizter Vorherd bietet in mancher Beziehung die Vorteile eines Siemens-Martin-Ofens. Er ermöglicht die Verarbeitung starker Stahlzuschläge, d. h. eines Eisens mit Kohlenstoffgehalten bis herunter zu 2,5%. Auch reine Stahlschmelzungen mit Siliziumzusätzen, die einen Endgehalt von 0,5% Silizium ermöglichen, mit nur 2,0% Kohlenstoff, lassen sich auf eine zum Gießen ausreichende Wärme bringen.

Vorkehrungen zur Rauch- und Funkenbeseitigung.

Zur Ableitung der ausströmenden Gase, der ausgeworfenen Funken und der beim Ausblasen entstehenden Flamme versieht man die Kuppelöfen mit Essen, Funkenkammern oder Einspritzvorrichtungen.

Die Esse besteht häufig mit dem Blechmantel des Schmelzschachtes aus einem Stücke, das nur durch eine Öffnung zur Aufgabe der Gichtstoffe unterbrochen ist. Man macht sie je nach dem Ofendurchmesser, dem beabsichtigten Winddruck und der Empfindlichkeit der Nachbarschaft 4 bis etwa 15 m hoch. Im unteren Teile wird sie mit billigen feuerfesten Steinen ausgemauert, von 3—5 m oberhalb der Gichtöffnung an bleibt das Futter weg, denn von da an ist die beim Ausblasen auftretende Stichflamme

nicht mehr gefährlich. Der lichte Durchmesser des Futter wird größer gemacht als der des Schachtes, um die Geschwindigkeit der Abgase zu verringern und mitgerissenen Auswurf zum Rückfall zu bringen.

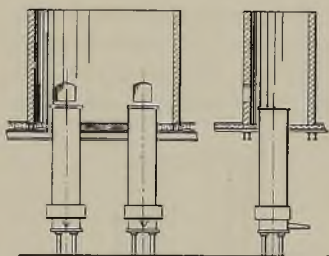


Abb. 148. Kuppelöfen mit offener Funkenkammer.

Weitaus wirksamer als gewöhnliche Essen sind Funkenkammern, die in offener und geschlossener Bauart ausgeführt werden. Abb. 148 zeigt eine offene Funkenkammer einfachster Bauart für zwei Kuppelöfen. Wenn der Raum, den das Mauerwerk umschließt, mindestens den fünffachen Querschnitt des Schmelzschachtes hat, genügt es, die Funkenkammer so hoch zu bemessen wie den Schmelzschacht, um fast jeden Niederschlag in

der Nachbarschaft zu verhüten. Werden die Längswände geneigt angelegt, so daß sich die Kammer nach oben um etwa 10% erweitert, so genügt schon eine beträchtlich geringere Höhe zur Erreichung des gleichen Zweckes. Das Mauerwerk bedarf aber dann einer kräftigen Abstützung aus Flach- und Winkeleisen.

Abb. 149 zeigt die Anordnung einer geschlossenen Funkenkammer¹⁾, aus der die Gase in einen 60 m hohen Fabrikschornstein geleitet werden. Die Anlage beseitigt jeden Auswurf und jede äußerlich sichtbare Flammenwirkung und beugt infolge der starken Zugwirkung des Schornsteins ebenso zuverlässig jeder Explosionsgefahr vor. Ein solcher Schornstein ist aber so kostspielig, daß man sich dazu nur entschließen wird, wenn behördliche Vorschriften jeden anderen Ausweg versperren.

Im allgemeinen leisten Funkenkammern mit seitlich aufgesetzten Schornsteinen fast ebenso gute Dienste. Es muß nur für ausreichende Bemessung des Schornsteins gesorgt werden, damit die Abgase sich nicht stauen und mit der durch die Gichtöffnung eintretenden Luft keine explosiblen Gemenge bilden können. Wichtig ist, die Einwurfplatte unabhängig vom Mauerwerk der Funkenkammer zu lagern, sonst machen die beim Einwurf des Eisens unvermeidlichen Erschütterungen bald das ganze Mauerwerk schadhaf. Der Gefahr wird gründlich begegnet durch Anordnung der Funkenkammer auf

¹⁾ Ausgeführt in der Sächs. Maschinenfabrik, vorm. Rich. Hartmann in Chemnitz.

eigenen Unterzügen oberhalb der Gichtöffnung (Abb. 150)¹⁾. Beachtenswert ist hier die Zuführung von Frischluft durch Schlitze im Abzugschacht, wodurch die Gase abgekühlt und ihre Bewegung verlangsamt wird. Die Ausführung hat den großen Vorzug, die Gichtöffnung in bequemer Weise zugänglich zu machen, was bei Funkenkammern in Gichthöhe nicht so sehr der Fall ist. Nach einer anderen Ausführung (Abb. 151)²⁾ wird die Funkenkammer in geringerer Höhe oberhalb der Gichtöffnung angebracht, um die Gesamthöhe der Anlage zu ermäßigen.

Zur Beseitigung des zurückfallenden festen Auswurfes bringt man unterhalb der Funkenkammer Sammeltrichter aus Eisenblech an, die mittels einer Klappe von Zeit

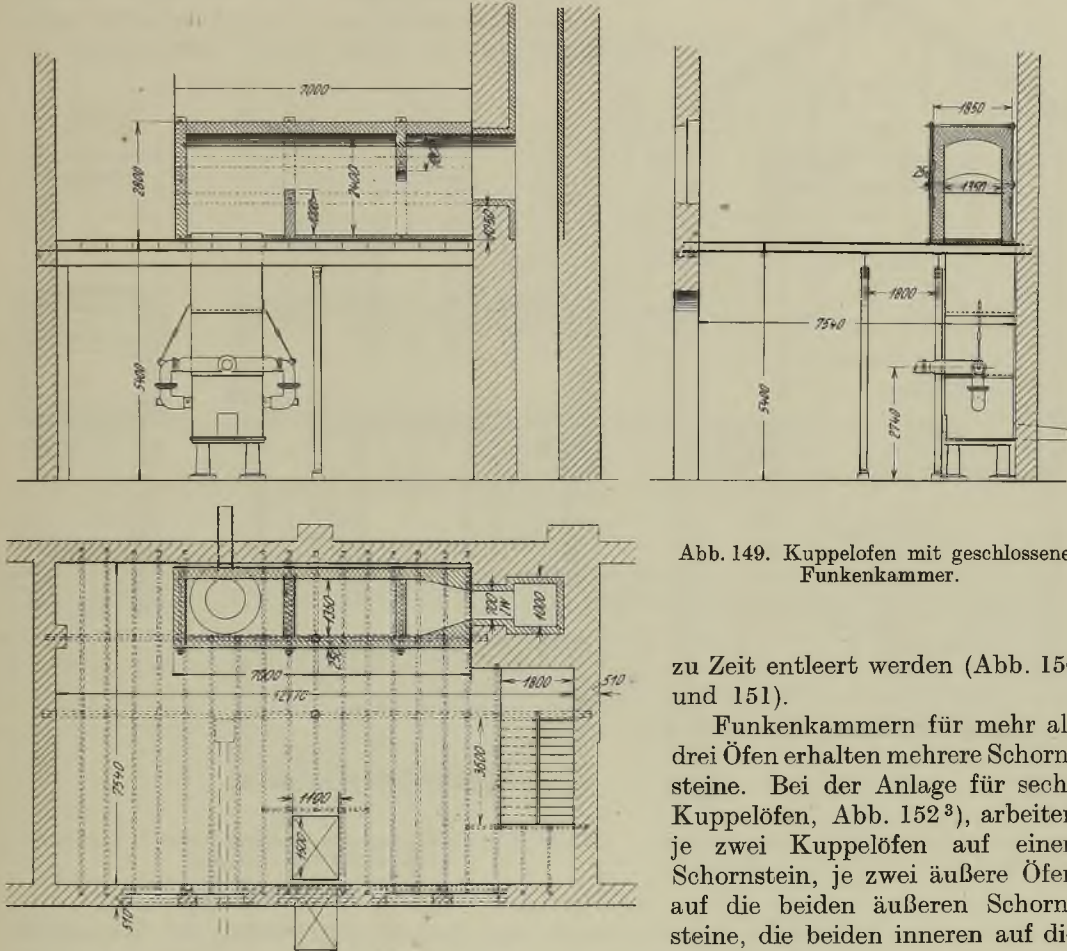


Abb. 149. Kuppelofen mit geschlossener Funkenkammer.

zu Zeit entleert werden (Abb. 150 und 151).

Funkenkammern für mehr als drei Öfen erhalten mehrere Schornsteine. Bei der Anlage für sechs Kuppelöfen, Abb. 152³⁾, arbeiten je zwei Kuppelöfen auf einen Schornstein, je zwei äußere Öfen auf die beiden äußeren Schornsteine, die beiden inneren auf die mittlere Esse.

Bei Funkenkammern, die den Gasabzug durch zu enge oder zu niedrig bemessene Schornsteine oder aus sonstigen Ursachen erschweren, bilden die Gase mit der durch die Gichtöffnung eintretenden Luft leicht explosive Gemenge, oder sie treten in den Gichtraum und gefährden auf die eine oder andere Weise die Mannschaft. Solche, durch falsche Bauweisen verursachte Übelstände führten zu Bemühungen, die Abgase mit Wasser zu reinigen und von mitgerissenen festen Körpern zu befreien. Das erste deutsche Patent auf eine Wassereinspritzeinrichtung wurde im Jahre 1898 der Firma A. Spieß in Siegen erteilt⁴⁾. Die Mündung des Kuppelofens war mit einem aus

¹⁾ Nach einer Ausführung der Badischen Maschinenfabrik in Durlach.

²⁾ Von Krigar & Ihssen in Hannover.

³⁾ Nach einer Ausführung bei Gebr. Sulzer in Winterthur (E. Leber: Stahleisen 1912.

Tafel 6.)

⁴⁾ D.R.P. Nr. 107 979.

Trichter und glockenförmigem Deckel bestehenden Verschlusse versehen (Abb. 153), dessen äußerer Kranz mit Wasser gekühlt wurde, während den beweglichen Deckel b ein feuerfestes Futter gegen die Hitzewirkung der Gichtgase schützte. Die Gase traten durch Schlitze k und sammelten sich im Behälter c, der durch zwei oder drei ringförmige Siebe d in eine obere und eine untere Kammer geteilt war. Um das Durchschlagen der Flamme zu verhüten, rieselte aus Düsen ständig Wasser über die Gitter. Bei einer späteren

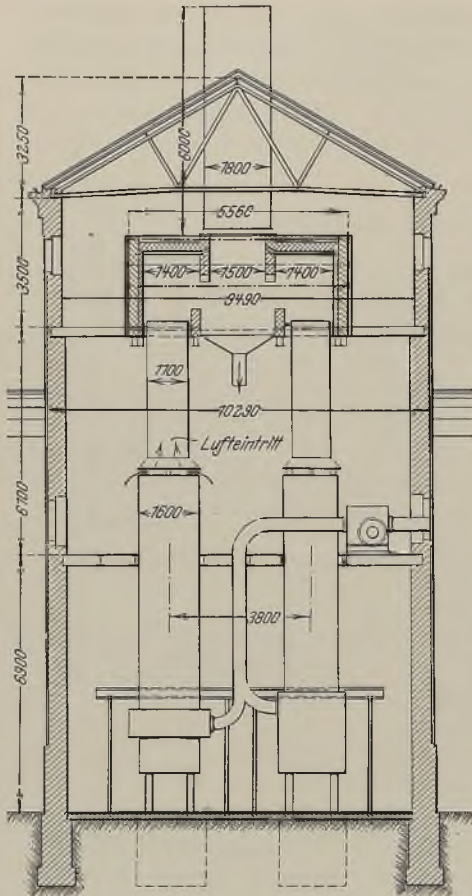


Abb. 150. Anordnung der Funkenkammer auf Unterzügen oberhalb der Gichtöffnung.

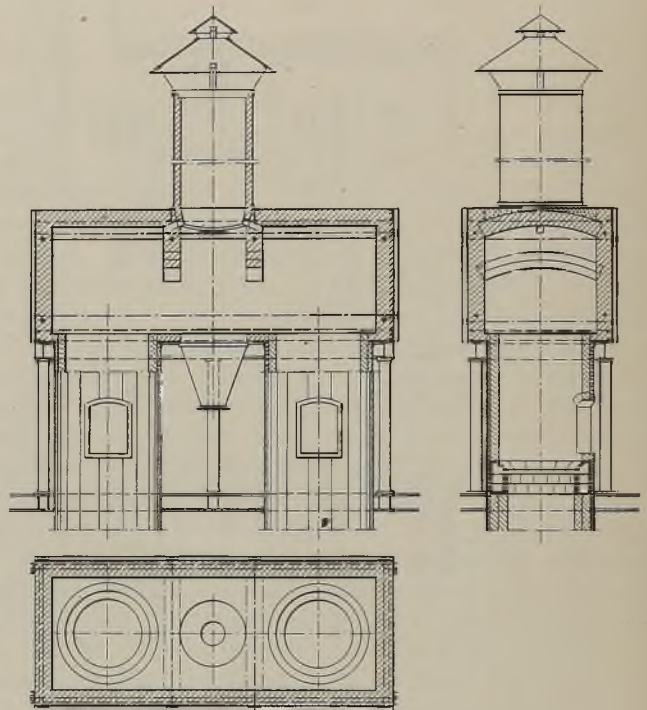


Abb. 151. Anordnung der Funkenkammer bei geringer Gesamthöhe der Anlage.

Siebwiderstände vermehrten Kraftaufwand beim Gebläse, gefährdete die Mannschaft durch Austritt von Gasen während des Gichtens und brachte Betriebsstörungen, sobald übersehen wurde, den am Boden des Behälters sich ansammelnden Auswurf rechtzeitig zu entleeren.

Bessere Erfolge versprach eine im Jahre 1901 von L. Keyling eingeführte und später verbesserte Einrichtung¹⁾ nach Abb. 154. In einiger Entfernung über der Mündung a des Kuppelofens ist ein runder Teller b aufgehängt, der eine Ablenkung der Gichtgase in der Pfeilrichtung bewirkt. Die Streudüse c wirft einen Wasserkegel so auf den Teller b, daß das Wasser beim Rückprall einen geschlossenen Mantel über der freien Durchgangsöffnung bildet, gegen den die Gichtgase gedrückt werden. Dadurch werden mitgerissene feste Bestandteile weggespült und der größte Teil des in den Gasen enthaltenen Schwefels vom Wasser aufgenommen. Das Rohr g führt den Schlamm und die Abwässer einer Reinigungsanlage zu. Der Keylingschen Gichtgasreinigung haftet

¹⁾ D.R.P. Nr. 138 133 u. 138 236.

der Mangel an, daß die Gase nur durch den zurückgeworfenen Wassermantel ziehen. Dieser Mantel ist nicht mehr so dicht wie der von der Düse unmittelbar ausgehende Streukegel, so daß ein Teil der Gase und des festen Auswurfes unbeeinflußt durch die Wasserwirkung ins Freie treten kann.

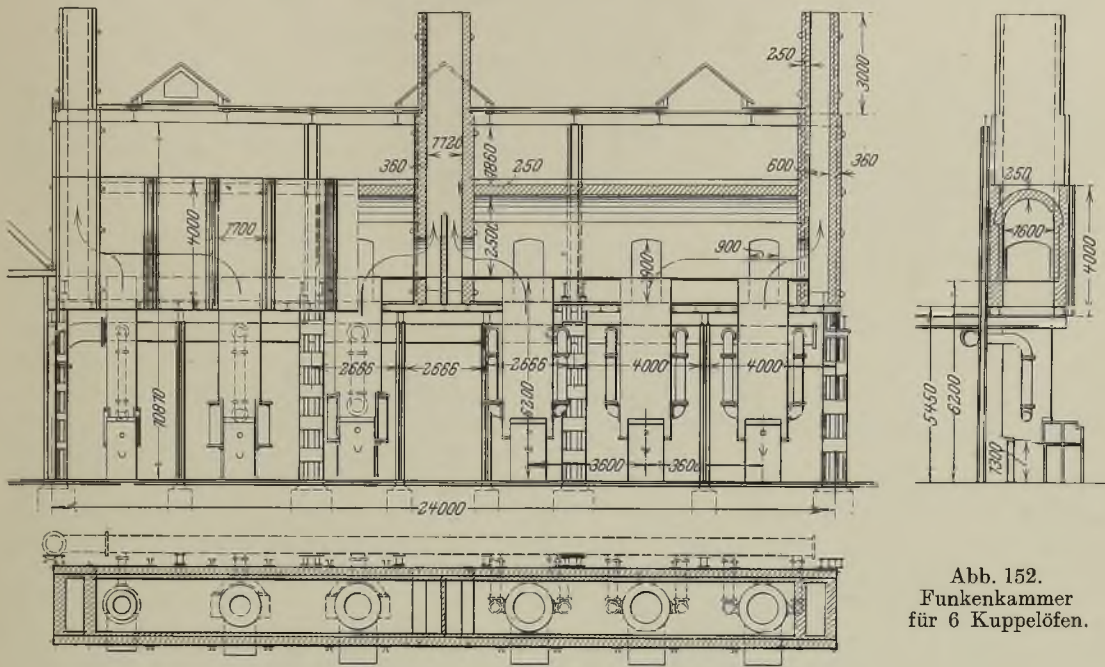


Abb. 152.
Funkenkammer
für 6 Kuppelöfen.

Dem Umstand begegnet die Ausführung von Hammelrath in Köln (Abb. 155), bei der die Gase unmittelbar den von der Düse ausgehenden Wasserschleier durchkreuzen müssen. Der Schutzteller wird von einem besonderen Wasserstrahl gekühlt, eine zweite Rohrleitung dient zum Ausspülen der Sammelrinne. Bei beiden Einrichtungen besteht aber die Gefahr, daß durch Zugrundegehen

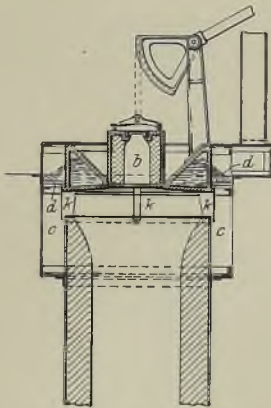


Abb. 153. Funkenkammer
mit Wassereinspritzvorrichtung nach Spieß.

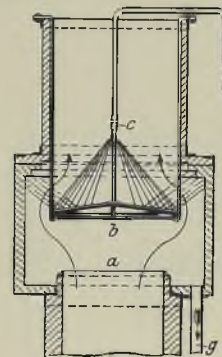


Abb. 154. Funkenkammer
mit Streudüse nach Keyling.

der dann auf die Schachtmündung fallen muß, unangenehme Störungen auftreten. Zur Beseitigung dieser Schwächen hat C. Rein die in Abb. 156 erkenntliche Anordnung getroffen. Eine Doppelstredüse sendet zwei Wasserkegel nach oben gegen schräg angeordnete Blechringe, die das Wasser senkrecht nach unten werfen. Die schrägen Ringe schließen am Grunde nicht dicht, sondern lassen das Wasser mit dem Auswurfe

auslaufen, so daß es sich in einer weiter unten angeordneten Rinne sammeln kann, aus der es zu einer Reinigungsanlage gelangt. Der unmittelbar wirkende doppelte Streukegel

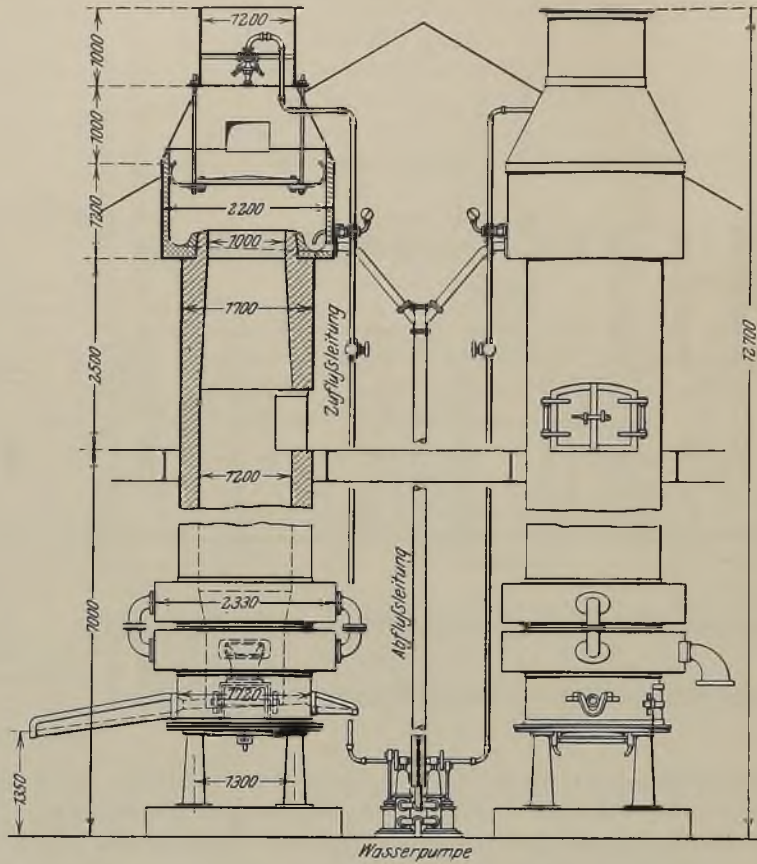


Abb. 155. Kuppelofen mit Funkenfang nach Hammeirath.

hält jeden Auswurf zurück und bewirkt eine weitgehende Reinigung der durchziehenden Abgase. Ein wassergekühlter Mantel schützt die Streudüse auch bei vorübergehendem Versagen der Wasserspeisung.

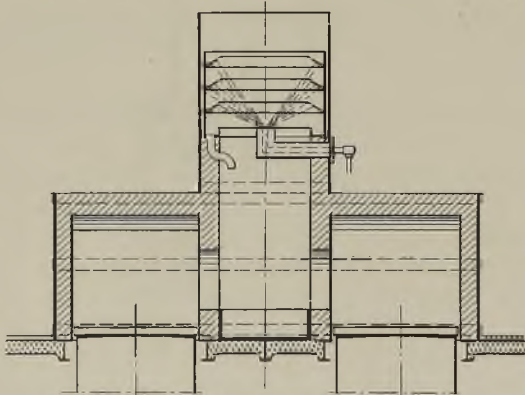


Abb. 156. Funkenkammer nach Rein.

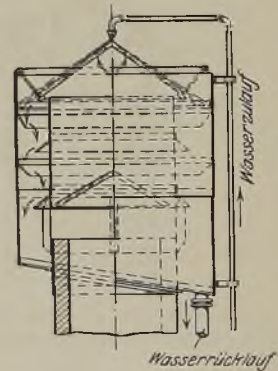


Abb. 157. Gichtgasreinigung nach Kloß.

Die in Abb. 157 ersichtliche Gichtgasreinigung nach Kloß vereinigt die Anordnungen von Keyling und Rein, ohne alle Vorzüge der einen zu erreichen und ohne alle Schwächen der anderen zu vermeiden.

Sonstige Einzelheiten.

Der Kuppelofen bedarf im allgemeinen keines besonders kräftigen Fundamentes. Sofern nicht ausnahmsweise ungünstige Bodenbeschaffenheit besondere Vorkehrungen erforderlich macht, genügt ein Unterbau mit quadratischem Querschnitt und einer Seitenlänge vom $1\frac{1}{2}$ -fachen des äußeren Schachtdurchmessers. Seine Tiefe wird selten größer als 1 m gemacht, in vielen Fällen genügen schon $\frac{3}{4}$ m. Da beim Ablöschen mitunter viel Wasser auf den Boden gelangt, ist Beton einer Ziegelmauerung vorzuziehen. Die Oberkante des Fundamentes läßt man nur bis auf etwa 10–15 cm unter die Hüttensohle reichen und stampft den freibleibenden Raum mit halbfettem Formsand fest aus.

Kuppelöfen ohne Vorherd werden auf einen gemauerten Sockel oder auf vier säulenförmige Füße gestellt. Die letztere Anordnung ist fast zur allgemeinen Regel geworden, seitdem die meisten Kuppelöfen nach unten entleert werden. Öfen mit Vorherd können zum Teil auf zwei Füße, zum Teil auf die Umfassungsplatten des Vorherdes gesetzt werden.

Mantel und Schacht ruhen auf einer gußeisernen oder schmiedeisernen Bodenplatte, an der der Mantel mit einem Winkeleisenring befestigt wird. Gußeiserne Boden-

platten enthalten zur Vermeidung von Gußspannungen in der Mitte eine größere kreisrunde Aussparung und einen Schlitz, der von der Aussparung bis zum Außenrande reicht. Bei Kuppelöfen mit seitlicher Entleerung verschließt man die Aussparung mit einer lose darüber gelegten Herdgußplatte, während sie bei Entleerung nach unten mit einer ein- (Abb. 158)¹⁾ oder zweiflügeligen Bodenklappe geschlossen wird.

Die Höhe des Stichloches und damit des ganzen Kuppelofens über der Gießereisohle ist abhängig von der Art, wie das ausfließende Eisen abgefangen wird. Wenn nur Handpfannen in Frage kommen, ist ein Abstand vom Boden von 1 m ausreichend. Für größere Pfannen muß das Stichloch so hoch über der Gießereisohle liegen, daß auch die größte Pfanne noch bequem darunter Platz findet. Um eine zu hohe Aufstellung des Ofens zu vermeiden, wird oft vor dem Abstichloch eine gemauerte Grube angeordnet, die zum Abfassen mit Handpfannen mit gußeisernen Platten abgedeckt werden kann.

Die Abstichrinne, die das Eisen vom Kuppelofen in die Gießpfanne leitet, wird an dem Ofenmantel festgenietet oder an Zapfen aufgehängt. Die letztere Befestigungsart ermöglicht es, die frisch ausgeschmierte Rinne in der Trockenkammer zu trocknen,

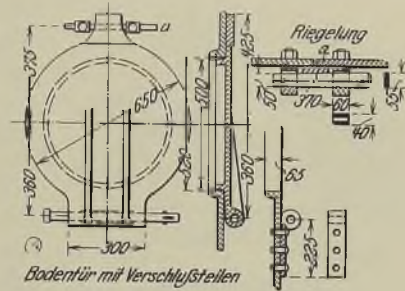


Abb. 158. Bodenklappe.

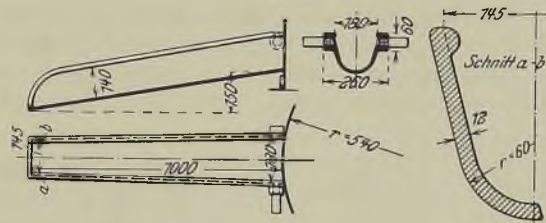


Abb. 159. Abstichrinne aus Gußeisen.

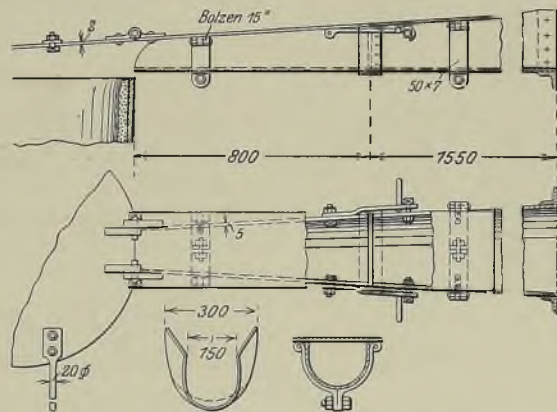


Abb. 160. Abstichrinne aus Schmiedeisen.

¹⁾ Nach Messerschmitt: Stahleisen 1909. S. 1736.

und gibt der Rinne die Möglichkeit nachzugeben, wenn sie etwa bei ungeschicktem Hochheben der Gießpfaune angestoßen wird. Die Rinnen werden aus Gußeisen (Abb. 159) oder aus Schmiedeisen (Abb. 160) angefertigt. Falls das Eisen einen größeren Weg zu durchfließen hat, und dennoch möglichst heiß bleiben soll, empfiehlt es sich, die Rinne mit einem Blechdeckel zu versehen, wie ihn Abb. 160 zeigt. Der Deckel reicht nur bis etwa $\frac{1}{2}$ m an das Stichloch und erleichtert dem Abstecher die Arbeit, der so beim Erweitern, Reinigen und Verstopfen des Stichloches weniger unter der Hitze des strömenden Eisens leidet.

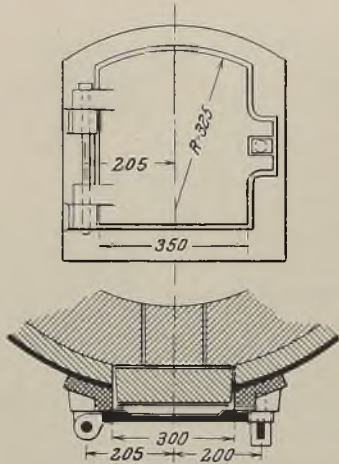


Abb. 161. Schachttüre.

und zur Entleerung des Ofens nicht zu entbehren. Sie ist aber auch bei größten Öfen mit Bodenklappen wegen der wirksamen Nachhilfe notwendig, die sie beim Entleeren des Schachtes gewährt. Ihre Angel besteht besser aus einem durch beide Ösenlappen reichenden Bolzen (Abb. 161), als aus gesonderten Bolzen für jede Öse. Die Tür

schließt sich entweder flach an das Ofenfutter an, wie in der Abbildung, oder sie erhält an der Innenseite einen vorspringenden Falz zur Auskleidung mit feuerfesten Stoffen. Besser als der abgebildete Keilverschluß wirkt ein Verschluß mit quergelegtem Druckbügel.

Die Türöffnung im Schachte muß, um das Einsteigen zu ermöglichen, mindestens 350 mm breit und 500 mm hoch sein. Bei kleinen Kuppelöfen und Öfen mit seitlicher Entleerung ist die Tür zum Beiräumen von Ausbesserungstoffen, zum Einsteigen des Ofenmaurers und zur Entleerung des Ofens nicht zu entbehren. Sie ist aber auch bei größten Öfen mit Bodenklappen wegen der wirksamen Nachhilfe notwendig, die sie beim Entleeren des Schachtes gewährt. Ihre Angel besteht besser aus einem durch beide Ösenlappen reichenden Bolzen (Abb. 161), als aus gesonderten Bolzen für jede Öse. Die Tür schließt sich entweder flach an das Ofenfutter an, wie in der Abbildung, oder sie erhält an der Innenseite einen vorspringenden Falz zur Auskleidung mit feuerfesten Stoffen. Besser als der abgebildete Keilverschluß wirkt ein Verschluß mit quergelegtem Druckbügel.

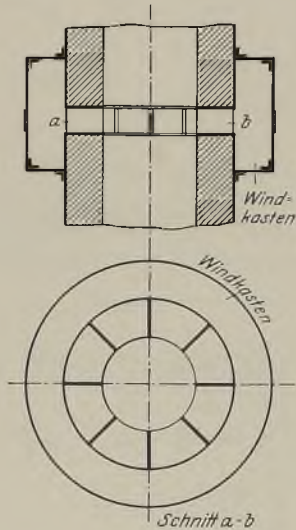


Abb. 162. Ringsumlaufende Schlitzdüse.

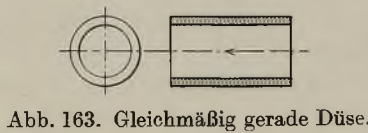


Abb. 163. Gleichmäßig gerade Düse.

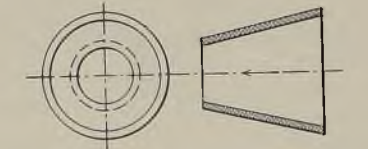


Abb. 164. Nach innen verengte Düse.



Abb. 165. Nach innen verbreiterte Düse.

faltig. Es gibt ringsumlaufende Schlitzdüsen (Abb. 162), gleichmäßig gerade (Abb. 163), nach innen verengte (Abb. 164) oder verbreiterte (Abb. 165) Düsen. Je nach ihrer Lage sind wagerechte (Abb. 166, linke Hälfte), schräg nach unten (Abb. 166, rechte Hälfte), auf die Ofenmitte (Abb. 167) oder tangential an einen kleinen in der Ofenmitte gedachten Kreis gerichtete Düsen (Abb. 168) und senkrecht nach oben (Westsche Bodendüse)¹⁾ oder nach unten wirkende Düsen (Abb. 169)²⁾ zu unterscheiden. Der Düsenquerschnitt

¹⁾ S. Abb. 99 auf S. 67. ²⁾ S. auch die Düsen des Krigarofens, Abb. 89—93 auf S. 63 u. 64.

wird rund oder oval, dreieckig, quadratisch, flach oder hoch rechteckig, gleichmäßig oder wechselnd gestaltet. Häufig ist die geknickte Form, Abb. 170, anzutreffen, die in ihrer wagerechten Hälfte eine gute Auflage im Mauerwerk gewährt und durch die Neigung

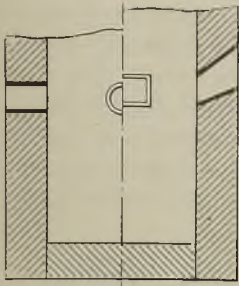


Abb. 166.

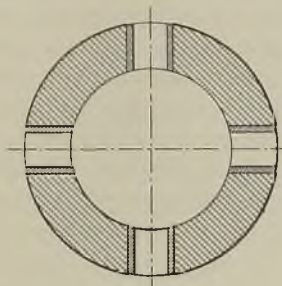


Abb. 167.

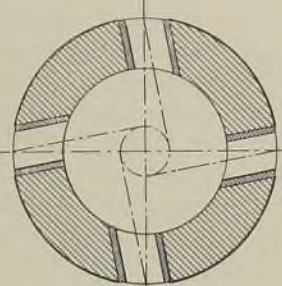


Abb. 168.

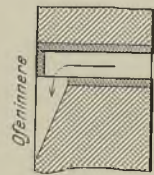


Abb. 169.

Abb. 166—169. Verschiedene Düsenanordnungen.

in der dem Ofeninnern zugewendeten anderen Hälfte das Eindringen von Schlacke oder flüssigem Eisen verhindert.

Die Bemühungen, durch Form und Anordnung der Düsen dem Winde im Ofeninnern eine bestimmte Richtung aufzuzwängen, sind, soweit sie sich nicht darauf beschränken, die Schmelzzone möglichst niedrig zu gestalten, von geringer Wirkung. Der Wind stößt sofort nach seinem Eintritt in den Schacht auf Koks, der ihn je nach Lage der Aufschlagfläche nach allen Richtungen zerstreut. Nach dem ersten Aufschlagen wirkt dann nur noch der Drang nach oben. Geringe Neigung der Düsen nach abwärts verhütet das Eindringen von Schlacke oder Eisen, eine stärkere Neigung führt zur Verbreiterung der Schmelzzone. Düsen mit flacher Mündung halten die Schmelzzone niedrig. Ihre Mündung darf sich aber nicht um den ganzen Umfang des Schachtes erstrecken, da sie sonst bei niedrigem Schlitz (hohem Drucke) fast ständig verschlacken, bei hohem Schlitz (niedrigem Drucke) aber den Wind nicht bis in die Ofenmitte befördern, sondern an den Wänden, wo er geringeren Widerstand findet, in die Höhe steigen lassen.



Abb. 170.
Geknickte Düse.

Zur Schonung des Ofenfutters hat man hie und da Wasserkühlungen angewendet. Price bildete im Jahre 1863 den unteren Teil des Kuppelofens als doppelwandigen eisernen Kasten aus, zwischen dessen Wänden Wasser kreiste. Eine ähnliche Einrichtung wurde auf dem Eisenwerke in Gröditz getroffen¹⁾, die sich gut bewährt haben soll, trotzdem aber bald wieder verschwand. Am weitesten ging Gmelin, der den ganzen Ofenschacht doppelwandig machte (Abb. 171) und das Futter fast vollständig wegließ. Der lichte Abstand zwischen den beiden Schachtwänden betrug 90 mm, und der Wasserzufluß wurde so geregelt, daß die Temperatur des abfließenden Wassers 50° nicht überschritt. Trotzdem ein erheblicher Mehrverbrauch an Brennstoff angeblich nicht hervorgerufen wurde und der Ofen sich im allgemeinen gut bewährte²⁾, verschwand

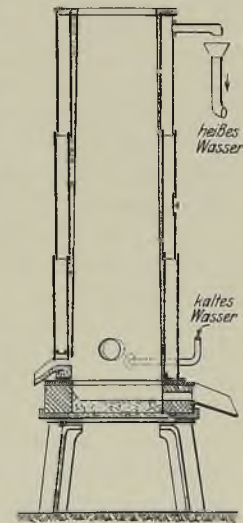


Abb. 171. Doppelwandiger, gekühlter Ofenschacht nach Gmelin.

¹⁾ Berg- u. hüttenmännische Zeitung 1878. S. 149.

²⁾ Gmelin-Kuppelöfen waren unter anderem bei Ganz & Co. in Ofen-Pest und auf den Jenbacher Berg- und Hüttenwerken in Tirol in Betrieb. Ein Ofen von 800 mm l. Schachtdurchmesser und 4 m Höhe lieferte bei 400—450 mm Wassersäulendruck stündlich 4000—4500 kg flüssiges Eisen und verbrauchte dazu gleich einem anderen neben ihm betriebenen gewöhnlichen Kuppelofen 18—20% Koks. In der Stunde wurden 8 m³ Wasser benötigt. Trotzdem der 30 mm starke Lehmbezug in den oberen Teilen des Schachtes schon während der ersten Füllung des Ofens zum größten Teile abgestoßen wurde, hielt die Wandung selbst beim Erblasen von stark überhitztem Eisen gut stand.

er nach einigen Jahren wieder. Die Ursache lag in zwei dem Verfasser bekannt gewordenen Fällen in Störungen, die durch ungenügende Wasserzufuhr hervorgerufen worden waren.

Kuppelöfen, die nur bis zur Gicht reichen, werden mit einer gußeisernen ringförmigen Abdeckplatte versehen, die entweder lose auf dem Mauerwerk liegt (zur Schonung der Steine ist eine starke Mörtelzwichenschicht vorzusehen) oder am Mantel befestigt wird. Kuppelöfen mit glatt durchgehendem Schornstein erhalten einen Einwurfkasten, den man mitunter unabhängig vom Mauerwerk und Mantel auf der Gichtbühne festmacht. Besondere Einrichtungen erfordert die neuerdings aufgekommene Kübelbegichtung, die ähnlich der bei Hochöfen üblichen mit Bodenklappen versehene Begichtungskübel benützt und damit gleichmäßige Verteilung der Gichtstoffe erstrebt (vgl. S. 127).

Brennstoffverbrauch und Windbedarf.

Brennstoffverbrauch.

Der Brennstoffaufwand hängt von der chemischen Zusammensetzung und den physikalischen Eigenschaften der Schmelzstoffe (Eisen, Koks, Zuschläge), vom Überhitzungsgrad des geschmolzenen Eisens, von der Größe der einmaligen Schmelzung und von der Arbeitsweise der Gießerei ab.

Beschaffenheit von Eisen und Brennstoff. Weißes Roheisen schmilzt bei etwa 1050–1100°, graues je nach seinem Kohlenstoff- und Siliziumgehalt bei 1150 bis 1250°, Stahlzusätze werden erst bei etwa 1350° flüssig¹⁾. Demnach bedingt schon die Art des zu schmelzenden Eisens einen um mehr als 25% abweichenden Wärmeaufwand. Weitere Wärmeunterschiede werden durch die Zusammensetzung des Eisens im einzelnen bedingt. Siliziumreiches Eisen erhöht durch Verbrennung eines Teiles seines Siliziums die Ofentemperatur. Phosphorreiche Eisensorten sind bei geringerer Wärme dünnflüssiger als phosphorarme, die daher zur Erreichung guter Vergießbarkeit höherer Überhitzung bedürfen. Von wesentlichem Belange ist die Stückgröße des Eisens und die Menge des ihm anhaftenden Sandes. Je größer die Oberfläche des Eisens im Verhältnis zu seinem Gewichte ist, um so wirksamer wird der Wärmeangriff. Je mehr anhaftender Sand geschmolzen und verschlackt werden muß, desto größer wird der Brennstoffaufwand.

Beim Koks kommt es im Gegensatz zum gesetzten Eisen auf die Verwendung verhältnismäßig großer Stücke an. Als bestgeeignet hat sich eine Stückgröße von ein bis zwei Fäusten erwiesen. Gießereikoks soll möglichst dichtes und festes Gefüge haben²⁾. Je mehr der Wärmeangriff auf seine Oberfläche beschränkt bleibt, in desto größerem Umfange verbrennt der vorhandene Kohlenstoff zu Kohlensäure (schwer verbrennlicher Koks). Lockerer Koks, in den die Luft leichter eindringen kann, begünstigt die Bildung von Kohlenoxyd (leicht verbrennlicher Koks). Weiter hängt der Koksverbrauch in hohem Maße vom Kohlenstoffgehalt der verwendeten Kokssorte ab. Deutscher Gießereikoks enthält 80–90% Kohlenstoff, demnach kann bei uns allein der Kohlenstoffgehalt Schwankungen des Brennstoffaufwandes bis zu 12,5% bedingen. Bei dieser Ziffer ist nur der Kohlenstoffgehalt allein berücksichtigt, sie wird tatsächlich noch größer, weil bei sinkendem Kohlenstoffgehalte auf die Gewichtseinheit Koks nicht nur weniger Kohlenstoff verbrennt, sondern auch entsprechend mehr Asche zu verschlacken ist.

Die Wirkungen der physikalischen Beschaffenheit von Eisen und Koks sind noch nicht ziffernmäßig festgestellt, die Tatsache aber, daß bei sonst gleichen Verhältnissen der Koksverbrauch mit der Stückgröße des Eisens steigt und bei Verwendung allzu klein zerschlagenen Kokes größer wird als bei Aufgabe größerer Koksbrocken, läßt sich täglich an jedem Kuppelofen nachprüfen.

¹⁾ Vgl. Abschn. Verbrennungsvorgänge im Kuppelofen Bd. I, S. 456.

²⁾ Vgl. Bd. I, S. 505.

Verschiedener Überhitzungsgrad. Das flüssige Eisen zeigt bei Erzeugung verschiedener Gußarten weit voneinander abweichende Temperaturen. Für starkwandigen, groben Guß (offener Herdguß, Belagplatten, Kerneisen und ähnliche Teile) werden etwa 1200° (kaltes Eisen), für starkwandigen Bau- und Maschinenguß 1260° (warmes Eisen), für mittelstarken Maschinenguß 1320° (heißes Eisen), für dünnwandigen Guß (Geschirrguß, Klavierplatten, Heizkesselglieder) 1380° (sehr heißes Eisen) und für manche Sondergüsse mit reichlichem Stahlzusatz 1400—1450° (überhitztes Eisen) benötigt¹⁾.

Die Zahlentafel 181 auf S. 459 von Bd. I zeigt den auf Grund der Schmelzwärme des Eisens und der Schlacke, der Verdampfungswärme des Wassers und der zur Vertreibung der Kohlensäure aus dem Kalkstein erforderlichen Wärme ermittelten Koksbedarf für 100 kg flüssiges Eisen von verschiedenem Überhitzungsgrade. Er schwankt von 6,0—7,6 kg, d. i. um mehr als 25%. Der Unterschied wird in Wirklichkeit infolge des bei heißerem Ofengange ungünstigeren Verbrennungsverhältnisses noch beträchtlich größer.

Einfluß der Größe der Schmelzung. Der Gesamtkoksverbrauch einer Schmelzung setzt sich zusammen aus dem Füllkoks, dem Anwärnkoks und dem Satzkok. Der Füllkoks dient zur Füllung des Herdes von der Sohle bis zur Schmelzzone und für die unten angeführten Aufgaben, der Wärnkoks zur Vorwärmung des Ofeninneren und der Satzkok den eigentlichen Schmelzleistungen: der Verflüssigung des Eisens und der Schlacke, der Austreibung des Wassers aus den Gichtstoffen und der Zersetzung des Kalksteins oder anderer Flußmittel. Der Füllkoks soll von der Herdsohle bis in die Schmelzzone reichen, also bis etwa 400 mm über Düsenhöhe. Seine Menge ist fast nur von den Abmessungen der unteren Teile des Ofeninneren abhängig. Er dient als Wärmespeicher und Unterlage der Schmelzsäule. Das flüssige Eisen durchträufelt ihn während des ganzen Schmelzverlaufes und wird dabei vor Oxydation geschützt, je nach seiner Zusammensetzung auch gekohlt. Weiter trägt der Füllkoks zum Schmelzen der ersten Sätze bei, verbrennt aber allmählich und muß bei langen Schmelzungen durch erhöhte Satzkoksmengen ersetzt werden. Der auf den Füllkoks gegichtete Anwärnkoks dient allein der Aufgabe, den Schacht genügend vorzuwärmen. Seine Menge steht im umgekehrten Verhältnis zu der des Füllkokes. Bei Öfen mit tiefen Herden reicht das allmähliche Erglühen des Füllkokes zur Vorwärmung des Mauerwerks aus, während bei niedrigen Herden, z. B. bei Whiting-Kuppelöfen, recht beträchtliche Mengen Anwärnkoks erforderlich sind. Der Anwärnkoks verbrennt vollständig und bildet einen dauernden Verlust, dagegen kann am Ende des Schmelzens der Füllkoks bei Kuppelöfen mit Vorherd fast ganz, bei anderen zum Teil wieder gewonnen werden. Vollständig verbraucht wird auch der Satzkok. Bei kleinen und mittleren Schmelzungen bleiben die Koksätze von Anfang bis zum Ende gleich groß. Bei großen Schmelzungen muß die Satzkoksmenge etwa beim 15. oder 20. Satz zur Ergänzung von weggebranntem Füllkoks vergrößert werden. Wird eine Zugabe unterlassen, so ergeben sich kalte Abstiche, da dann das Eisen zu nahe an die Düsen kommt und die dazwischenliegende Koks-schicht nicht mehr ausreicht, um den anfänglichen Überhitzungsgrad zu bewirken. Die Ziffern des günstigsten Koksverbrauches liegt demnach bei 15—20 Sätzen.

Von wesentlichem Einflusse ist die Arbeitsweise der Gießerei auf den Kuppelofenbetrieb und damit auf den Koksverbrauch. Nur bei ununterbrochenem, flottem Schmelzen kann mit dem Mindestmaß von Koks gearbeitet werden, jede Verlangsamung, noch mehr jede Unterbrechung des Schmelzens bedingt recht beträchtlichen Mehraufwand an Koks, da dann größere Strahlungsverluste auszugleichen sind und die Verbrennung durch den längeren Aufenthalt der Gase im Ofen ungünstiger wird. Ununterbrochenes Schmelzen ist meist nur in Betrieben möglich, die erst gegen Schluß der Tagesformarbeit mit dem Gießen beginnen. In Betrieben, die den ganzen Tag über gießen, sind dagegen zeitweise Schmelzunterbrechungen kaum zu vermeiden, denn die Fertigstellung der Formen geht bei der besten Einteilung nicht so regelmäßig vonstatten wie das Schmelzen. Da die Former nicht warten dürfen, muß der Kuppelofen reichlich genug bemessen

¹⁾ Unmittelbar optische Temperaturablesung ohne Berücksichtigung der Korrekturkurve.

werden, um in den Stunden höchster Beanspruchung zu genügen. In dieser Zeit wird voll geblasen, sonst aber schwächer, schlimmsten Falles auch einmal der Wind ganz abgestellt. Dann steigt aber der Koksverbrauch recht beträchtlich, und man hat unter sonst gleichen Umständen beim Gießbetrieb während des ganzen Tages gegenüber dem ununterbrochenen Schmelzen am Ende der Formarbeit durchschnittlich mit einem um 20–30% höheren Koksverbrauch zu rechnen¹⁾.

Beachtet man alle den Koksverbrauch beeinflussenden Umstände, so wird man es erklärlich finden, daß ein Kuppelofen, je nach den Umständen, unter denen er zu arbeiten gezwungen ist, einen sehr verschiedenen Koksverbrauch haben kann. Beim Zusammenreffen aller günstigen Umstände, d. h. bei Verwendung von Roheisen oder noch besser von Kleinbruch bestgeeigneter chemischer Zusammensetzung, grobstückigem, kohlenstoffreichem, dichtem Koks, bei mittlerer Schmelzdauer und ununterbrochenem Schmelzen vermag ein guter Kuppelofen, mit 6% Satzkoks kaltes, für grobe Gußwaren noch eben vergießbares Eisen zu liefern. Kaltes Eisen ist aber nur selten verwendbar, und noch seltener kommt es vor, daß alle günstigen Umstände zusammentreffen. Unter durchschnittlich günstigen Verhältnissen kann man bei Lieferung von Eisen für mittleren Handels- oder Maschinenguß mit einem tatsächlichen Satzkoksverbrauch von 8 bis 10% zufrieden sein. Beim Zusammentreffen aller ungünstigen Umstände kann selbst der doppelte Koksauwand erforderlich werden. Unter die rechnerisch feststehenden Werte kann selbst der beste Kuppelofen nicht kommen, daher sind außerordentlich niedrige Koksverbrauchsziffern, wie sie manchmal im Schrifttum, mitunter auch aus der Praxis, genannt werden, mit großer Vorsicht aufzunehmen. Gewöhnlich wird mehr Koks verbraucht, als aufgeschrieben wird²⁾; das dürfte die Hauptursache der Verbreitung allzu niedriger Koksfiguren sein³⁾. Vergleicht man nach einem längeren Zeitabschnitte die tatsächlich verbrauchten Koksmengen mit den von den Schmelzern angegebenen, so gewinnt man häufig ein ganz neues Bild über die Leistung seiner Kuppelöfen.

Windbedarf.

Zur Erreichung eines guten und sparsamen Schmelzganges ist die Zuführung einer ausreichenden Menge Verbrennungsluft gleichmäßig über den ganzen Querschnitt des Schmelzschachtes in der Windeinströmzone erforderlich. Wie die tägliche Erfahrung lehrt, wird jedes Feuer durch Steigerung des Zuges angefacht und bei Überschreitung einer bestimmten Zugwirkung ausgelöscht. Während aber zur Hemmung oder gar zum Ersticken gewöhnlicher Feuer außerordentliche Zugwirkungen erforderlich sind, genügt zum Auslöschten eines im Gange befindlichen Kuppelofens schon etwa die doppelte Menge der zur günstigsten Verbrennung erforderlichen Luft. Luftüberschuß wirkt ebenso schädlich wie Luftmangel⁴⁾. Beider Wirkung äußert sich in verschiedener Weise.

Mit zunehmendem Luftüberschuß steigt die Gasmenge für 1 kg Brennstoff; sobald der Luftüberschuß eine gewisse, durch die Erfahrung sich ergebende Grenze überschreitet, nimmt die Verbrennungstemperatur und mit dieser die Ofentemperatur ab. Beträchtliche Wärmemengen werden zur Erhitzung der großen, häufig kein gleichmäßiges Gemisch darstellenden Gasmengen verbraucht. Bei Luftmangel ist die Verbrennung eine ungünstige. Es entsteht Kohlenoxyd in reichlichen Mengen⁵⁾, und auch die gebildete Kohlensäure wird leichter unter der Wirkung des schmelzenden Eisens und glühenden Kokses zu Kohlenoxyd zersetzt ($\text{CO}_2 + \text{Fe} = \text{CO} + \text{FeO}$ oder $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$), was wiederum Wärmeverluste zur Folge hat. Da sich die Verbrennungszone nicht

¹⁾ Stahleisen 1908. S. 147.

²⁾ Daß dies in Amerika geradeso der Fall ist wie bei uns, bestätigt Moldenke: Stahleisen 1910. S. 595.

³⁾ Mitunter wird der Kuppelofen mit dem monatlichen Abgang des Schmelzkoksbestandes belastet; es kann dann der umgekehrte Fall eintreten, daß dem Kuppelofen mehr Koks angeschrieben wird, als er tatsächlich verbraucht hat.

⁴⁾ Vgl. die Ausführungen auf S. 444 u. 464ff. Bd. I. ⁵⁾ Vgl. Bd. I, S. 444.

verbreitern läßt, ohne das Verbrennungsverhältnis¹⁾ ungünstig zu beeinflussen, so entspricht jedem Kuppelofenquerschnitt eine ganz bestimmte Windmenge, die weder über- noch unterschritten werden kann, ohne schädliche Folgen zu zeitigen. Auf Grund praktischer Erfahrung und theoretischer Untersuchungen kann eine Windmenge von etwa 100—130 m³ in der Minute für je 1 m² lichten Schachtquerschnittes in der Verbrennungszone als bestgeeignet zur Herbeiführung eines guten Verbrennungsverhältnisses gelten. Wird einem Kuppelofen in der Zeiteinheit eine genau feststehende Luftmenge zugeführt, so kann in ihm in derselben Zeit nur eine unveränderliche Koksmenge verbrannt werden, und die Temperatursteigerungen lassen sich nur durch Vergrößerung der Kokssätze und entsprechende Verlängerung der Verbrennungszeit erreichen²⁾.

Um dem Ofen wirklich 100 m³/min zuzuführen, müssen zum Ausgleich unvermeidlicher Windverluste auf dem Wege vom Gebläse bis ins Ofeninnere, je nach der Länge des Weges, der Art der Rohrdichtungen und der Absperrvorrichtungen u. a. U. m., die Windverluste herbeiführen können, im Gebläse minutlich etwa 110—120 m³ Wind für 1 m² Schachtquerschnitt erzeugt werden.

Zahlentafel 14.
Windpressungen³⁾.

Lichter Schachtdurchmesser mm	Ofenquerschnitt in der Windeinströmzone m ² (Q)	Minutliche Windmenge m ³ (W)	Windpressung ⁴⁾ (Wassersäule) mm
500	0,1964	24	266
600	0,2827	34	341
700	0,3848	46	397
800	0,5026	60	454
900	0,6362	76	510
1000	0,7854	94	568
1100	0,9503	114	624
1200	1,1310	136	682

Die Windpressung ist hauptsächlich vom lichten Schachtdurchmesser abhängig. Je größer dieser ist, desto höher muß, damit der ganze Querschnitt des Ofens in der Einströmzone gleichmäßig mit Wind versehen wird, der Druck werden. Nach Osann⁵⁾ verhalten sich die am Ofen gemessenen Winddrücke ungefähr wie die Quadratwurzeln aus den sekundlichen Windmengen. Wenn p die Windpressung in mm Wassersäule, W die minutliche Windmenge in m³ bedeuten, ist nach Buzek⁶⁾ $p \sim 64 \sqrt{W}$. Unter Zugrundelegung einer minutlichen Windmenge von 100 m³ für 1 m² Schachtquerschnitt kann dafür gesetzt werden $p \sim 64 \sqrt{100Q}$ oder $p \sim 640 \sqrt{Q}$, wobei Q den Ofenquerschnitt in m² bedeutet. Es ergeben sich dann bei verschiedenem Schachtdurchmesser die in der Zahlentafel 14 zusammengestellten Windpressungen. Da p mit der Quadratwurzel aus Q zunimmt, so nimmt das Verhältnis $\frac{p}{Q} = \frac{\text{freier Ofenquerschnitt}}{\text{Gesamt-ofenquerschnitt}}$ mit wachsendem Q ab⁷⁾.

Windmessung.

Bei richtigen Abmessungen des Kuppelofenschachtes und sämtlicher Windzuführungsquerschnitte, ordnungsmäßigem Betriebe und Zuführung der dem Schachtquerschnitt entsprechenden Windmenge stellen sich die in der Zahlentafel 14 angegebenen

¹⁾ S. Bd. I, S. 435.

²⁾ Soll z. B. ein Kuppelofen, der mit 160 kg Satzkoaks stündlich 2000 kg warmes Eisen schmelzt, heißeres Eisen liefern und dazu für die gleiche Eisenmenge 40 kg Koks mehr erhalten, so wird er für die neue Aufgabe $\frac{160 + 40}{160} \times 60 = 75$ Minuten benötigen.

³⁾ Nach Buzek: Stahleisen 1910. S. 695.

⁴⁾ Windpressung in mm Wassersäule: $p \sim 640 \sqrt{Q}$ vor $p \sim 64 \sqrt{W}$.

⁵⁾ Stahleisen 1908. S. 1453. ⁶⁾ Stahleisen 1910. S. 694. ⁷⁾ Vgl. Bd. I, S. 466.

Windpressungen von selbst ein¹⁾. Unter sonst gleichbleibenden Verhältnissen vermag darum ein Wechsel des Winddruckes Aufschlüsse über den Verlauf des Schmelzens oder die Tätigkeit des Gebläses zu geben. Der statische Druck wird am besten und einfachsten mit einem in der Nähe des Ofens angebrachten Winddruckmesser bestimmt. Seine Einrichtung ist äußerst einfach. Auf einem Holzbrett wird eine Einteilung angebracht, an der sofort abgelesen werden kann, und davor ein U-förmig gebogenes Rohr befestigt, dessen einer Schenkel am Ende rechtwinklig umgebogen ist (Abb. 172). Das Rohr wird so weit mit Wasser gefüllt, daß es im Gleichgewichtszustande genau bis zum Nullpunkt der Skala reicht. Dann verbindet man ein in die Windleitung geschraubtes Röhrchen mittels eines Gummischlauches a mit dem umgebogenen Schenkel des Glasrohres und kann nun ohne weiteres an der Einteilung den in der Leitung herrschenden Druck ablesen. Abb. 172 zeigt einen

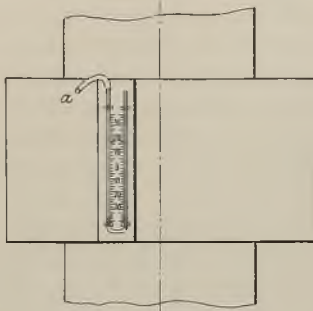


Abb. 172.
Einfacher Winddruckmesser.

Druckmesser der beschriebenen einfachen Art, Abb. 173 ein Geräte zur dauernden Selbstaufzeichnung des Druckes²⁾.

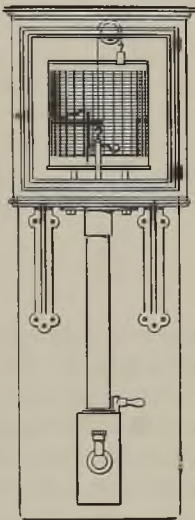


Abb. 173.
Selbstaufzeichner.

Die Feststellung des statischen Druckes gibt aber nur wenig zuverlässige Anhaltspunkte zur Beurteilung der dem Ofen zugeführten Windmenge. Entsteht dem Winde durch irgendein Vorkommnis ein erheblicher Widerstand, z. B. durch Verschlackung der Düsen, so wird bei Verwendung eines Kapsel- oder Kolbengebläses die zuströmende Windmenge gleich bleiben, der statische Druck aber gewaltig steigen, während bei Verwendung eines Ventilators der Druck gleich bleibt, die Windmenge aber zurückgeht. Es kommt aber darauf an, den dynamischen Druck und durch ihn die dem Ofen ständig zugeführte Windmenge zu bestimmen, wenn zuverlässige Schlüsse auf den Schmelzverlauf und die Gebläsetätigkeit gewonnen werden sollen.

Die Messung des dynamischen Druckes kann mit Pitotröhren, mit einer Stauscheibe oder mit einem Venturirohr erfolgen. Pitotrohre sind rechtwinklig gebogene Röhrchen, die so in der Windleitung angebracht werden, daß ein Schenkel (A in Abb. 174) gegen den Strom, der andere B mit dem Strome gerichtet ist. Ist in der Leitung ein statischer Druck von p mm WS und eine Geschwindigkeit von v m/sec vorhanden, so wird in dem gegen den

Strom gerichteten Rohr ein Druck $= p + \frac{v^2}{2g} \gamma$ herrschen. Hierin bezeichnet g die Beschleunigung der Erdschwere, γ das spezifische Gewicht der Luft. In dem mit dem Strom gerichteten Rohr tritt ein Druck $= p - C \frac{v^2}{2g} \gamma$ auf, C bedeutet

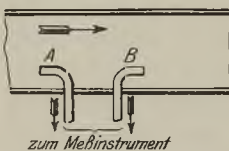


Abb. 174. Pitotrohre
in der Windleitung.

eine Konstante, die bei glatten geraden Röhren $= 1,37$ ist. Werden beide Röhren mit einem Geschwindigkeitsmesser verbunden, so fällt der statische Druck aus, und es wird der dynamische gemessen:

$$p + \frac{v^2}{2g} \gamma - p + C \frac{v^2}{2g} \gamma = (1 + C) \cdot \frac{v^2}{2g} \gamma,$$

woraus die Windmenge W nach der Formel $W = f \sqrt{\frac{2gh}{1,37 \gamma}}$

berechnet wird. In der letzten Formel bedeutet W die Windmenge

in Sekunden, bezogen auf den Zustand an der Meßstelle, f den Querschnitt der Meßstelle in m^2 und h den dynamischen Druck. Bei Messungen mit Pitotröhren ist zu beachten,

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 465.

²⁾ Näheres über Wirkungsweise und Anfertigung solcher Druckmeßvorrichtungen siehe Mitteilungen der Wärmestelle Düsseldorf Nr. 38 (1922) und Nr. 61/62 (1924). Verlag Stahleisen, Düsseldorf.

daß die Geschwindigkeit an verschiedenen Stellen desselben Querschnittes ungleich ist und im allgemeinen von der Wandung nach der Mitte hin zunimmt. Man muß daher beim Einbau der Rohre erst durch Versuche die Stelle der mittleren Geschwindigkeit feststellen, ehe man die Rohre endgültig befestigt. In der Nähe der Meßstelle darf sich auch kein Reglerschieber befinden, da sich dort die Geschwindigkeitsverteilung beträchtlich verschieben kann.

Bei der Messung mit Stauscheibe wird zwischen zwei Flanschen eine dünne Blechscheibe von etwa 1–2 mm Wandstärke eingeschaltet (Abb. 175) und der Druckunterschied vor und hinter dem Staurand

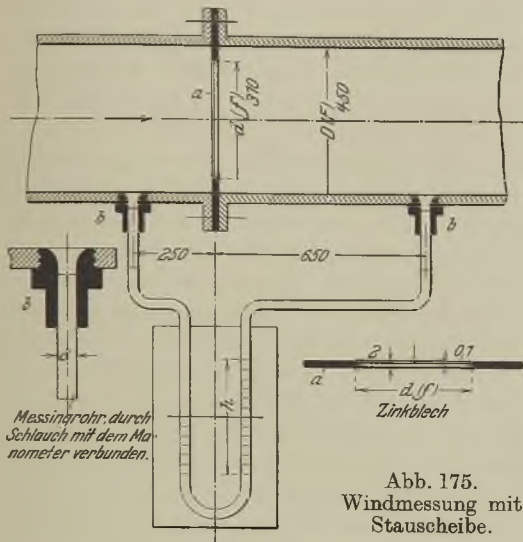


Abb. 175.
Windmessung mit
Stauscheibe.

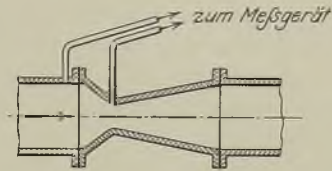


Abb. 176. Venturirohr.

ermittelt. Der Druckunterschied ist proportional dem Quadrat der Geschwindigkeit. Bezeichnet man den Druckunterschied mit h (in mm Wassersäule), so kann die Windmenge nach der Formel $W = k \cdot f \cdot \sqrt{\frac{2gh}{\gamma}}$ ermittelt werden.

k bedeutet einen Koeffizienten, der festzustellen ist nach $k = \frac{1}{1 - m a^2}$, worin a den Kontraktionskoeffizienten und m das Querschnittsverhältnis des Drosselscheibenausschnittes d zur Windleitung D bezeichnen. Infolge der Schwierigkeit, den Koeffizienten k zutreffend zu ermitteln, eignet sich diese Bestimmungsart mehr zu vorübergehenden Beobachtungen während des Betriebes, als zur dauernd genauen Bestimmung der dem Ofen tatsächlich zugeführten Windmenge ¹⁾.

Eine in Amerika verbreitete und seit einer Reihe Jahre auch in Deutschland benutzte Messungsart erfolgt mit Hilfe einer Doppeldüse, des sog. Venturirohres (Abb. 176). Hier wird der statische Druck an der weitesten und engsten Stelle der Düse gemessen. Bezeichnen p_1 und p_2 die Drücke in mm WS, v_1 und v_2 die Geschwindigkeiten in m/sec, f_1 und f_2 die Querschnitte, so ist

$$p_1 + \frac{v_1^2}{2g} \gamma = p_2 + \frac{v_2^2}{2g} \gamma \quad \text{und} \quad v_2 = v_1 \frac{f_1}{f_2},$$

woraus sich der dynamische Druck

$$p_1 - p_2 = \frac{v_1^2}{2g} \gamma \left(\frac{f_1}{f_2} \right)^2 + 1$$

ergibt. Die Formel gilt nur für geringen Druckabfall, wobei die Temperatur als unveränderlich angenommen werden kann. Bei Einschnürungen, die um ein Vielfaches kleiner sind als der Rohrleitungsmesser, wäre die Gleichung von Grashoff zu benutzen. Die Windmenge in m³/sec ergibt sich aus der Formel

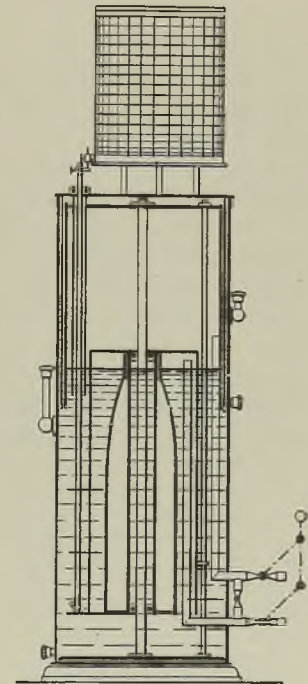


Abb. 177. Hydro-Druckmesser.

¹⁾ Näheres über die Messung mit Stauscheibe siehe Müller: Z. d. V. D. I. 1908. S. 285 und A. Messerschmitt: Stahlseisen 1909. S. 1737.

$$W = f \cdot \sqrt{\frac{2gh}{\gamma} \cdot \frac{f_1}{f + f_1}}$$

worin h wiederum den Druckunterschied $p_1 - p_2$ bedeutet.

Die in Abb. 175 ersichtliche Anordnung eines Wasserschenkels kann ganz ähnlich bei der Messung mit Pitotröhren oder mit dem Venturirohr getroffen werden. Sie läßt auf den ersten Blick jede Schwankung der dem Kuppelofen zugeführten Windmenge erkennen, gibt aber kein Bild der dauernd zuströmenden Windmenge. Ein solches läßt sich nur mit Hilfe selbstaufzeichnender Druckmesser gewinnen. Es sind deren verschiedene Ausführungen im Gebrauche, die nicht alle dauernd gleich gute Dienste tun. Gut bewährt haben sich Hydro-Druckmesser nach Abb. 177¹⁾. Die Vorrichtung besteht aus einem teilweise mit Wasser gefüllten Gefäße, das durch eine Wassertasse luftdicht abgeschlossen ist. Der Druck an den Abnahmestellen in der Windleitung wird durch Rohrleitungen über und unter eine Schwimmerglocke übertragen, die infolgedessen gehoben wird, bis ihr durch das Austausch größer gewordenen Gewicht den verschiedenen Drücken das Gleichgewicht hält. Ein Zeichenstift geht mit der Glocke auf und ab und überträgt die dem Druckverhältnis entsprechende Bewegung des Flüssigkeitsspiegels auf eine Schaulinientrommel, die durch ein Uhrwerk um ihre Achse gedreht wird.

Zum Vergleich müssen die aus den Schaulinien ermittelten Windmengen auf einen Normalzustand, z. B. 0° C und 760 mm Barometerstand oder auf irgendeine andere Grundlage bezogen werden. Hierfür bedient man sich entsprechend ausgearbeiteter Kurventafeln, von denen die gesuchten Werte ohne weiteres abzulesen sind²⁾.

Der Betrieb des Kuppelofens.

Zustellen und Anfeuern.

Unter „Zustellen“ versteht man die Arbeiten, welche nach dem Ausbessern oder der Neuherstellung³⁾ des Futters am Kuppelofen ausgeführt werden müssen, ehe er in Brand gesetzt und Wind zugeführt werden kann. Sie umfassen hauptsächlich die Herstellung der Herdsohle, des Eisen- und Schlackenabstichloches und die Sicherung der seitlichen Einsteigöffnungen.

Die Herdsohle besteht bei Kuppelöfen ohne Bodenklappe entweder nur aus einer Sandschicht von etwa 100 mm Stärke, oder aus einer unteren Schicht von feuerfesten Steinen und einer etwa 5 cm starken oberen Schicht aus Formsand. Man verwendet gewöhnlich ziemlich fetten, grobkörnigen Sand, der mit etwas Tonwasser angemacht wird. Bei Kuppelöfen mit Bodenklappe muß die Sohle für jede Schmelzung erneuert werden. Ihre unterste Schicht kann aus einem Futter aus feuerfesten Steinen bestehen, das durch einen Falz, der am Rande der dem Schachtinnern zugekehrten Seite der Bodenklappe verläuft, und ein Rippenkreuz festgehalten wird. Der äußere Rand des Falzes wird mit einer dicken Schicht von magerem Lehm bestrichen⁴⁾, die Klappe nach oben

¹⁾ Ausgeführt von der Hydro-Apparatebauanstalt in Düsseldorf.

²⁾ Betr. eingehender Aufsätze über Messung von Gas- und Dampfdruck, sowie Geschwindigkeit von Gasen u. a. sei auf folgende Arbeiten verwiesen: Stach, E.: Messung großer Gasmengen mittels Differenzdruckes. *Stahleisen* 1907. S. 618. — Stach, E.: Meßgeräte für Druck und Geschwindigkeit von Gasen und Dämpfen. *Stahleisen* 1911. S. 1752, 1880. — Contzen, H.: Meßgeräte für Druck und Geschwindigkeit von Gasen und Dämpfen. *Stahleisen* 1912. S. 573. — Baurichter, E.: Die Messung von Gasen und Luftmengen mittels Venturirohres. *Stahleisen* 1917. S. 904. — Grundlegende Regeln für die Dampfmessung nach der Staufflanschmethode. *Mitt. Wärmestelle Düsseldorf*. Nr. 32. (1922). — Druckmeßgeräte. *Mitt. Wärmestelle Düsseldorf*. Nr. 38. (1922). — Jordan, H.: Die Mengenmessung von Gasen, Dampf und Flüssigkeiten auf Hüttenwerken. *Mitt. Wärmestelle Düsseldorf* Nr. 76. (1925). — Wesemann, Fr.: Die Ermittlung des Druckabfalls durch Reibung in Leitungen für Gase, Druckluft, Dampf und Wasser unter besonderer Berücksichtigung graphischer Verfahren. *Mitt. Wärmestelle Düsseldorf*. Nr. 95 (1926). Verlag *Stahleisen, Düsseldorf*.

³⁾ Näheres über Neuherstellung und Ausbesserung des Ofenfutters s. S. 95.

⁴⁾ Fettlehm ist hierfür durchaus ungeeignet. Er bindet so fest ab, daß die Klappe nur mit großem Kraftaufwand, der schlimmsten Falles sogar zu ihrem Bruch führt, geöffnet werden kann.

gedrückt — was mitunter mit Hilfe eines Schraubenbockes geschieht — und durch Verriegelung gesichert. Die Ausschmierung des Falzes wird dann von innen ergänzt, und über die Steinschicht der Klappe eine etwa 100 mm hohe Schicht aus grobkörnigem fettem Formsand gestampft. Vor dem Einstampfen der letzten 10 mm hohen Schicht wird gründlich Luft gestochen und dann die Oberfläche ähnlich wie eine Gießherdbettung fertig gemacht. Mitunter versieht man sie auch mit einem Anstrich aus dicker, tonreicher Schwärze.

Das Eisenabstichloch soll möglichst kurz sein, um beim Öffnen keine Schwierigkeiten zu bereiten. Man setzt darum bei Kuppelöfen mit geschlossener Brust an die Stelle des Stichloches mit Vorteil ausgesparte Formsteine in die Mauerung, wie sie beim Whiting-Kuppelofen (Abb. 81, S. 60) zu erkennen sind. Wenn die Öffnung nach einigen Schmelzungen zu weit geworden ist, kann sie noch lange mit Kaolin ausgeschmiert und verengt werden, ehe der Stein erneuert werden muß. Bei Kuppel-

öfen mit offener Brust wird die Türe gleich jeder anderen seitlichen Einsteigöffnung durch eine Wand aus feuerfester Masse geschlossen. Man hat nur an der Stelle des Stichloches ein Holzmodell einzulegen, das nach Fertigstellung der Wand ausgezogen wird. Solche Verschlüsse können auf mancherlei Art bewirkt werden. Meistens baut man an der inneren Seite der Einsteigöffnung eine Wand aus größeren Koksstücken auf und spart dabei genügend Zwischenräume aus, so daß während des Anbrennens der Luftzutritt ins Ofeninnere nicht behindert ist. Unmittelbar vor dem Schließen der Türe wird an die Kokswand ein dünnes Holzbrett mit einer Aussparung für das Stichlochmodell gelegt und dagegen eine Abschlußwand aus guter feuerfester Masse aufgestampft. Der weitere Verschuß durch Zuklappen und Verriegelung oder Verkeilung bietet dann keine Schwierigkeit.

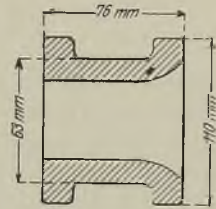


Abb. 178.
Stichlochbüchse.

Die höchste Beanspruchung erleidet das Stichloch eines Kuppelofens, dem das Eisen durch mehrere Stunden ununterbrochen entströmt. Für solche Fälle haben sich Graphitfutter in Form spulenförmiger Büchsen (Abb. 178), die an beiden Enden durch Wülste verstärkt und an einem Ende trichterartig erweitert sind, um dem Verschußpfropfen guten Halt zu geben, gut bewährt. Die in die Verschußwand eingemauerte Büchse sichert vom Anfang bis zum Ende selbst sehr großer Schmelzungen die gleichmäßige Weite des Stichloches und kann für mehrere Schmelzungen verwendet werden¹⁾.

Weniger Sorgfalt erfordert das Schlackenabstichloch. Es wird nach jeder Schmelzung gründlich von Schlacke befreit, unter Verwendung eines konischen Modelles neu mit Lehm ausgeschmiert und mit einem Tonpfropfen verschlossen, sobald die Neuausschmierung genügend angetrocknet ist.

Das Eisenabstichloch muß dagegen offen bleiben, bis die ersten Eisentropfen ausgeblasen werden. So gelangt ein Teil des Windes dazu, durch den im Herde angehäuften Koks zu ziehen, die Herdsohle gründlich vorzuwärmen, in Form einer langen Stichflamme aus dem Stichloch zu treten und dabei auch die Gießrinne zu erhitzen. Es ist darum von Vorteil, das Stichloch nicht allzu eng zu machen. Sobald das erste flüssige Eisen sichtbar wird, muß das Stichloch mit einem Lehmstopfen verschlossen werden. Bei sehr langem Stichloch schiebt man erst einen Kern aus lockerem Sande ein, der den freien Raum der Öffnung annähernd ausfüllt, und schließt hinterher mit dem Lehmstopfen. Es kommt sonst vor, daß das erste Eisen im Stichloch erstarrt und der Ofen nur nach langer Arbeit mit Hammer und Meißel sich öffnen läßt.

Nach dem Zustellen bringt man Späne und lufttrockenes Holz in den Ofen, stürzt darüber einige Körbe Koks und zündet das Holz an. Nasses Holz bewirkt Rauchbelästigungen. Die Menge des erforderlichen Holzes richtet sich nach dem Ofendurchmesser. Für einen mittleren Ofen von 800—1000 mm Durchmesser ist etwa $\frac{1}{2}$ Raummeter Holz erforderlich. Ein Teil des Holzes kann durch Braunkohlenbriketts ersetzt werden, doch

¹⁾ Mitunter soll eine Büchse schon 4—5 Schmelzungen von je 25—30 t in 4 Stunden standgehalten haben. (Foundry 1910. Februarheft, S. 249.)

ist die Ersparnis nicht groß und die Entzündung des Kokes dauert länger. Sobald der erste Koks zu glühen beginnt, wird weiterer Koks nachgefüllt, bis die ganze Füllkoks menge im Ofen ist.

Wenn Preßluft und Gas zur Verfügung stehen, kann das Anfeuern durch Verwendung eines Neufangschen Preßluftgasbrenners (Abb. 179)¹⁾ beschleunigt und verbilligt

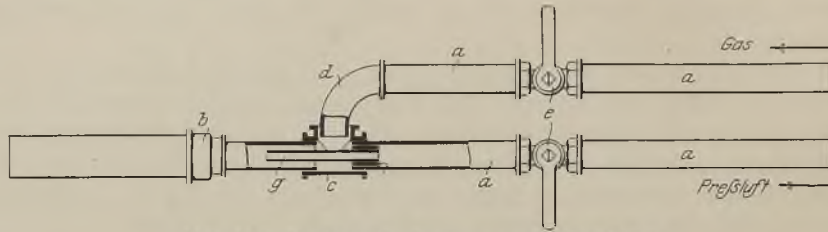


Abb. 179. Preßluft-Gasbrenner nach Neufang.

werden. Auch Petroleumgasfackeln²⁾ und Ölbrenner werden mit Erfolg zum Anzünden verwendet. Ihre Flamme dringt wegen des zu geringen Druckes nicht so gut durch die Zwischenräume der Koksfüllung. Zur besseren Flammenführung müssen im Koks Bett Kanäle ausgespart werden, was nur bei den größten Kuppelöfen ohne allzu große Umstände ausführbar ist³⁾.

Beschicken.

Das Füllen des Kuppelofens mit Eisen, Koks und Flußmitteln, das „Beschicken“ oder „Gichten“, kann von Hand, mit mechanischen Hilfsmitteln oder teilweise von Hand und teilweise mechanisch erfolgen⁴⁾. Man unterscheidet allgemein Hand-, halbmechanische und mechanische Begichtungen.

Handbegichtung. Als Handbegichtung werden alle Verfahren bezeichnet, bei denen das Eisen von der Gichtbühne aus ohne mechanische Hilfe in die Einwurfoffnung befördert wird. Hauptsächlich sind zwei Arbeitverfahren zu unterscheiden. Bei dem einen wird das Eisen am Lagerplatz zerkleinert, ungewogen in größerer Menge auf die Bühne gebracht und dort bis zur Satz bildung gelagert. Nach dem anderen kommen die Masseln in ganzer Länge auf die Gichtbühne, werden dort unmittelbar vom Aufzuge weg zum Masselbrecher und von diesem auf die Wage zur Bildung einzelner Sätze gebracht. Die zusammengestellten Sätze werden entweder auf der Bühne gelagert, oder

¹⁾ Nach Stahleisen 1910. S. 912, kann der Brenner aus normalen Gasrohrleitungsteilen in der eigenen Werkstätte hergestellt werden. Die Zuleitungsrohre *a* haben 1" l. W.; die Mischdüse wird zum Teil durch ein T-Stück *c* gebildet, durch das ein halbzölliges Röhrchen *g* reicht. Dieses Röhrchen muß zur Erreichung einer genügenden Saugwirkung mindestens um 100 mm über das T-Stück hinausragen. Eine Übergangsmuffe *b* verbindet die Mischdüse mit dem Brennröhr. Bei der Inbetriebsetzung wird zur Vermeidung einer Gasexplosion zuerst Gas zugeleitet und erst nach seiner Entzündung der Preßluft hahn langsam geöffnet. Bei einem Drucke von 1–2 at bildet sich eine Flamme von 1–1½ m Länge, die den Koks umspült und innerhalb 10 Minuten ein ziemlich gleichmäßiges Anbrennen im ganzen Ofenquerschnitt bewirkt. Der Gasverbrauch beträgt für einen mittleren Kuppelofen 2 m³, verursacht also bei einem Gaspreise von 10 Pfg. nur eine Auslage von 20 Pfg. Bei Verwendung des Anzünders wird die Herdsohle dicht mit Koksstücken belegt, der gesamte Füllkoks darüber geschüttet und der Brenner angestellt, worauf nach 2 Stunden mit dem Schmelzen begonnen werden kann. Der Anzünder bedingt neben Ersparnissen an Brennstoff den Fortfall der beim Lagern und Trocknen des Brennholzes unvermeidlichen Feuergefahr, den Wegfall der Löhne für die Zerkleinerung und Beförderung des Brennholzes und die Vermeidung jeder Rauchbelästigung. Dagegen vermag er die Ausschmierung in den oberen Teilen des Schachtes nicht so gründlich zu trocknen, wie ein Holzfeuer es tut. Die oben angeführte Quelle bringt auch eine Abbildung, wie der Brenner im Betrieb gehandhabt wird.

²⁾ Stahleisen 1910. S. 910.

³⁾ Mitteilungen über Ölanzünder sind im „American Machinist“ 1909. 11. Dez. S. 866 und in „Foundry“ 1910. Februarheft, S. 263 zu finden. Eine Abbildung der Kanäle in der Koksfüllung brachte auch die Gieß.-Zg. 1910. S. 53.

⁴⁾ Eingehende Mitteilungen über die hierfür verwendeten Einrichtungen folgen in Bd. IV.

unmittelbar von der Wage weg in den Ofen geworfen. Ihre Ablagerung erleichtert zwar die Nachprüfung — der Aufsichtsbeamte kann vor Beginn des Schmelzens eine oder mehrere Stichproben nachwiegen lassen — erfordert aber höhere Löhne und verschwindet darum immer mehr. Man hat es nur noch in kleineren Betrieben beibehalten, wo ein Mann vormittags die Sätze vorbereitet, um sie nachmittags während des Schmelzens rasch genug in den Ofen befördern zu können.

Das Hochbringen der Gichtstoffe auf die Gichtbühne erfolgt, falls nicht die Höhenverhältnisse ebenerdige Beischaftung zulassen ¹⁾, mittels eines Aufzuges, der von Hand,

von einer Transmission, elektrisch, durch Druckwasser u. a. betrieben wird. Kleine Gießereien können mit nur einem Aufzuge auskommen, sollten aber dann für Notfälle über eine bequem gangbare Treppe verfügen. Versagt der Aufzug, so stellt man eine Reihe von Handlangern auf, und es reicht ein Mann dem anderen das Eisen weiter. Mittlere und große Betriebe sind fast immer mit zwei Aufzügen ausgerüstet. Der eine dient im regelmäßigen Betriebe der Eisen-, der andere der Koksförderung. Beide erhalten zwei Ausfahrstellen, die erste in Höhe der Gichtbühne, die zweite 2–3 m höher für den Koks, der zur Ersparnis von Löhnen auf einen Haufen gestürzt wird. Abbildung 180 ²⁾ zeigt eine Anlage, bei der das Eisen auf der Gichtbühne zerkleinert wird.

Das Eisen soll zur Satz- bildung stets gewogen werden, den Koks und die Zuschläge kann man ebensogut messen. Die Wagen bestehen durchweg aus Eisen und werden vorteilhaft mit einem oder mit mehreren Laufgewichtsarmen ausgestattet. Man kann dann die einzelnen Satzbestandteile unmittelbar hintereinander sammeln, ohne an den Gewichten etwas ändern zu müssen. Eine Wage mit sieben Laufgewichtsträgern ist in Abb. 181 ³⁾ wiedergegeben. Der Schmelzmeister oder der Betriebsleiter stellt vor Beginn des Setzens für jeden Satzbestandteil ein Gewicht ein und schließt die Türe zu den Gewichten ab. Dann haben die Setzer nur für jede Sorte einen Griff zu ziehen und so lange von dem Rohstoff zuzulegen, bis die von außen sichtbare Zunge einspielt. Man kann die Wage mit Rädern versehen, um sie auch als Gichtwagen benutzen zu können. Besser ist es, sie mit der Tragfläche bündig in den Boden einzulassen und besondere

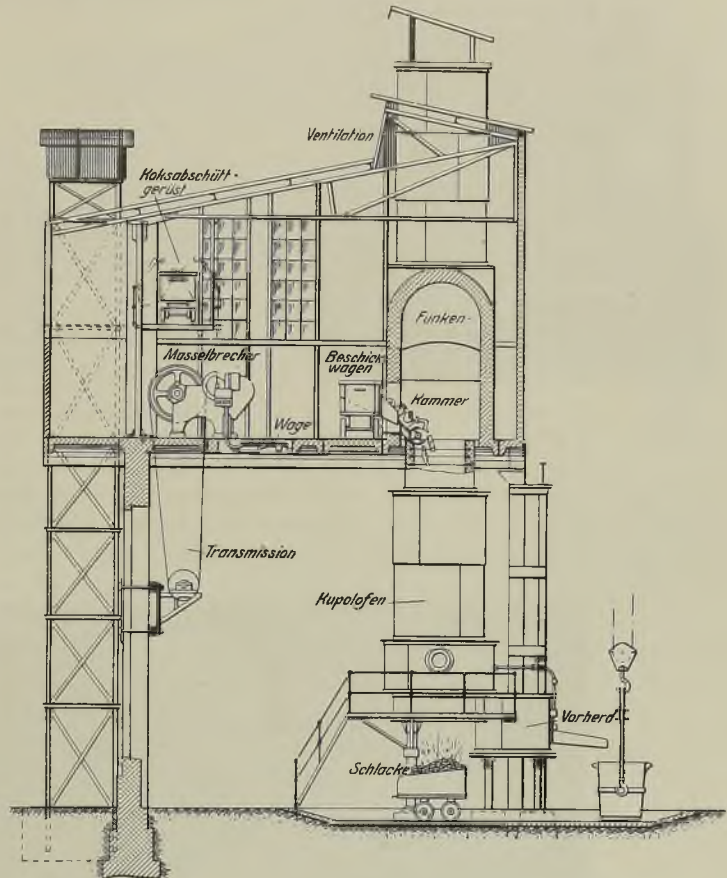


Abb. 180. Ofenanlage mit Zerkleinerung des Eisens auf der Gichtbühne.

¹⁾ Vgl. Th. Ehrhardt: *Stahleisen* 1909. S. 53.

²⁾ Nach Th. Ehrhardt: *Stahleisen* 1909. S. 54. Ein Betrieb mit Zerkleinerung des Eisens unterhalb der Gichtbühne wird von Fr. Greiner in *Stahleisen* 1906. S. 406 beschrieben.

³⁾ Nach einer Ausführung von Carl Schenck, G. m. H. in Darmstadt.

Gichtwagen, Kippwagen oder Beschiekwagen mit schrägem Boden (Abb. 180) zu verwenden. Falls der Koks gemessen werden soll, verwendet man Körbe aus Rohr-, Weiden- oder Drahtgeflecht von bekanntem Inhalt. Der Kalkstein kann in Holzkästchen gemessen werden.

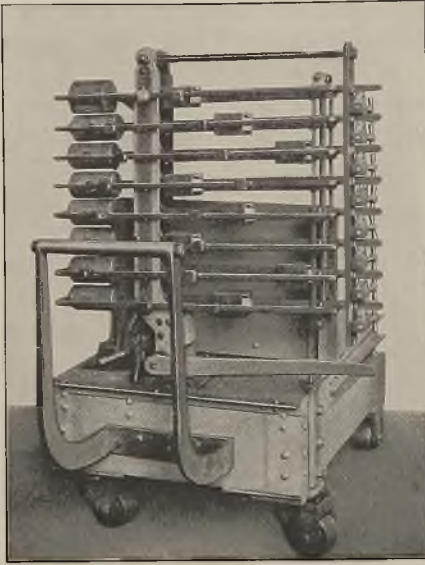


Abb. 181. Satzwagen.

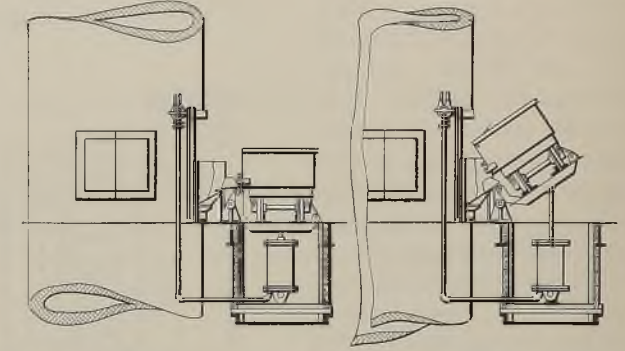


Abb. 182. Einkippen der Beschickung durch Anheben des Gichtwagens.

Der Gichtwagen kann von unten durch einen Druckwasser- oder einen Preßluftkolben angehoben (Abb. 182)¹⁾ oder von oben mittels eines Flasenzuges oder eines elektrischen oder Preßluftthebezeuges hochgezogen werden (Abb. 183)²⁾.

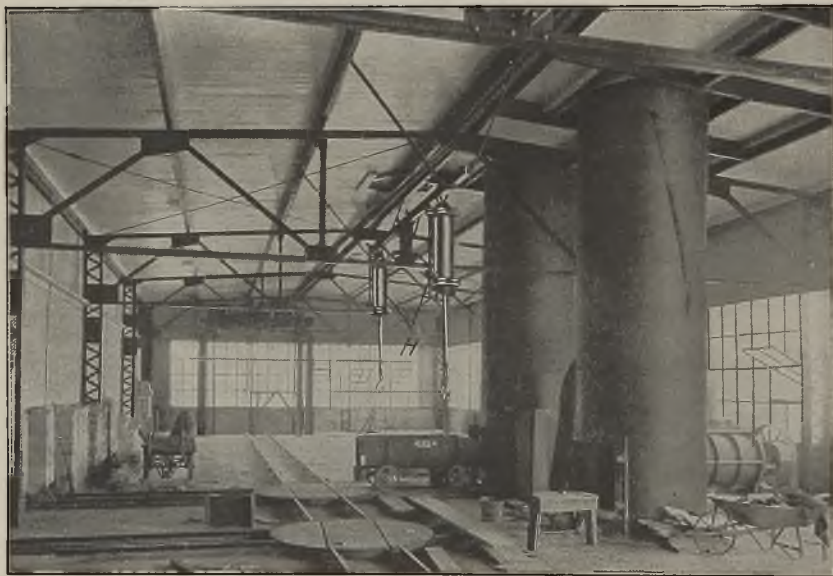


Abb. 183. Einkippen der Beschickung nach Hochziehen des Gichtwagens.

Mechanische Beschickungen befördern die Gichtstoffe von der Gießereisohle bis in den Kuppelofen, ohne sie vorher auf einer Gichtbühne abzusetzen. Sie gewähren neben der weitestgehenden Ausschaltung menschlicher Arbeitskräfte den sehr hoch zu veranschlagenden Vorteil der Satzbildung auf der Gießereisohle. Das ermöglicht eine

¹⁾ Nach Stahleisen 1908. S. 911.

²⁾ Nach Stahleisen 1912. S. 913.

weitaus wirksamere Beaufsichtigung als auf der Gichtbühne, die zu jeder Prüfung erst bestiegen werden muß. Es gibt mechanische Beschickungen mit seitlicher und mit zentraler Aufgabe der Sätze in den Kuppelofen. Schrägaufzüge, Auslegerkranen und Schwebbahnen dienen gewöhnlich der seitlichen, Drehlaufkranen der zentralen Begichtung¹⁾. Schrägaufzüge haben sich mehr oder weniger gut bewährt, die

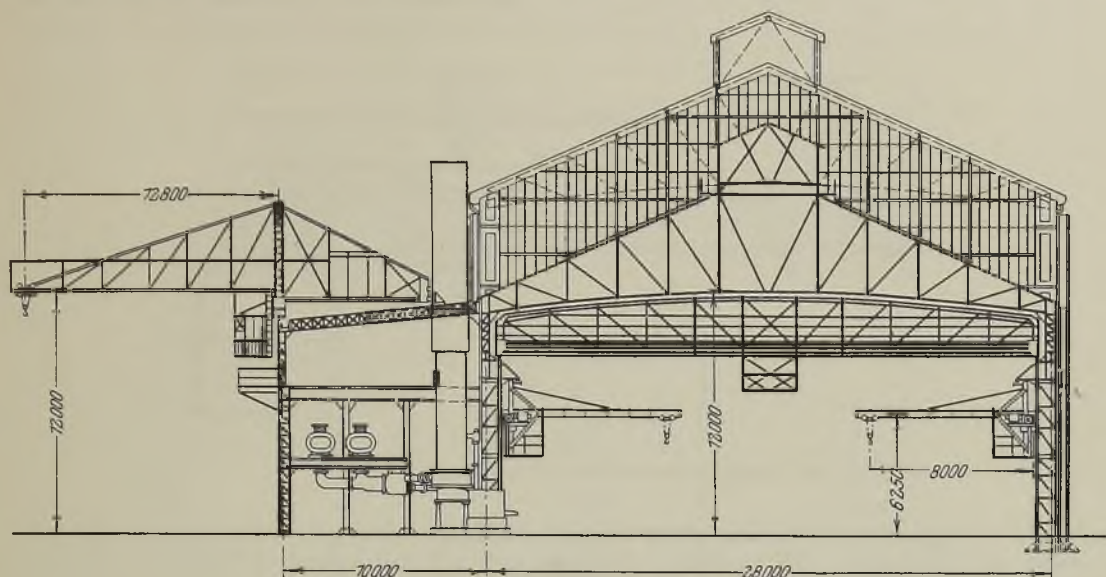


Abb. 184. Begichtungsanlage mit Auslegerkran.

Aufgabezeiten der einzelnen Sätze lassen sich bald ziemlich richtig einteilen. Tritt aber irgendeine Schmelzstörung ein, so kann es leicht vorkommen, daß die Gichtöffnung durch Eisen und Koks überfüllt wird.

Hänge- oder Schwebbahnen, deren Gichtgefäße von einem Aufgeber begleitet werden, bieten volle Gewähr für gleichmäßig richtige Füllung des Ofenschachtes. Jeder Kübel hat seinen eigenen Elektromotor, der vom Führerhäuschen aus bedient wird. Am Roheisenlagerplatz wird der Kübel gesenkt und mit Eisen oder Koks gefüllt. Die Hängewagen sind entweder mit einer eigenen Wägevorrichtung versehen, oder man macht sie aushängbar und wägt die Sätze auf Wagen im Roheisenhofe zusammen.

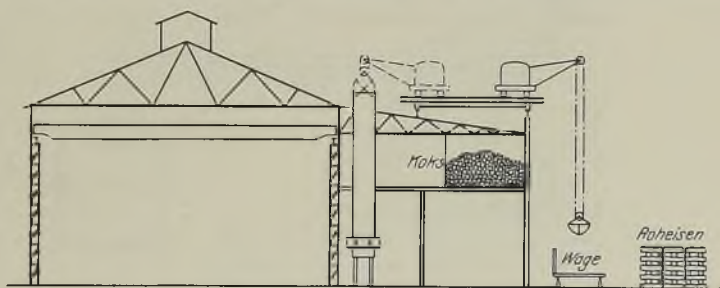


Abb. 185. Begichtungsanlage mit Drehkran.

Das letzte Verfahren ist vorzuziehen, weil sich die allen Unbilden des Betriebes und der Witterung ausgesetzten Wägevorrichtungen an den Hängewagen rasch abnutzen, und das Ablesen des Zeigerausschlages oft schwierig ist. Abb. 184 zeigt eine Begichtungsanlage mittels Auslegerkran²⁾, deren Einzelheiten mit denen von Hängbahnen einigermaßen übereinstimmen.

Etwas anders gestaltet sich der Betrieb mit einem Drehlaufkran (Abb. 185), der mit Gichtgefäßen ähnlich den Greifern von Trockenbaggern ausgestattet ist und die Sätze in der Mitte der Mündung des schornsteinlosen Kuppelofens aufgibt.

¹⁾ Beispiele vgl. E. Leber: Das Eisengießereiwesen in den letzten 10 Jahren. Stahleisen 1912. S. 526.

²⁾ Nach E. Leber: Stahleisen 1912. S. 530.

Beschickung mit zentralem Einwurf nach Shepard. Richtige Aufgabe des Schmelzgutes — Koks und Eisen — nebst weitestgehender Ausschaltung aller Handarbeit wird mit einer Anordnung nach Shepard¹⁾ erreicht. Eine solche Anlage besteht im wesentlichen aus einem Laufkran, der längs seiner Spannweite einen Träger besitzt, auf dem ein Begichtungsgefäß mit oder ohne Führerkorb hin- und hergeschoben werden kann. Dieser Träger — eine Art Laufkatze — ladet nach einer Seite weit genug aus, um das Gichtgefäß bis zur Mitte des Ofenschachtes vorschieben und dort entladen zu können.

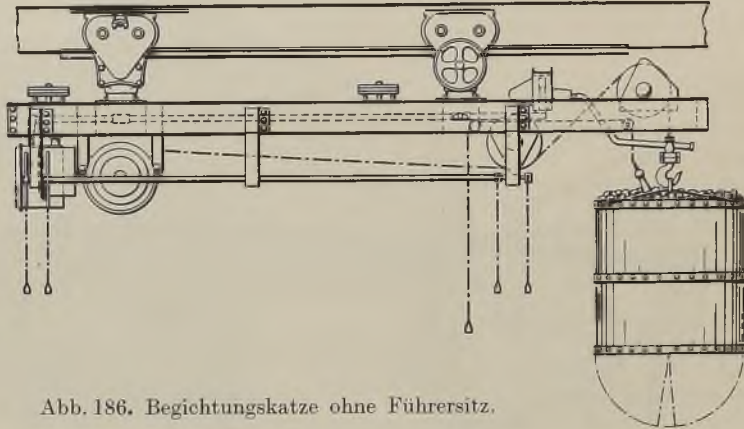


Abb. 186. Begichtungskatze ohne Führersitz.

Abb. 186 zeigt die Ausführung einer Begichtungskatze ohne Führersitz, Abb. 187 eine solche mit Führersitz. Die Laufräder bewegen sich auf dem unteren Flansch des Doppel-I-Trägers; ihre Tragachse ist so ausgebildet, daß auch Kurven bis zu einem gewissen Radius ausgefahren werden können. Der Begichtungskübel hängt an einem Ende der Katze an einem Lasthaken. Am anderen Ende befindet sich das Führerhäuschen nebst allen zur Steuerung erforderlichen Einrichtungen bzw. die Hebelvorrichtung zur Bedienung der Katze von unten. Die Laufkatzen werden so ausgebildet, daß das

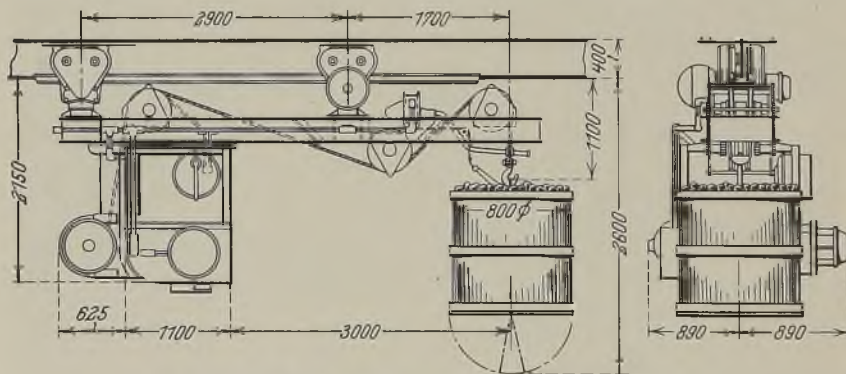


Abb. 187. Begichtungskatze mit Führersitz.

Fahrwerk eine Geschwindigkeit von 60 m/min und das Hubwerk eine solche von 8 m/min erhält. Gegen Überschreitung der höchsten Kübelstellung ist ein Endschalter eingebaut.

Die Abb. 188 und 189 zeigen zwei verschiedene Anlagearten. Nach Abb. 188 wird der Kran am Hofe parallel verschoben, während oberhalb der Gichtbühne zwei Träger angeordnet sind, mit denen der Laufkran genau übereinstimmend ausgerichtet werden kann. Man kann so den ganzen Hof zum Lagern der Schmelzstoffe und zum Zusammenstellen der Gichten nutzbar machen. In ähnlicher Weise wird dasselbe Ziel durch die Anordnung nach Abb. 189 erreicht, bei der aber am Hofe nur eine Hängeschiene vorgesehen ist, wogegen die Gichtkatze mittels einer verstellbaren Weiche verschoben wird.

¹⁾ In Deutschland ausgeführt von der Graue A.-G. in Langenhagen bei Hannover.

Die Anlage nach Abb. 188 ist mit einem Führerhäuschen ausgestattet, von dem aus alle Bewegungen geregelt werden, während die Anlage 189 von Hand bedient und nur das Heben und Senken der Gichtgefäße von einem Motor besorgt wird. Im zweiten Fall wird die Verschiebung der Weiche mittels Zahnstange und einer vom Handrade aus bedienten Zugkette bewirkt.

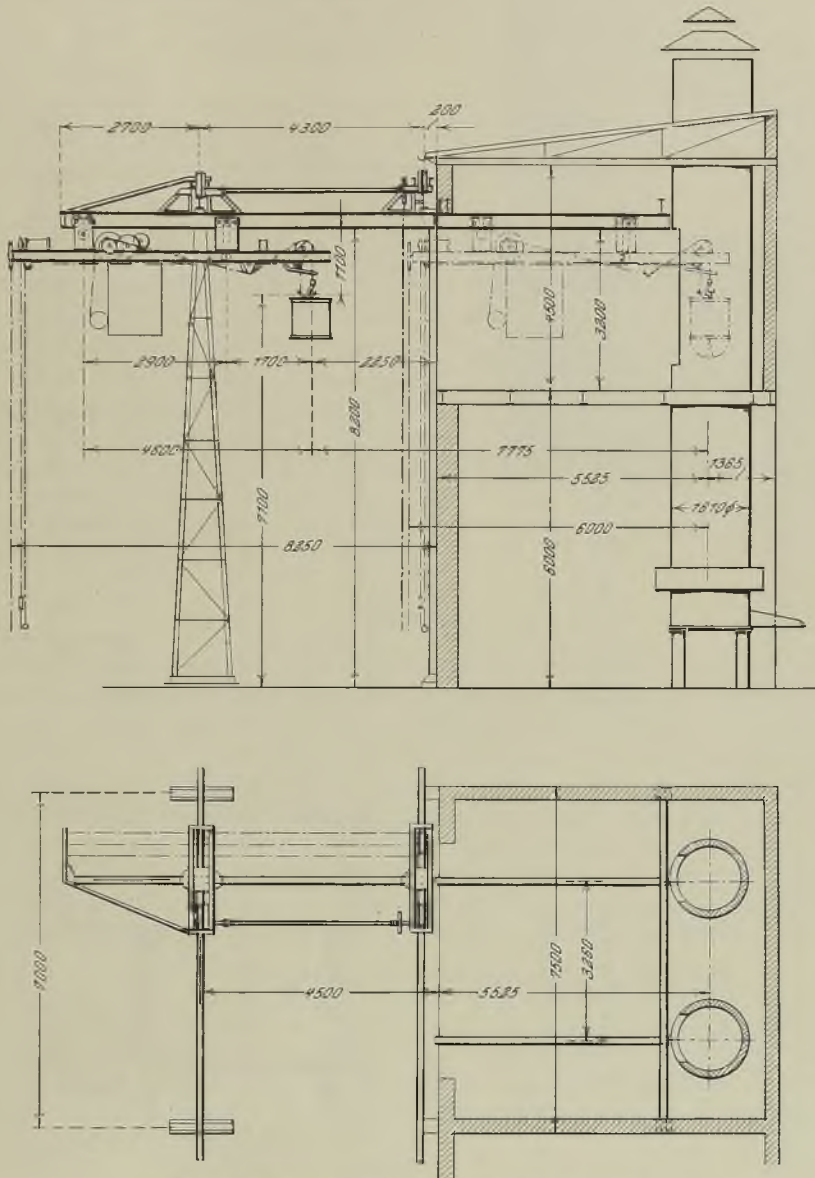


Abb. 188. Ausführungsart des Shepardaufzuges.

Der Begickungskübel besteht im wesentlichen aus einer aus mehreren Segmenten zusammengestellten Bodenplatte, deren Glieder so an einen Mittelbolzen angelenkt sind, daß jedes einzelne beim Niederklappen auch eine drehende Bewegung ausführt. Bei geöffnetem Kübel legen sich die einzelnen Glieder fächerartig ineinander (Abb. 190). Die Regelung der Segmentebewegung erfolgt durch eine zentral angeordnete, verzahnte Spindel, die in einen mit den Segmenten festverbundenen Zahnkranz eingreift. Durch Heben und Senken dieser Spindel werden die die Bodenplatte bildenden

Segmente geöffnet oder geschlossen. Die Anordnung ist derart getroffen, daß die verzahnte Spindel in ihrer tiefsten Stellung, also bei geschlossener Bodenplatte verriegelt ist. Die Verriegelung wird durch einen Seilzug vom Führersitze, bzw. vom Boden aus betätigt.

Arbeitsvorgang: Der bodenverriegelte Kübel wird beladen, von der Katze gehoben und in den Ofenschacht eingeschoben. Nun löst man die Verriegelung — vom Führer-

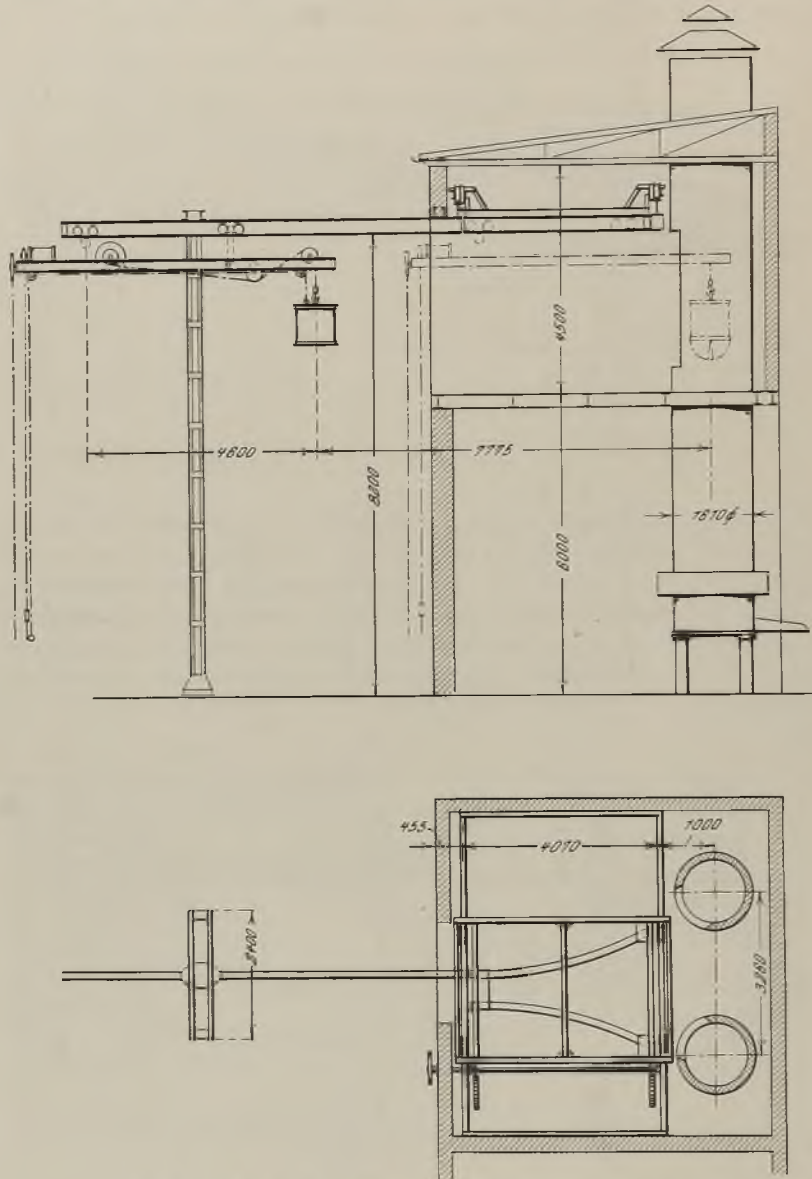


Abb. 189. Andere Ausführungsart des Shepardaufzugs.

häuschen oder vom Boden aus —, so daß die Teilsegmente der Bodenplatte nach unten frei ausschlagen können. Gleichzeitig hebt man den Kübel etwas an, wodurch das in ihm befindliche Schmelzgut herausgleitet und sich gleichmäßig und stoßfrei auf die obere Abschlußebene der Schmelzsäule senkt. Die gleichmäßige Ablagerung im Ofenschacht wird durch die entstehende gelinde, drehende Bewegung der abgleitenden Stoffe unterstützt. Nach der Entleerung läßt man den Kübel wieder in die Höchststellung zurückkehren. Die verzahnte Spindel stößt am Schlusse des Hochgehens gegen einen Anschlag.

Durch den dabei wirksam werdenden Druck schließen sich die Segmente wieder zusammen, und die Verriegelung der verzahnten Spindel legt sich unter der Wirkung eines Belastungsgewichtes wieder ein. Der Kübel wird dann aus dem Ofen ausgefahren, um von neuem benützt zu werden. — Zum Aufgeben des Kokes wird an Stelle des schmalen Ringes ein hoher Kübel verwendet, der ebenso wie das Gefäß zur Aufgabe des Eisens mit einem fächerartig aufklappbaren Boden ausgestattet ist.

Statt des aufklappbaren Gichtgefäßes wird mitunter ein Blechzylinder verwendet, dessen kegelförmiger Boden mit seiner nach oben gerichteten Spitze am Kranhaken einer senkrechten Mittelstange aufgehängt ist. Wird das Begichtungsgefäß nach dem Absenken auf die Schmelzsäule etwas angehoben, so gleitet sein Inhalt durch den entstehenden Spalt über den Blechkegel in den Schacht und lagert sich an seinen Wänden im Kreise ab. Nach vollständigem Hochziehen des Gefäßes überstürzt sich das aufgegebene Schmelzgut nach der Mitte des Schachtes zu und verteilt sich einigermaßen gleichmäßig über den ganzen Schachtquerschnitt. Die Verteilung fällt aber immerhin nicht so gleichmäßig wie bei Benützung eines Fächerkübels aus¹⁾.

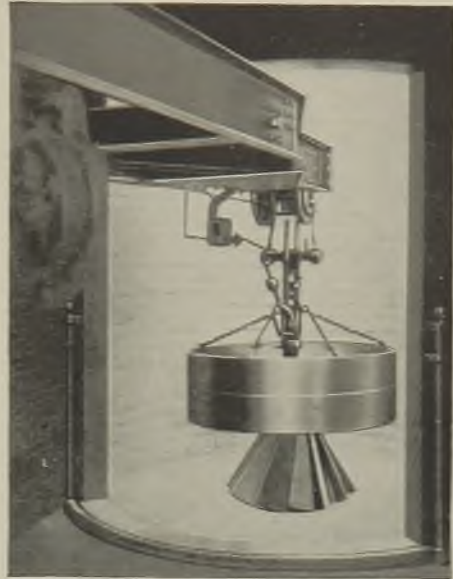


Abb. 190. Begichtungskübel für zentrale Begichtung, aufgeklappt.

Satzgröße.

Zur Erreichung eines guten Schmelzverlaufes müssen Eisen und Koks abwechselnd und in genau bestimmten Mengen in den Ofen gebracht werden. Die Koksschicht, „der Kokssatz“, muß so hoch sein, daß der größte Teil des mit dem Winde zugeführten Sauerstoffes zur Bildung von Kohlensäure verbraucht wird und kein freier Sauerstoff die folgende, glühende Eisenschicht treffen kann. Sind die einzelnen Eisenschichten zu hoch, so gelangt wohl der untere Teil eines jeden Eisensatzes unter günstigen Umständen zur Schmelzung, der obere Teil gerät aber in zu große Nähe der Düsen, wo er kalt geblasen und stark oxydiert wird. Bei kleinen Abstichen ist das gut zu beobachten, sie liefern abwechselnd heißes und mattes Eisen. Sind die Sätze zu niedrig, so können gleichzeitig zwei Eisensätze in die Schmelzzone gelangen, was zu unregelmäßiger Verbrennung führen muß.

Die günstigste Verbrennung wird bei etwa 150 mm hohen Koksschichten erreicht²⁾. Mit dem Überhitzungsgrade steigt die Menge des auf die Gewichtseinheit Eisen zu setzenden Schmelzkokes. Gewöhnlich wird an einer feststehenden Eisengicht festgehalten, und die Größe der Koksgicht nach dem Überhitzungsgrade geändert. Richtiger ist es aber, die Höhe der Koksgicht beizubehalten und das Gewicht des Eisens zu ändern,

¹⁾ Beschreibungen neuerer Begichtungsanlagen für Kuppelöfen sind u. a. an folgenden Stellen zu finden. Gronemann, J. L. Th.: Automatische Beschickung für Kuppelöfen. Gieß.-Zg. 1912. S. 561. — Vorbaeh, E.: Mechanische Kuppelofenbeschickung. Gieß.-Zg. 1913. S. 69, 103. — Ehrhardt, Th.: Selbsttätige Kuppelofenbegichtung. Stahleisen 1914. S. 1281. — Wülfrath, E.: Senkrecht entleerende Beschickungsvorrichtung mit Schrägaufzug. Stahleisen 1914. S. 1286. — Geipel, G. A.: Neuzeitliche Begichtungsanlagen für Kuppelöfen mittels Hängebahn. Stahleisen 1926. S. 1324.

²⁾ Ledebur erklärt 80 kg auf 1 m² Ofenquerschnitt als ein „zweckmäßiges Verhältnis“ (Handb. d. Eisen- u. Stahlgieß. 3. Aufl. 1901. S. 142). Das entspricht einer Kokshöhe von 160 mm, wenn das Gewicht eines Raummeters geschütteten Kokes zu 500 kg angenommen wird. Bradley Stoughton empfiehlt eine Kokshöhe von 150—200 mm, je nach dem zu erzielenden Überhitzungsgrade des Eisens (nach O. Leyde: Kuppelofenbetrieb in Amerika. Stahleisen 1908. S. 772). während G. Buzek schon eine Kokshöhe von 100 mm für günstig erachtet (Stahleisen 1910. S. 699).

da bei einem bestimmten Kuppelofen die minutlich zugeführte Windmenge im allgemeinen gleich bleiben soll ¹⁾. Unter Zugrundelegung einer Koksschicht von 150 mm Höhe — bei niedrigerer Koksschicht erwächst die Gefahr, daß die vorhergehende Eisengicht nicht vollständig von Koks bedeckt wird — ergeben sich für die verschiedenen Schachtdurchmesser und Überhitzungsgrade die in der Zahlentafel 15 angegebenen Koks- und Eisengichten.

Zahlentafel 15.
Koks- und Eisengichten.

Lichter Schacht- durchmesser mm	Schacht- querschnitt m ²	Koksschicht 150 mm hoch kg	Abgerundetes Gewicht der Eisengicht in kg bei einem Satzkoksaufwand von				
			7%	8%	9%	10%	12%
500	0,1964	15	214	187	166	160	125
600	0,2827	21	300	262	233	210	175
700	0,3848	29	414	362	322	290	241
800	0,5026	38	543	475	422	380	316
900	0,6362	48	685	600	533	480	400
1000	0,7854	59	843	737	655	590	491
1100	0,9503	72	1028	900	800	720	600
1200	1,1310	85	1214	1062	944	850	708

Mit dem Setzen, d. h. dem Einfüllen der einzelnen Sätze in den Ofenschacht, wird erst begonnen, wenn das Anfeuern so weit vorgeschritten ist, daß der Füllkoks vor den Formen hellrot erscheint. Zunächst streicht man mit einer rechtwinklig gebogenen Eisenstange die Oberfläche der Füllkoksschicht eben und prüft so zugleich ihre Höhe. Wenn die Koksschicht nicht mehr mindestens 400 mm über die Düsenoberkante reicht, muß sie ergänzt werden. Auf den eben gestrichenen Füllkoks wird der erste Eisensatz und darüber der erste Schmelzkoks gestürzt. Zuletzt streut man den Zuschlag (siehe unten) mit einer Schaufel so über den Koks, daß er gleichmäßig verteilt wird und vom Mauerwerk möglichst einige Zentimeter entfernt bleibt. So wird fortgefahren, bis der Schacht bis zur Gichtöffnung gefüllt ist. Dann schließt man alle unteren Öffnungen mit Ausnahme des Stichloches und stellt den Wind an. Das nach spätestens 10 Minuten im Stichloch erscheinende Eisen läßt man kurze Zeit aussprühen, bis seine hellere Farbe einen genügenden Überhitzungsgrad ausweist. Der entstehende Eisenverlust ist nicht so groß, wie die rasch mächtig werdende Funkengarbe befürchten läßt. Bei richtig angelegten und betriebenen Kuppelöfen überschreitet er nicht 5 kg und wird durch einen glatten Verlauf des ersten Abstiches reichlich bezahlt. Durch ein starkes Blech, das man in 1—2 m Entfernung von der Abstichrinne aufstellt, wird die Gießhalle vor den Funken geschützt und ein Teil des ausgesprühten Eisens wiedergewonnen.

Das Setzen muß mit dem fortschreitenden Schmelzen gleichen Schritt halten, damit der Ofen bis zur Aufgabe des letzten Satzes dauernd bis zur Gichtöffnung gefüllt bleibt. Für die letzten Sätze verwendet man mit Vorteil kleinstückigeren Koks, um dem Winde, der dann nicht mehr die ganze Schmelzsäule zu überwinden hat, größeren Widerstand entgegenzusetzen. Nach dem letzten Eisensatz wird kein Koks mehr aufgegeben.

Der Füll- und Anwärmkoks soll möglichst trocken sein, beim Schmelzkoks wird dagegen von mancher Seite Wert auf einen nicht unbeträchtlichen Feuchtigkeitsgehalt gelegt. Man nimmt an, die aus der Verbrennungs- und Schmelzzone aufsteigenden Abgase seien dann gezwungen, die Feuchtigkeit zu verdampfen, ehe sie eine Verbrennung des Kokses bewirken können. Infolgedessen gelangt eine größere Menge Koks unmittelbar vor den Windformen zur Verbrennung, und der Schmelzvorgang wird auf eine schmälere Zone beschränkt. Nasser Koks ist auch fester als trockener und zermürbt nicht so leicht unter dem Drucke der Schmelzsäule ²⁾.

¹⁾ Vgl. S. 467 Bd. I.

²⁾ C. Geiger veröffentlichte eingehende Untersuchungen über trockenen und nassen Koks beim Kuppelofenschmelzen in Stahleisen 1909. S. 63. — Über einschlägige Versuche berichten ferner L. Treuheit: Stahleisen 1909. S. 1029 und H. Holm: Stahleisen 1910. S. 294. — Betr. Wasseraufnahmefähigkeit von Koks vgl. Bd. I, S. 511.

Zuschläge und Schlacke.

Die Koksasche und der am Roheisen haftende Sand, sowie Verunreinigungen, die mit dem Alteisen in den Ofen gelangen, müssen während des Schmelzens durch Zuschlag von Kalkstein oder von Kalkstein und Flußspat verschlackt werden. Die Menge des Zuschlages hängt vom Gehalt des Kokses an Asche und deren Zusammensetzung¹⁾ in erster Linie ab, in zweiter Linie aber auch von der Menge des am Roheisen, am Gußbruche und an den Eingüssen haftenden Sandes²⁾ und schließlich auch vom Grade der Verrostung des verwendeten Alteisens. Die Schlacke soll bei Verwendung von reinem Kalkstein etwa 20% Kalkerde (CaO) enthalten, um genügend Schwefel aufnehmen zu können. Bei durchschnittlich 10% Aschengehalt im Koks würde zur Erreichung dieses Gehaltes eine Kalksteinmenge von etwa 20% des Koksgewichtes durchaus ausreichen. In Anbetracht des am Eisen haftenden Sandes und um vollkommen sicher zu gehen, setzt man mindestens ein Drittel vom Koksgewichte Kalk und geht in manchen Fällen ohne ersichtlichen Schaden selbst bis zu 50%. Zu geringe Kalkzuschläge bewirken Eisenverluste durch Verschlackung. Der niedrigste Eisenoxydulgehalt der Schlacke — 5 bis 6% — wird bei 30–50% Kalksteinzuschlag erzielt. Darüber hinausgehende Zuschläge sind wirkungslos und in anderer Richtung schädlich³⁾. Sie greifen das Mauerwerk an, verschlacken es zum Teil und bewirken die Bildung so großer Schlackenmengen, daß ihre Entfernung sehr lästig werden kann. Der Kalkstein ist um so wirksamer, je mehr reine Kalkerde und je weniger Kieselsäure und Tonerde er enthält⁴⁾. Am reinsten ist Marmor. Der Zuschlag wird auf etwa Walnußgröße zerkleinert und gleichmäßig über den ganzen Ofenquerschnitt verteilt. Eine weitergehende Zerkleinerung führt zu keinen guten Ergebnissen.

Auch Flußspat wird in manchen Gießereien als Zuschlagstoff angewandt, weil er entschwefelnd wirken soll⁵⁾. Die Wirkung des Flußspats wird darauf zurückgeführt, daß er die für eine Entschwefelung des Eisens notwendige Basizität einer Schlacke erhöhen soll, und daß er die Schlacke außerdem dünnflüssiger macht, wodurch das Wandern des Schwefels aus dem geschmolzenen Eisen in die Schlacke hinein und die Diffusion in dieser befördert würde. Uhlitzsch nahm auf Grund von Untersuchungen über die chemischen Vorgänge bei der Entschwefelung im Elektroofen⁶⁾ an, daß aus dem Flußspat und dem Schwefel des Eisens flüchtige, fluorhaltige Schwefelverbindungen sich bilden. Planmäßig durchgeführte Versuche zur Feststellung der Wirkungsweise von Flußspat im Kuppelofen⁷⁾ haben nun zunächst ergeben, daß die Bildungstemperatur einer Flußspatschlacke niedriger als die einer normalen Kuppelofen-Kalksteinschlacke liegt. Der Wärmeaufwand für die Bildung der Flußspatschlacke wurde zu 25% niedriger berechnet. Durch den Flußspatzusatz wird der Kalkgehalt der Kuppelofenschlacke stark herabgesetzt, sie verliert an Basizität, während die Gehalte an Kieselsäure und Tonerde durch Abschmelzen des Mauerwerks steigen, wobei auch die Schlackenmenge zunimmt. Die Schlacke muß also zähflüssiger werden, was auch die Versuche bestätigten. In der Schlacke wurde kein Fluor gefunden. Dies wird vielmehr bei der Entstehung der Gesamtschlacke vollständig verflüchtigt, noch bevor die endgültige Schlacke die Hauptmenge des niedergeschmolzenen Eisens bedeckt. Damit erscheint es ausgeschlossen, daß im Kuppelofen Flußspat eine entschwefelnde Wirkung ausüben kann. Ein Zuschlag

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 512. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 145. ³⁾ Vgl. Bd. I, S. 621. ⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 618.

⁵⁾ Vgl. Bd. I, S. 622; ferner A. Wagner: Über Entschwefelung und Reduktion im Kuppelofen. Stahleisen 1925. S. 1205. L. Zerzog: Neuere Untersuchungen auf dem Gebiete des Flußspat-Zusatzes im Kuppelofenbetrieb. Gieß.-Zg. 1926. S. 513, 541.

⁶⁾ Dissertation Clausthal 1923. S. a. B. Osann: Beiträge zum Verhalten des Schwefels bei Schmelzvorgängen. Privatdruck. Berlin 1923; auszugsweise Stahleisen 1923. S. 1453.

⁷⁾ Th. Klingenstein: Flußspat und Schlackenbildung im Kuppelofen. Gieß.-Zg. 1925. S. 311. — drs.: Die Entschwefelung im Kuppelofen unter besonderer Berücksichtigung des Flußspats. Gieß.-Zg. 1925. S. 621; auszugsweise Stahleisen 1925. S. 1329. — E. Wilke-Dörfurt und H. Buchholz: Die entschwefelnde Wirkung von Fluorverbindungen auf geschmolzenes Eisen. Stahleisen 1926. S. 1817. — E. Wilke-Dörfurt, Fr. Seiter und Th. Klingenstein: Die Wirkungsweise des Flußspats als Kuppelofen-Zuschlag in der Eisengießerei. Stahleisen 1927. S. 128, 884.

von Flußspat bei Verwendung von gutem, wenig Verunreinigungen enthaltendem Kalkstein (mit 97–98% CaCO_3) ist daher zwecklos und kann sogar als schädlich angesehen werden. Wohl können Fälle eintreten, wo ein Zuschlag von Flußspat gewisse „Verdauungsstörungen“ des Kuppelofens beheben kann.

Während des Schmelzens müssen die Windformen fleißig beobachtet und von Schlackenansätzen gereinigt werden. Dazu öffnet man die Schaulöcher und stößt mit einer Eisenstange durch¹⁾. Ein sicheres Mittel zur

Reinigung einer Düse von Schlackenansätzen gewährt die Wegnahme des Windes während ganz kurzer Zeit. Manche Kuppelöfen, z. B. der Bestenbostelsche (Abbildung 94 und 95) oder der Vulkan-Kuppelofen (Abb. 191)²⁾, sind dafür besonders eingerichtet. Bemerkenswert ist eine Anordnung von Neufang³⁾, nach der die Düsen in Zeitabschnitten von 15–20 Minuten mittels eines elektrisch betriebenen Hebelwerkes selbsttätig aus- und eingeschaltet werden. Die Wechseldüse von Grocholl (Abb. 96 und 97) läßt den Wind stetig

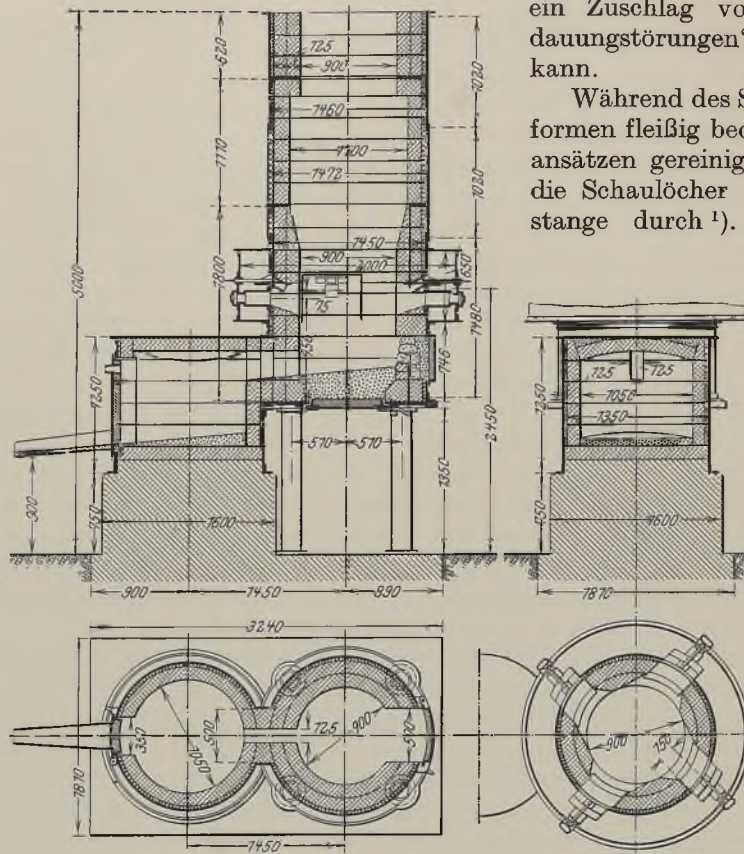


Abb. 191. Vulkan-Kuppelofen.

kreisend (wandernd) durch einen Teil der Düsen in den Ofen gelangen. Der Wechsel zwischen den blasenden und den aussetzenden Düsen erfolgt dabei vollkommen stetig im Verlaufe weniger Sekunden (vgl. S. 66).

Abstich und Entleerung.

Nach Ansammlung einer genügenden Menge Eisen im Herde oder im Vorherde wird das Eisen von Zeit zu Zeit in bereitstehende Gießpfannen abgelassen, wozu das mit einem

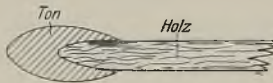


Abb. 192.

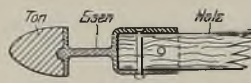


Abb. 193.

Abb. 192 u. 193. Stichlochstopfen-Stangen.

Lehmstopfen verschlossene Abstichloch geöffnet werden muß. Der hartgebrannte Lehm wird so tief wie möglich mit Meißel und Hammer entfernt, und dann mit dem Abstecheisen — einer etwa 2 m langen und 20 mm starken, am vorderen Ende zugespitzten Rundeisen-

stange — durchstoßen. Sobald eine genügende Menge Eisen aus dem Ofen geflossen

¹⁾ Der Wind braucht dabei nicht abgestellt zu werden, wie es manchmal geschieht. Die Hand kann mit einem Leder- oder Asbesthandschuh durchaus genügend geschützt werden. Die Schlackenansätze braucht man während des Abstoßens nicht zu sehen, man fühlt sie mit der Stange deutlich genug.

²⁾ Ausgeführt von der A.-G. Vulcan in Köln-Ehrenfeld. ³⁾ Stahleisen 1911. S. 842.

ist oder sobald mit dem Eisen Schlacke aus dem Stichloche tritt, wird die Öffnung mit einem neuen Lehmstopfen geschlossen. Dazu bedient man sich runder Holzstangen, an deren Ende ein zugespitzter Ballen von feuchtem Lehm unmittelbar angeklebt ist (Abb. 192) oder auf einem eisernen Plättchen sitzt, das durch eine Hülse mit der Stange verbunden ist (Abb. 193). In der Mitte des Plättchens befindet sich ein knopfartiger Vorsprung, der dem Stopfen einigen Halt verleiht. Da der Stopfen während des Eindrückens leicht abfällt, müssen stets mehrere gebrauchsfertige Verschlußstangen bereitgehalten werden.

Betriebe, die häufig abzustechen genötigt sind, und bei denen gegen ständiges Laufenlassen des

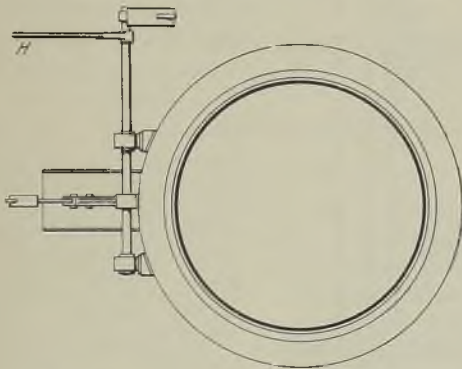
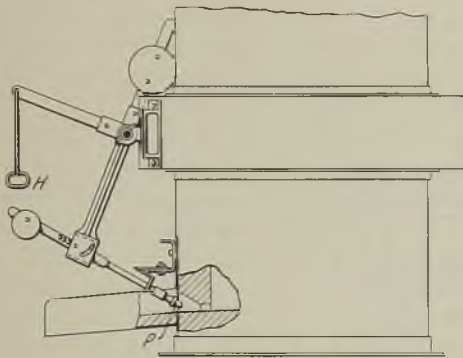


Abb. 194. Abstechvorrichtung von Feldhoff.

Eisensprechende Gründe vorhanden sind, bedienen sich mechanischer Vorrichtungen, die das Abstechen und Wiederstopfen des Ofens beträchtlich erleichtern. Eine vielfach anzutreffende derartige Einrichtung wurde der Firma Friedr. Feldhoff in Barmen geschützt¹⁾. Die Vorrichtung läßt sich an jedem Kuppelofen anbringen und ermöglicht die Entnahme kleinster Eisenmengen bei vollem Ofen. Die Anordnung der Vorrichtung ist der Abb. 194 zu entnehmen. Durch einen Zug am seitwärts angebrachten Hebel H wird der Verschlußpfropfen P in das Stichloch gedrückt und dieses zuverlässig wieder geschlossen. Ausgleichgewichte an der Stopfenstange und am Zughebel bewirken die Ausführung der Arbeit ohne nennenswerte Kraftanwendung. Man braucht einige Erfahrung in der Bereitung und Instandhaltung der Pfropfen, doch ist es einem nicht allzu ungeschickten Manne nicht schwer, die nötige Übung in einigen Tagen zu erlangen.

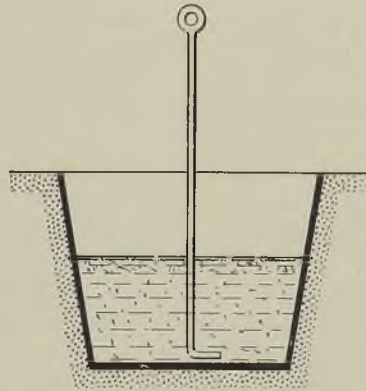


Abb. 195. Schlackenpfanne.

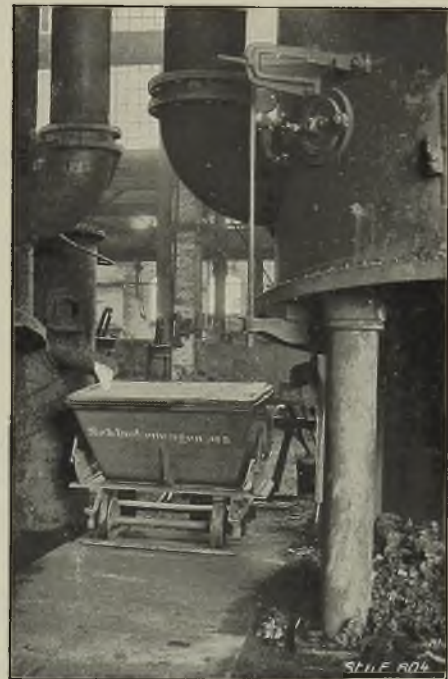


Abb. 196. Schlackenkippwagen.

¹⁾ D.R.P. Nr. 263 914. S. auch Stahleisen 1914. S. 903.

Bei größeren Schmelzungen wird von Zeit zu Zeit die Schlacke dem Ofen entnommen. Das Abschlacken soll nur durch das Schlackenabstichloch, niemals durch das Eisenstichloch geschehen. Läßt man die Schlacke durch letztere Öffnung abfließen, so werden die Abflußrinne und die Gießpfanne so verschlackt, daß es nur noch nach großer Mühe möglich ist, schlackenfreies Eisen in die Gußformen zu bringen.

Die auslaufende Schlacke wird häufig nur durch einen schnell hergerichteten Formsanddamm begrenzt und am Ende der Schicht abgefahren. Einfacher, billiger und

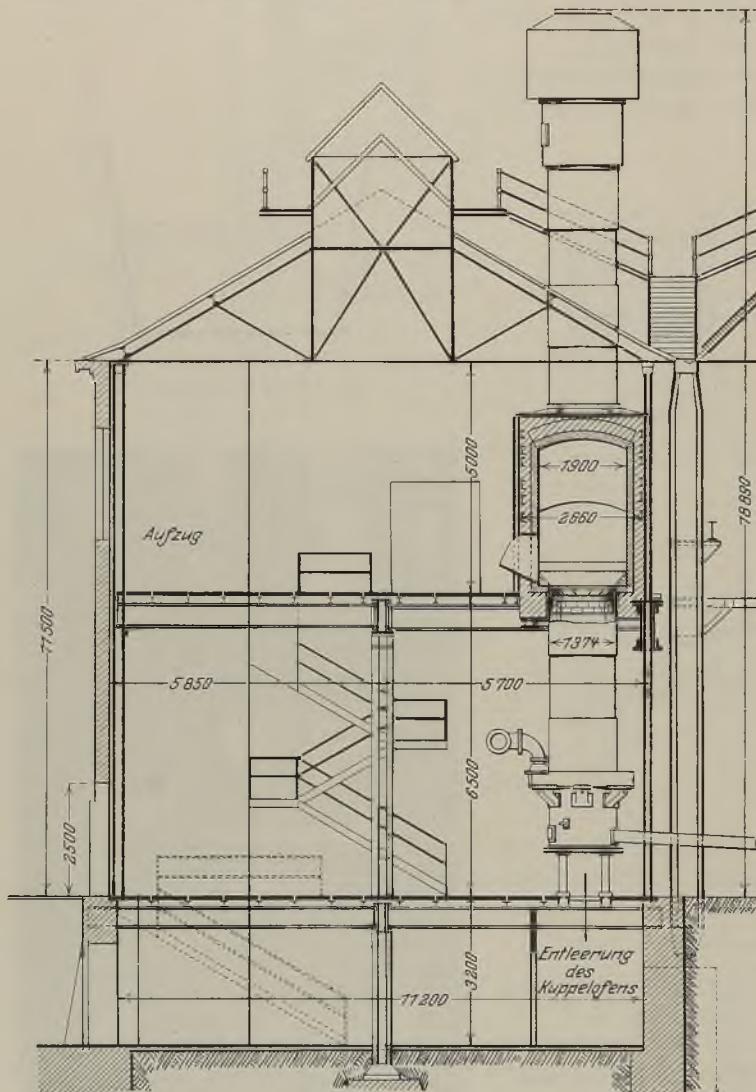


Abb. 197. Schnitt durch ein Ofenhaus mit Kuppelofenkeller.

größere Sauberkeit verbürgend ist es, sie in einer eisernen Pfanne zu sammeln. Vor Beginn des Abstiches bringt man in die Pfanne einen eisernen Haken (Abb. 195), an dem die erstarrte Schlacke später hochgehoben und auf einen Abfuhrwagen gesetzt wird. Bei hochgelegenen Schlackenabstichen wird es mitunter möglich, die Schlacke unmittelbar in der Mulde eines Kippwagens aufzufangen (Abb. 196) und sie so mit einem Mindestaufwand an Löhnen fortzuschaffen. Man geht aber immer mehr dazu über, die Schlacke in einer Kugelmühle oder einem Pochwerk zu zerkleinern, um mitgerissenes Eisen in einem Eisensammler wieder zu gewinnen¹⁾. Auf diese Weise vermochte schon manche Gießerei ihren Schmelzverlust ganz erheblich zu verringern. In vereinzelt Fällen wird die Schlacke durch Einleiten in ein zum Teil mit Wasser gefülltes Gefäß zerkleinert. Man rührt dann während des Schlacken-

zuflusses mit einer eisernen Stange fleißig um, wobei die einlaufende Schlacke zu Körnern und Stückchen von Grieb- bis Haselnußgröße zerfällt.

Nach Aufgabe der letzten Gicht wird noch solange geblasen, als vor den Formen flüssiges Eisen erscheint. Danach stellt man das Gebläse ab, läßt die im Herde angesammelten Eisen- und Schlackenmengen ab, öffnet die Türen und zieht den noch im Schachte vorhandenen glühenden Koks mit einer langen eisernen Kratze aus. Ein eiserner Ständer vermag dabei als Auflager für das schwere Kratzeisen und als Schutz der Mannschaft gegen die strahlende Wirkung der ausgezogenen glühenden Massen gute Dienste zu leisten. Bei Kuppelöfen mit Bodenklappen fällt der Ofeninhalt nach Öffnung der Klappen

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1923. S. 309.

gewöhnlich zum größten Teil von selbst aus. Ist das nicht der Fall, so genügen einige Stöße, die mit einer rechtwinklig gebogenen Eisenstange von unten nach oben oder mit einer geraden Stange wagerecht durch eine seitliche Türöffnung geführt werden, um die Massen in Bewegung zu bringen. Der ausgezogene Koks wird ausgiebig mit Wasser bespritzt und kann am nächsten Tage als Satzkoks verwendet werden.

Über alle Entleerungsschwierigkeiten kommt man am besten durch die Anlage eines Kuppelofenkellers hinweg, in den nach vollendeter Schmelzung der Ofen entleert wird. Bei einer Anordnung nach Abb. 197 entfällt die sonst unvermeidliche Rauch- und Dampfbelästigung der Gießerei. Ein Aufzug in einer Ecke des Schmelzbaues fördert die Rohstoffe vom Kellergeschoß, wie vom Ofenhausfußboden zur Gichtbühne. Vor Beginn des Entleerens wird die bis dahin verschlossen gehaltene Bodenklappe unter dem Ofen geöffnet. Die in den Keller stürzenden glühenden Massen werden dort mit einem Wasserstrahl abgelöscht, am nächsten Tage von Hand ausgelesen und einem im Keller befindlichen Magnetscheider zur Rückgewinnung von Eiseneinschlüssen übergeben. Das zurückgewonnene Eisen geht mit dem Aufzug unmittelbar auf die Gichtbühne. Durch die Anordnung eines Kuppelofenkellers werden erhebliche Beträge an Löhnen erspart, da das Entleeren selbst großer Öfen durch nur 2 Mann in wenigen Minuten bewirkt werden kann. Die diese Arbeit besorgenden Leute sind nicht mehr der starken Hitzewirkung wie beim alten seitlichen Entleeren mit Hilfe schwerer Eisenhaken oder selbst den noch immer sehr erheblichen Beanspruchungen beim Ausleeren durch eine Bodenklappe zu ebener Erde ausgesetzt. Man braucht keine Überstunden zu bezahlen, und die Gießhalle bleibt von dem sonst beim Entleeren des Kuppelofens ganz unvermeidlichen Qualm und Ruß verschont. Da unter jedem Ofen sich ein besonderer, durch Mauern abgeschlossener Keller befindet, kann jeder Ofen entleert werden, ohne die benachbarten Räume zu behelligen. Jeder Einzelkeller hat eine gegen die Hitzewirkungen des Ofenausfalles isolierte Türe, die mit einem Schlitz versehen ist, durch den das Strahlrohr des Hydranten eingeführt wird.

Satzmeldung und Schmelzleitung.

Vor Beginn des Schmelzens ist der Schmelzplan festzulegen. Zunächst wird der Bedarf an flüssigem Eisen nach Art und Menge ermittelt und danach die Zahl der verschiedenen Sätze bestimmt. Die Menge der vorhandenen Schmelzstoffe, ihre chemische Zusammensetzung und sonstige Beschaffenheit sind auf Grund der Lager- und Betriebsvermerke sowie der Laboratoriumsberichte bekannt. Nach diesen Unterlagen bestimmt man die Zusammensetzung ¹⁾, Zahl und Reihenfolge der Sätze und schreibt die betreffenden Ziffern auf der Gattierungstafel und der Kokstafel an ²⁾.

Die Leitung des Schmelzbetriebes erstreckte sich früher fast nur auf Aufschreibungen des Schmelzstoffverbrauches und Lohnaufwandes. Heute umfaßt sie eingehende chemische Untersuchungen aller Rohstoffe, des erzeugten Eisens, der Schlacke und der Gichtgase, die Messung der Temperatur eines jeden Abstiches, Festigkeits- und sonstige mechanische Proben mit Versuchstäben, dauernde Messung der zugeführten Windmenge und der vom Gebläse verbrauchten Kraft und eine übersichtliche Buchung der Ergebnisse aller Untersuchungen. Neben den ziffernmäßigen Schmelzberichten empfiehlt es sich, graphische Zusammenstellungen der wichtigsten Vorgänge anzufertigen, durch die ein rascher Überblick über den Schmelzverlauf ganz besonders erleichtert wird. Abb. 198 zeigt ein solches Schaubild ³⁾ mit übersichtlichen Darstellungen der Windpressung und Windgeschwindigkeit, der Umdrehungszahl und des Kraftverbrauches des Gebläses, der Temperatur des flüssigen Eisens, sowie der Temperatur und chemischen Zusammensetzung der Gichtgase. Die Windpressung wird mit einem selbstaufzeichnenden Manometer, die Windmenge mit einem Hydroapparat ⁴⁾, die Umdrehungszahl mit einem Zähler,

¹⁾ Betr. Gattieren vgl. Bd. I, S. 184. u. i. f.

²⁾ Einschlägige Einrichtungen sind u. a. beschrieben von Fr. Greiner in *Stahleisen* 1906. S. 405 und E. Neufang in *Stahleisen* 1911. S. 1041.

³⁾ Nach J. Treuheit: *Stahleisen* 1908. S. 1314. ⁴⁾ Siehe S. 117, Abb. 177.

der Kraftverbrauch mit dem Amperemeter, die Eisen- und Gichtgastemperatur mit einem Pyrometer ¹⁾ und die Zusammensetzung der Gichtgase mit einem Orsatapparat ²⁾ oder dgl. bestimmt.

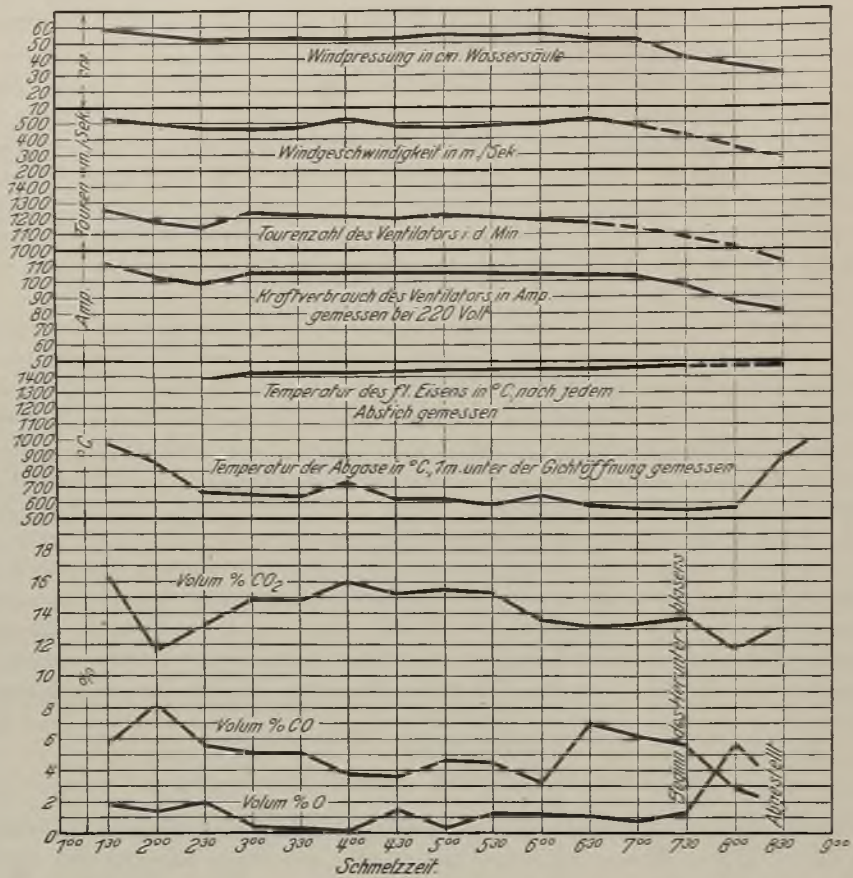


Abb. 198. Graphische Darstellung für die Betriebsführung wichtiger Angaben.

Die Kuppelofengebläse.

Die ersten Gebläse zur Versorgung der Kuppelöfen mit Verbrennungsluft waren Zylindergebläse, wie sie auf den Hochofenbetrieben ehemals gebräuchlich waren. Diese bildeten zwar durch Jahrhunderte sehr brauchbare Geräte zur Erzeugung des Windes für Hochofen und später auch für Bessemer- und Thomas-Stahlwerke, sie waren aber gegenüber den von den Gießereien gestellten Ansprüchen höchst ungeeignet. Sie leisten zwar bedeutende Windmengen bei hohen Spannungen, ihre Arbeitswirkung ist aber bei den für Kuppelofenbetriebe in Frage kommenden niedrigen Windspannungen sehr ungünstig. Sie erfordern zudem beträchtliche Anlagekosten und nehmen verhältnismäßig große Grundflächen in Anspruch. Aus diesen Gründen sind Zylindergebläse schon längst aus den Gießereibetrieben verschwunden. An ihre Stelle sind seit etwa einem halben Jahrhundert die Kreiskolben- oder Kapselgebläse und die Kreisel- oder Schleudergebläse bzw. Ventilatoren getreten.

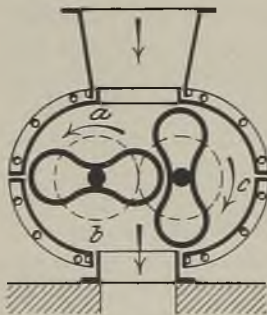


Abb. 199. Rootsgebläse.

Unter den in erster Linie zu nennenden Kapselgebläsen nimmt die bereits im Jahre 1867 auf der Pariser Weltausstellung gezeigte Bauart des Amerikaners Root eine

¹⁾ Bd. I, S. 540 u. f. S. auch Rheinländer, Genaue Temperaturmessungen im Kuppelofenbetrieb. Gieß. 1928. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 653.

hervorragende Stelle ein. Dieses Gebläse besteht aus einem Gehäuse, in dem sich zwei nebeneinander angeordnete Flügelräder abwälzen (Abb. 199). Die Arbeitsleistung erfolgt abwechselnd durch die beiden Flügelkörper. Die Flächen der Flügelräder bilden mit der Gehäusewand drei Kammern: die obere Kammer a, in die die Luft von außen einströmt; die untere Kammer b, aus der sie in das Auslaßrohr gedrückt wird und die seitliche Kammer c, aus der die eingeschlossene Luft bei der Weiterbewegung des Flügels

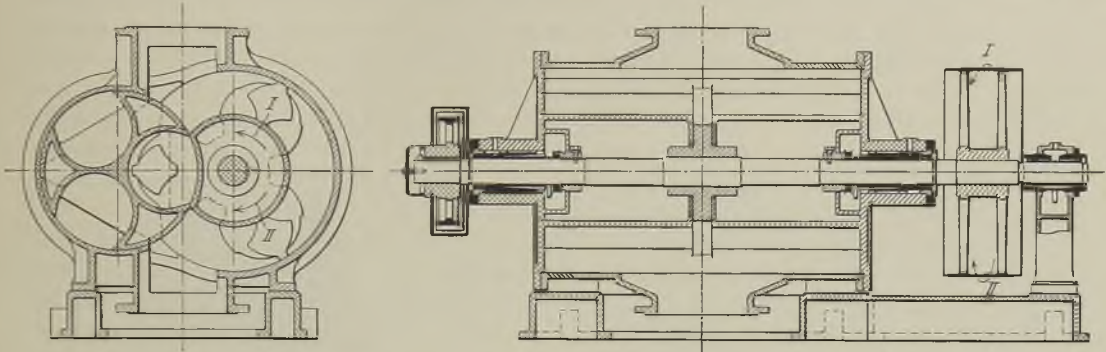


Abb. 200. Doppeltwirkendes Gebläse von Enke.

nach dem Auslasse gedrückt wird. Roots Gebläse liefern Wind unter Drücken bis zu 2 m Wassersäule und erreichen Wirkungsgrade bis zu 85%. Ein Übelstand liegt in der Schwierigkeit, die Abwälzungsflächen genau genug herzustellen und in gutem Zustande zu erhalten. Das Bestreben, diese Mängel zu beseitigen, führte zu neuen Bauarten, von denen das doppeltwirkende Gebläse von Enke (Abb. 200) große Verbreitung gefunden hat¹⁾. Ebenso konnte ein Kreiskolbengebläse von Jaeger (Abb. 201)²⁾ in einer großen Zahl von Gießereien erfolgreich Eingang finden. Das Gehäuse dieser Gebläse

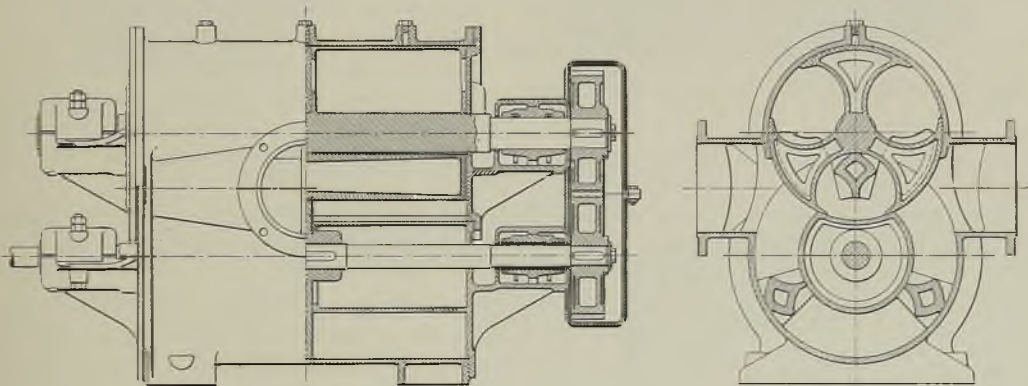


Abb. 201. Kreiskolbengebläse von Jaeger.

birgt eine Anzahl Flügel, die in möglichst scharfer Abdichtung an der Gehäusewandung laufen, und einen zylindrischen Steuerkern, der in den von den Arbeitsflügeln abgeschlossenen Innenzylinder einschneidet. Der Innenzylinder ist mit einer Anzahl Aussparungen versehen, durch die der Flügelkörper tritt, wenn er mit diesen zusammen zwangsläufig in Drehung gebracht wird. Die Flügelkolben sitzen bei beiden Bauarten an beiden Seiten einer auf die Antriebswelle festgekeilten Scheibe. Bei den Enkegebläsen ist diese Scheibe mit einem Zahnprofil versehen, um sich am Gegenprofil des Steuerzylinders abzuwälzen, während sie bei Jaeger voll ausgeführt ist; gleichzeitig wurde hier am Steuerkörper ein Füllstück vorgesehen, das die Abwicklung bewirkt. So wurden Abdichtungsflächen

¹⁾ „Präzisionsgebläse“ von Karl Enke in Schkeuditz bei Leipzig.

²⁾ C. H. Jaeger & Co., Leipzig-Plagwitz.

geschaffen, die sich auf der Drehbank mit wünschenswerter Genauigkeit ausführen lassen. Gegenüber den Rootsgebläsen haben diese neueren Kapselgebläse mit einem gewissen, wenn auch nicht besonders bedeutenden Druckverlust zu rechnen, da durch die Ausparungen der Steuerzylinder etwas Druckluft in den Saugraum gelangt. Dieser Übelstand wurde bei beiden Ausführungen durch verschiedene Hilfsmittel auf ein nur wenig schädliches Mindestmaß herabgedrückt. Ein mitunter sehr unangenehm empfundener Übelstand liegt in dem geräuschvollen Lauf dieser Gebläse. Er beruht auf Druckschwankungen, die insbesondere im Saugraume auftreten. Zu ihrer teilweisen Beseitigung schließt man an die Saugleitung ein starkwandiges Rohr an, das in einen unterkellerten Raum mündet. — Der volumetrische Wirkungsgrad ist dem von Rootsgebläsen neuester Aus-

führung gleich, er dürfte aber bei längerem Betriebe infolge der besseren Flächen-dichtung länger als bei letzteren standhalten ¹⁾.

Viele Jahre hindurch war das Kapselgebläse von H. Krigar ²⁾ seiner guten Leistungen halber sehr beliebt. Der Erfinder nannte es „Schraubengebläse“, weil seine Flügel wie steile Schraubengewinde ineinander griffen, so daß zwischen den Gängen ein schraubenförmiger Kanal entstand, in den bei der Drehung der Flügel die an dem einen Ende eintretende Luft ununterbrochen nach dem anderen Ende fortgedrückt wird, um schließlich durch das dort befindliche Auslaßrohr zu entweichen. Die Flächen der Schraubenwalzen bestanden aus Holz, das mit einer aus Wachs und Fett bestehenden Masse überzogen war. Infolge allzu großer gegenseitiger Reibung erforderten diese Gebläse einen großen Kraftaufwand, so daß sie trotz ihres sehr

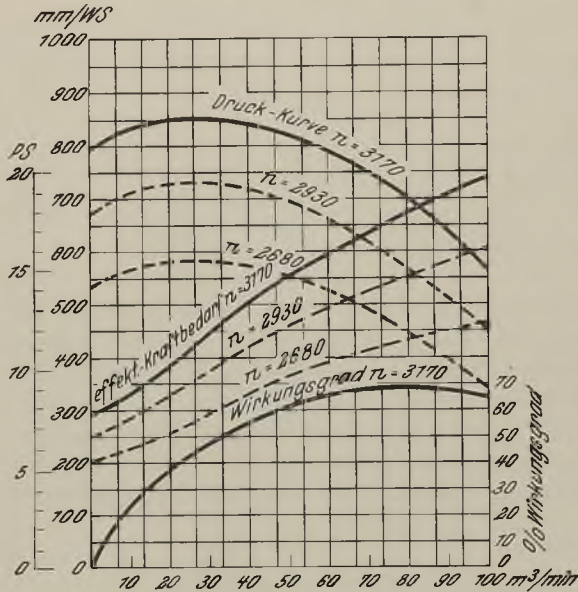


Abb. 202. Kennlinien von Hochdruckventilatoren.

günstigen volumetrischen Wirkungsgrades von 92% bei einem Winddrucke von 1200 mm neueren Kapselgebläsen weichen mußten.

Das alte Roots-Gebläse wurde durch Bearbeitung seiner Flügelflächen auf Sondermaschinen zur guten Dichtung mit den Gehäusewandungen gebracht und hat in Amerika wie in Deutschland noch zahlreiche Freunde ³⁾.

Der grundsätzliche Unterschied zwischen Kreiskolben- (Kapsel-) Gebläsen und Kreisel- oder Schleudergebläsen (Ventilatoren) liegt in dem Umstande, daß bei den ersteren die angesaugte Luft nach dem Durchgang durch die erste von den Flügeln gebildete Kammer von der Verbindung mit der Außenluft abgeschlossen ist, während bei den Kreiselgebläsen eine solche Verbindung ständig vorhanden bleibt. Die angesaugte Luftmenge muß daher beim Kapselgebläse ausgestoßen werden, oder es bleibt stehen, falls es nicht zum Abfallen des Riemens bzw. unter den ungünstigsten Umständen zu einem Bruche kommt. Der Druck in der Windleitung steigt bei Eintritt einer Hemmung, wie ein solcher z. B. durch Verstopfung der Düsen leicht eintreten kann, an, bis das Hemmnis beseitigt ist, oder eine der angedeuteten Störungen erfolgt. Das Merkmal jeder Störung ist darum stets ein mehr oder weniger rasch ansteigender Druck in der Windleitung. Infolgedessen ist ein Kapselgebläse fähig, ohne irgendeine Beihilfe sich selbst den Weg frei zu machen und so wieder zu normaler Arbeit zu kommen. Ein Nachteil der Kapselgebläse liegt in dem Umstande, daß ihre Größe, d. h. Leistungsfähigkeit,

¹⁾ Vgl. auch Stahleisen 1914. S. 525.

²⁾ Ausgeführt von der Firma Krigar & Ihnen in Hannover.

³⁾ Hersteller ist Aerzener Maschinenfabrik, G. m. b. H. in Aerzen b. Hameln (Hannover).

stets der höchstbenötigten Windmenge angepaßt sein muß. Sie müssen immer mit dem Höchstdrucke arbeiten und die höchsterreichbare Windmenge liefern, wenn nicht ihre Nutzwirkung ganz außerordentlich zurückgehen soll. Um die Schmelzleistung eines Kuppelofens nicht zu stark zu stören, ist man zu vielen Zeiten genötigt, einen erheblichen Teil des erzeugten Windes nutzlos ins Freie entweichen zu lassen oder durch eine Umführung von der Druckleitung wieder in die Saugleitung zurückzuführen.

Schleudergebläse haben dagegen den Übelstand, bei Hemmungen der Windabnahme sofort eine geringere Luftmenge unter geringerem Drucke zu liefern und schließlich völlig leer zu laufen. Von einer Selbsthilfe bei Verstopfung der Düsen ist keine Rede. Die Arbeitswirkung der alten Schraubengebläse war ziemlich niedrig, sie wurde bei den besseren dieser Gebläse auf höchstens 0,50 beziffert¹⁾. Diese ersten Schleudergebläse waren verhältnismäßig billig, sie beanspruchten wenig Platz und bedurften fast keiner Wartung. Aus diesen Gründen haben sie sich auch nach Aufkommen der

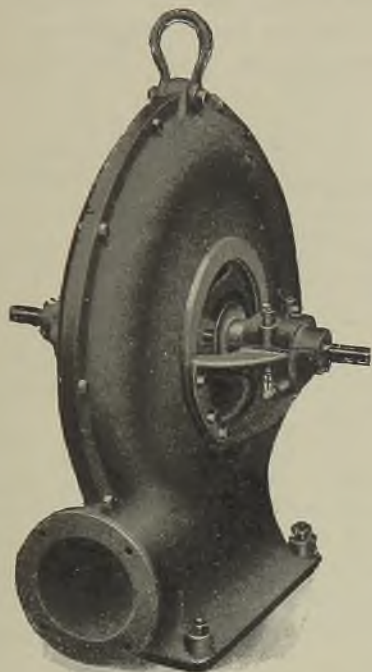


Abb. 203. Ventilator für Riemenantrieb.

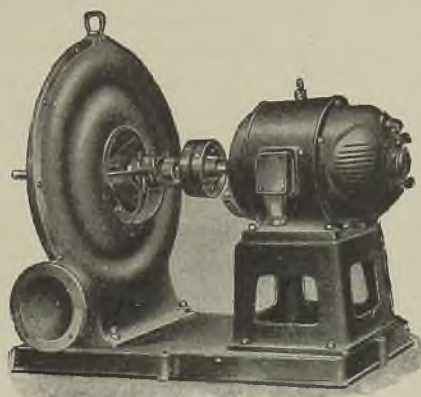


Abb. 204. Mit Elektromotor gekuppelter Ventilator.

Kapselgebläse einen bescheidenen, wenn auch stetig kleiner werdenden Platz in den Gießereibetrieben zu wahren vermocht.

Eine neue Blütezeit des Schleudergebläses brach mit dem Erscheinen der Turbo-gebläse an, die durch gewisse wesentliche Verbesserungen an den alten Ventilatoren, insbesondere durch Schaffung der Möglichkeit höherer Drücke, als man sie bisher gewöhnt war, vorbereitet worden war. Ein Hauptvorzug aller Schleudergebläse liegt in der Möglichkeit, sie innerhalb ziemlich weitgezogener Grenzen mit verschiedener Geschwindigkeit laufen zu lassen, ohne ihren Wirkungsgrad allzusehr zu beeinträchtigen.

Neuzeitliche Schleudergebläse, insbesondere Hochdruckventilatoren und Turbo-gebläse, besitzen Kapselgebläsen gegenüber manche Vorteile. Sie sind geeignet, zwischen 50 und 100% ihrer Normalleistung bei nur wenig verändertem Wirkungsgrad zu liefern. Mengenleistung und Druckhöhe können ohne Schwierigkeit den im Betriebe vorkommenden Höchstleistungen angepaßt werden. Die Kennlinien in Abb. 202 zeigen, daß bei Förderung von nur der halben Normalleistung auch nur die halbe Energie in Anspruch genommen wird. Da die Menge des zu fördernden Windes ausreichen muß, um auch bei dem durch allmähliches Ausbrennen weiter gewordenen Ofenschacht einen guten Ofengang zu sichern, wird bei einem neuzugestellten Kuppelofen so lange unnötig Energie verbraucht werden, bis der Ofenschacht so weit ausgebrannt ist, daß er die volle Leistung des Gebläses beansprucht.

Düsenverstopfungen werden freilich immer wieder vorkommen, zu ihrer Verhütung

¹⁾ Ihering: Die Gebläse. Berlin 1893. S. 382.

oder Beseitigung hat man eine Reihe von Hilfsmitteln gefunden, z. B. selbsttätig sich der Reihe nach abstellende und wieder in Gang setzende Düsen, Wechseldüsen u. a. m., so daß es nicht nötig ist, dafür regelmäßige Windverluste und erhöhte Betriebsunkosten in Kauf zu nehmen.

Die Ventilatoren für Kuppelöfen werden bis zu Nutzleistungen von 650 m³ je Minute und bis zu 500 mm W.S.-Druck, in Sonderausführungen bis zu 700 mm Druck gebaut. Man stellt sie mit gußeisernem, wagerecht oder senkrecht geteiltem Gehäuse her und treibt sie durch Vorgelege und Riemen oder unmittelbar durch angebaute Elektromotore an. Abb. 203 zeigt einen mittels Riemen anzutreibenden Ventilator und Abb. 204 einen solchen mit unmittelbar gekuppeltem Motor. Über die bei verschiedenem Ofenschachtdurchmesser zu wählenden Abmessungen und sonstige Maß- und Leistungsverhältnisse gibt die Zahlentafel 16 Auskunft¹⁾.

Zahlentafel 16.
Hochdruck-Ventilatoren für Kuppelöfen.

Durchmesser des Flügels mm	Ausblasmündung mm	Druck mm Wassersäule	Umdrehungen je Minute	Luftvolumen m ³ je Minute	Stündliche Schmelzleistung in Kilogramm	P.S.	Durchmesser des Ofens mm
475	150	400	3150	25	1500	5	500
600	200	400	2450	40	2400	8	600
		500	2750	45	2700	11	
675	225	400	2150	50	3000	10	700
		500	2400	54	3250	13	
750	250	400	1975	58	3500	11	800
		600	2425	72	4300	20	
850	290	500	1900	88	5300	20	900
		600	2100	97	5800	26	
950	320	500	1700	107	6400	23	1000
		600	1850	117	7000	30	
1075	370	500	1550	143	8600	31	1100
		600	1700	158	9500	41	
1200	400	500	1375	167	10000	35	1200
		600	1500	183	11000	46	

In den letzten 20 Jahren haben Turbogebälse nach Rateau weitgehende Verbreitung gefunden. Ihre Bauart ist verhältnismäßig einfach. Das Gebläse besteht aus einem Laufrad mit angegossenem Lagerträger a (Abb. 205), einem vorderen Gehäusedeckel b, einem hinteren Gehäusedeckel c, einer Welle d, einem Laufrade e, einem Lagergehäuse f, einem Satz Lagerschalen aus Weißguß g und einem Schmiering h²⁾. Der Antrieb erfolgt am besten durch einen angekuppelten Elektromotor (Abb. 206), ausnahmsweise auch von einer Transmission aus (Abb. 207). Abb. 202 läßt die Abhängigkeit der Fördermenge dieser Gebläse vom Ofenwiderstand erkennen. Die Liefermenge hängt danach vollständig vom Druck ab, den das Gebläse erzeugt. Bei der Beschaffung eines Turbogebälses muß darum stets die erforderlich werdende Druckhöhe genau ins Auge gefaßt werden. Herrscht im Kuppelofen ein größerer Ofenwiderstand, als er dem Konstruktionsdrucke des Gebläses entspricht, so wird es die erhofften Leistungen niemals bringen, diese gehen im Gegenteil selbsttätig mit wachsendem Ofenwiderstand zurück. Das Schaubild Abb. 202 zeigt weiter, daß die Möglichkeit besteht, eine geringe Druckreserve in das Gebläse zu legen. Zu dem Zwecke drosselt man die Druckleitung durch entsprechende Einstellung eines Schiebers in die Druckleitung. Wird dieser Schieber bei eintretendem Bedarfe weiter geöffnet, so läßt sich eine nennenswerte Steigerung der Fördermenge erzielen. Das kann bei Eintritt eines Zwischenfalles, der die Beschleunigung des Schmelzens notwendig macht, von Wert sein.

¹⁾ Die Abb. 203 und 204 und die Zahlentafel 16 entsprechen den Ausführungen der Maschinenfabrik G. Schiele & Co., G. m. b. H. in Eschborn a. Taunus.

²⁾ Nach einer Ausführung von Kühnle, Kopp und Kausch, A. G. in Frankenthal (Pfalz).

Bezüglich der zu liefernden Luftmenge sind, richtige Bemessung der Druckhöhe vorausgesetzt, Turbogebläse sehr elastisch. Sie können bei fast gleichbleibendem Wirkungsgrade mit 50–100% der normalen Windleistung betrieben werden.

Je nach den gegebenen Stromverhältnissen kann zum Antrieb von Turbogebläsen Drehstrom oder Gleichstrom in Frage kommen. Im allgemeinen arbeitet man in beiden

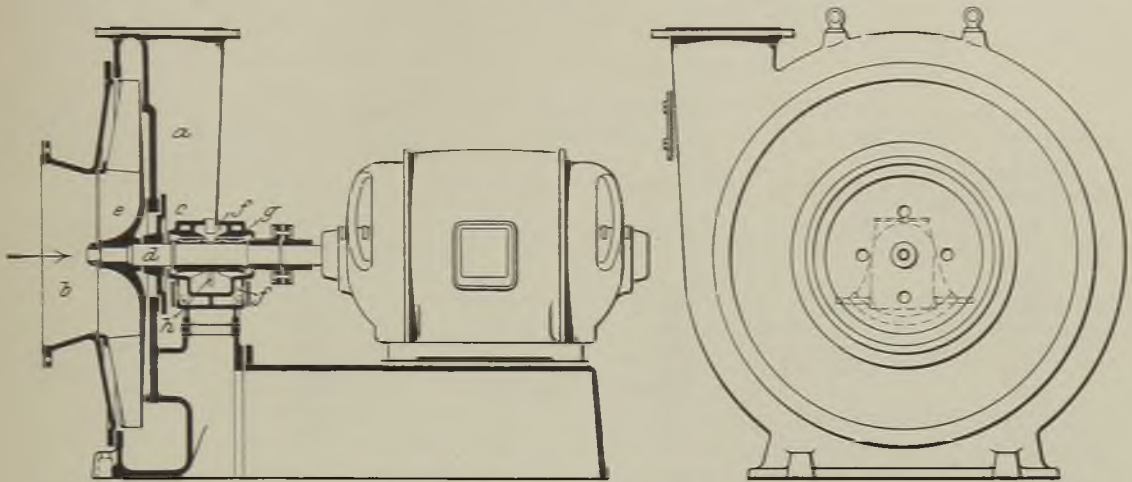


Abb. 205. Turbogebläse nach Rateau.

Fällen mit gleichbleibender Drehzahl. Sind aber die zu erwartenden Drücke sehr verschieden, so daß der angenommene Druck nach Bedarf wesentlich geändert werden muß, so muß der Antriebsmotor für Druckregelung gebaut sein. Bei Gleichstrommotoren läßt sich eine solche Regelung ohne weiteres verlustfrei durchführen. Bei Drehstrommotoren dagegen pflegt man diese Regelung auf Kosten eines gewissen Energieverlustes zu bewirken. Das ist aber nicht richtig, denn die Druckverhältnisse des Gebläses ändern sich

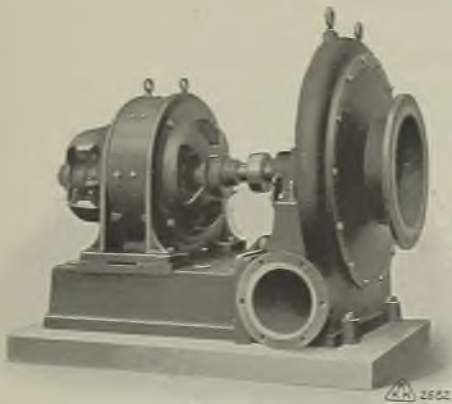


Abb. 206. Turbogebläse mit Motorantrieb.

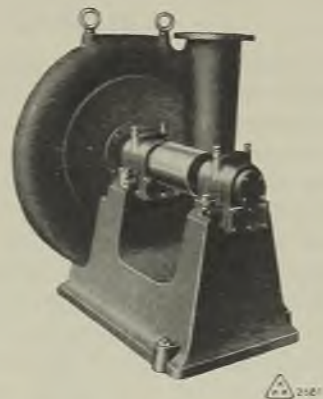


Abb. 207. Turbogebläse mit Transmissionsantrieb.

etwa mit dem Quadrate der Umlaufzahl, wenn z. B. die Drehzahl um 10% vermindert wird, sinkt die Druckwirkung um 21%. Außerdem sinkt der Energieverbrauch in der dritten Potenz, wogegen die Stromvernichtung im Motor nur im einfachen Verhältnis zur Umlaufzahl erfolgt. Aus diesen Gründen ist es zweckmäßiger, auch bei Drehstrommotoren für die Regelung der Drehzahl vorzusorgen. Die größte Wirtschaftlichkeit wird beim Antrieb durch einen Gleichstrommotor erreicht, weil dabei durch Einschaltung eines beliebigen Widerstandes die Drehzahl beeinflußt und die Mengenleistung durch einen Schieber am Ofen geregelt werden kann.

Der volumetrische Wirkungsgrad von Kapselgebläsen bleibt hinter dem von Gebläsen mit hin- und hergehenden Kolben, und noch mehr hinter dem der Turbogebälse zurück. Nach E. Blau kann der volumetrische Wirkungsgrad von Kapselgebläsen mit 0,85, bei den Gebläsen mit hin- und hergehenden Kolben mit 0,90 angenommen werden, während er bei den Turbogebälse fast 100%¹⁾ beträgt.

Die Zahlentafel 17²⁾ gibt den Kraftbedarf und die Leistung einer Reihe von Turbogebälse wieder.

Zahlentafel 17.

Kraftbedarf und Leistungen von Turbogebälse.

Stündliche Schmelzleistung kg	Windbedarf m ³ /min.	Windpressung mm W.S.	Kraftbedarf P.S. e.	Umlaufzahl Umdr./min.	
				Riemenantrieb	Motorantrieb
1000	25	450	3,75	3350	2850
2000	44	500	7,25	2850	2900
3000	64	550	11,5	2780	2900
4000	82	600	16	2950	2900
5000	100	650	21,5	2620	2900
6000	120	700	27,5	2640	2900
7000	136	700	31	2480	2900
8000	152	750	37	2480	2920

Literatur.

- Ledebur, A.: Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Leipzig 1901. S. 133/138.
 Weißenberg, B.: Umlaufende Gebläse für Gießereien und Hochofenbetriebe. Stahlisen 1914. S. 525.
 Blau, Ernst: Turbogebälse für Eisengießereien. Gieß.-Zg. 1923. S. 15.
 Rein, C. und Blau, E.: Turbogebälse für Eisengießereien. Gieß.-Zg. 1923. S. 82.

Schmelzerggebnisse.**Chemische Beeinflussung des Eisens.**

Das Eisen wird im Kuppelofenschacht bei seiner Abwärtsbewegung durch die aufsteigenden Gase immer mehr erhitzt, bis es sich in der Schmelzzone verflüssigt und nun in Tropfenform durch den Füllkoks rieselt, um sich im Herde zu sammeln. Auf diesem Wege erleidet es infolge der Wirkung des Gasstromes, der festen Brennstoffe und der Schlacke eine Gewichtsverminderung, die man als Abbrand bezeichnet. Weitere Verluste entstehen auf mechanischem Wege, durch Abfließen mit der Schlacke, Verspritzen während des Abstiches und auf Grund anderer ähnlicher Vorgänge. Die Gesamtheit der chemischen und mechanischen Verluste bildet den Schmelzverlust.

Die Höhe des Abbrandes hängt von der Satzkoks- und Windmenge, der Zusammensetzung der Verbrennungsgase, dem Überhitzungsgrade, der Durchsetzzeit, der Art und Menge der erzeugten Schlacke und der chemischen und physikalischen Beschaffenheit des Eisens ab. Die Größe der mechanischen Verluste wird durch die größere oder geringere Sorgfalt, mit welcher der Abstich und das Abschlacken vollzogen werden, und die Gewissenhaftigkeit, die bei der Rückgewinnung des in den Schlacken und im Ausziehkoks versprengten Eisens obwaltet, beeinflusst.

Die oxydierende Wirkung des Gasstromes wird um so größer, je mehr Sauerstoff und Kohlensäure er enthält. Beide Gase sind um so reichlicher vertreten, je dichter und schwerer verbrennbar der Brennstoff ist. Bei Verwendung von Holzkohle ergibt sich ein wesentlich geringerer Abbrand als bei Koks³⁾. Sauerstoff ist viel wirksamer

¹⁾ Nach Ernst Blau, Gieß.-Zg. 1923. S. 18.

²⁾ Nach Angabe der A.G. Kühnle, Kopp und Kausch, Frankenthal (Pfalz).

³⁾ Vgl. Bd. I, S. 484.

als Kohlensäure, weshalb ein nennenswerter Windüberschuß die Oxydation am meisten fördert. Zu wenig und zu viel Koks wirken gleichermaßen ungünstig. Zu wenig Koks bedingt Sauerstoffüberschuß, während zu große Kokssätze die Durchsetzzeit hinauszuziehen und das Eisen länger im Ofen verweilen lassen. Es kommt schon in beträchtlicher Höhe über der Schmelzzone zur hellen Glut und ist so den oxydierenden Angriffen länger ausgesetzt. Die Wirkungen erhöhter Kokssätze und beträchtlich erniedrigter Durchsetzzeit veranschaulichen die Ergebnisse von Untersuchungen Osanns an Stahlwerkskuppelöfen¹⁾, denen zufolge auf 100 kg Roheisen abbrannten:

bei normalem Betriebe	bei stark erhöhtem Kokssatz	bei erniedrigter Durchsetzzeit
0,29 kg Eisen	0,44 kg Eisen	1,47 kg Eisen
0,66 „ Mangan	0,89 „ Mangan	0,82 „ Mangan
0,08 „ Silizium	0,28 „ Silizium	0,34 „ Silizium
<hr/> zusammen 1,03 kg	<hr/> zusammen 1,61 kg	<hr/> zusammen 2,63 kg

Die Erhöhung des Kokssatzes²⁾ bewirkte demnach eine Steigerung des Abbrandes um 60%, die Erniedrigung der Durchsetzzeit sogar um 255%. Auch die Steigerung des Überhitzungsgrades fördert den Abbrand, weil das Vereinigungsbestreben von Eisen und Sauerstoff mit wachsender Temperatur zunimmt.

Von großem Einflusse ist die Menge und Art der erzeugten Schlacke. Die Wirkung der Schlackenmenge ohne Rücksicht auf ihre chemische Zusammensetzung erläutern in anschaulicher Weise Schmelzversuche³⁾, die angestellt wurden, um in einer Geschirrgießerei, die mit 30—40% Eingüssen arbeitete, festzustellen, wieviel Eisen von dem an den Eingüssen haftenden Sande verschlackt wird. Die Versuche wurden in zwei Kuppelöfen durchgeführt, zuerst gab man während 9 Tagen die Eingüsse mit dem anhaftenden Sande und dann während 6 Tagen in gereinigtem Zustande in den Ofen. Die Reinigung geschah in einer Putztrommel. Das Gewicht der Schlacke, sowie ihr Eisen- und Kieselsäuregehalt wurden jeden Tag festgestellt und so die Werte der Zahlentafel 18 gewonnen.

Da der prozentuale Eisengehalt der Schlacke in beiden Versuchreihen annähernd gleich blieb, ist der Abbrand auf 100 kg Roheisen entsprechend der Verminderung der Schlackenmenge von 3,68 auf 3,24%, von 0,41 kg auf 0,35 kg, d. i. um 15% gesunken. Man muß daher bemüht bleiben, nicht mehr Schlacke zu erzeugen, als zur Aufnahme des im Koks enthaltenen Schwefels unbedingt erforderlich ist. Verfehlt wäre es aber, die Schlackenmenge einfach durch Verringerung des Kalksteinzuschlages herabdrücken zu wollen. Dadurch würde eine kieselsäurereichere Schlacke entstehen, welche die Oxydation des Eisens befördert.

Von großem Einfluß auf Art und Höhe des Abbrandes ist die chemische Zusammensetzung des Eisens. Je mehr Mangan und Silizium es enthält, desto größer wird der Abbrand. Mangan ist der unter den Einflüssen der Schmelzvorgänge im Kuppelofen am leichtesten oxydierbare Körper und schützt infolgedessen bis zu einem gewissen Betrage die anderen Bestandteile des Eisens, insbesondere das Silizium. Beim Schmelzen eines Einsatzes mit weniger als 2% Mangan verbrennt neben dem Mangan auch ein Teil des Siliziums. Durch wiederholtes Umschmelzen wird das Eisen graphitärmer, härter und schließlich weiß⁴⁾.

Phosphor und Schwefel werden beim Umschmelzen nicht ausgeschieden. Der Phosphorgehalt nimmt prozentual etwas zu, entsprechend der Verringerung anderer Bestandteile. Der Schwefelgehalt steigt dagegen durch Anreicherung aus den schwefelhaltigen Bestandteilen des Kokses über das ursprünglich vorhandene Maß an, ein

¹⁾ Stahleisen 1908. S. 1500.

²⁾ Osann gibt nicht an, um wieviel der Kokssatz erhöht wurde, es ist aber anzunehmen, daß es sich nur um Erhöhungen handelte, wie sie im laufenden Betriebe gelegentlich erforderlich werden. Dasselbe gilt bezüglich der erniedrigten Durchsetzzeit.

³⁾ Stahleisen 1904. S. 103.

⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 122, ferner vgl. E. v. Köppen, Dingler Bd. 232, S. 53 u. Jahrb. f. Berg- u. Hüttenw. im Königreich Sachsen 1880. S. 5.

Zahlentafel 18.

Einfluß des an den Eingüssen haftenden Sandes auf die Schlackenmenge und Zusammensetzung.

1. Versuchsreihe. Eingüsse mit anhaftendem Sand verschmolzen.

Ofen I.					Ofen II.				
Tag	Gewicht der Schlacke kg	Eisen- gehalt der Schlacke %	Kiesel- säure- gehalt der Schlacke %	Gewicht des gesetzten Eisens kg	Tag	Gewicht der Schlacke kg	Eisen- gehalt der Schlacke %	Kiesel- säure- gehalt der Schlacke %	Gewicht des gesetzten Eisens kg
1.	651	10,75	52,02	14 870	1.	387	10,64	49,62	11 050
2.	450	10,32	54,11	13 220	2.	469	11,55	48,25	13 150
3.	572	12,31	52,04	15 220	3.	470	11,91	51,01	13 300
4.	340	10,95	54,10	13 820	4.	410	10,27	50,12	13 150
5.	521	12,35	52,47	12 595	5.	260	11,30	53,65	8 700
6.	507	11,62	52,40	13 470	6.	395	10,03	51,03	9 900
7.	820	10,69	52,74	16 620	7.	425	12,04	50,60	11 850
8.	605	11,05	52,22		8.	405	11,65	50,47	10 600
9.	473	10,73	53,42	14 850	9.	325	11,70	51,63	10 800
	Summe: 4999	Mittel: 11,13	Mittel: 52,64	Summe: 130 365		Summe: 3556	Mittel: 11,32	Mittel: 50,06	Summe: 102 500

2. Versuchsreihe. Eingüsse ohne anhaftenden Sand verschmolzen.

Ofen I.					Ofen II.				
Tag	Gewicht der Schlacke kg	Eisen- gehalt der Schlacke %	Kiesel- säure- gehalt der Schlacke %	Gewicht des gesetzten Eisens kg	Tag	Gewicht der Schlacke kg	Eisen- gehalt der Schlacke %	Kiesel- säure- gehalt der Schlacke %	Gewicht des gesetzten Eisens kg
1.	286	10,52	51,60	9 950	1.	230	10,42	53,40	7 450
2.	460	11,40	49,21	12 750	2.	400	11,01	52,90	12 750
3.	520	10,89	52,34	16 250	3.	370	10,69	51,08	12 600
4.	485	11,20	51,47	15 200	4.	470	11,23	54,21	14 000
5.	542	11,31	51,08	16 600	5.	500	10,46	53,08	14 450
6.	636	10,42	52,32	19 050	6.	530	10,08	53,46	16 200
	Summe: 2929	Mittel: 10,95	Mittel: 51,33	Summe: 89 900		Summe: 2500	Mittel: 10,65	Mittel: 53,03	Summe: 77 450

Zusammenstellung.

	Gewicht der Schlacke kg	Eisengehalt der Schlacke %	Kieselsäure- gehalt der Schlacke %	Gewicht des gesetzten Eisens kg
1. Versuchsreihe Ofen I und II . . .	8555	11,21	51,80	232 865
2. Versuchsreihe Ofen I und II . . .	5429	10,81	52,11	167 250

Umstand, dem durch ausreichenden Zuschlag von Kalkstein entgegengearbeitet wird. Auch durch Zuschlag von Manganerzen kann der Schwefelaufnahme entgegengewirkt werden. Das Verfahren stellt sich infolge der erforderlichen großen Erzmengen wirtschaftlich wenig günstig. Eine Verringerung des im Eisen ursprünglich vorhandenen Schwefels ist aber auch auf diesem Wege nicht zu erreichen ¹⁾.

¹⁾ Ausführliche Untersuchungen über die Verwendung von Manganerzen zur Entschwefelung beim Schmelzen von Gußeisen veröffentlichte Wedemeyer: Stahleisen 1904. S. 1316; vgl. auch die Arbeiten von C. Pardun: Stahleisen 1911. S. 665 und von Vollenbruck: Gieß.-Zg. 1914. S. 553; Stahleisen 1915. S. 451.

Das Eisen selbst ist infolge seiner überwiegenden Menge der Oxydation beträchtlich ausgesetzt. Der Verlust durch Verschlackung beträgt mindestens $0,3\%$ ¹⁾, kann aber unter ungünstigen Umständen bis auf etwa $1,5\%$ steigen²⁾. Diese Werte gelten für Eisen von durchschnittlicher Beschaffenheit. Eisen von besonders schwacher Wandstärke, z. B. Geschirrbuch, das der Oxydationswirkung verhältnismäßig große Angriffsflächen bietet, erleidet größeren Abbrand. Er kann auf ein Mehrfaches der genannten Höchstziffer steigen, wenn zur geringen Wandstärke starke Verrostung tritt, und noch viel höhere Abbrandziffern ergeben sich bei Verarbeitung loser Späne oder von Brandeisen, z. B. alten Glühtöpfen, Roststäben oder Emailiermuffeln.

Ungefähr gleichen Verlust wie durch Oxydation hat bei Verwendung von Roheisen, dessen Masseln in Sandbetten gegossen wurden, die Verschlackung des anhaftenden Sandes zur Folge. Bei einem Roheisen mit besonders wenig anhaftendem Sande wiegt der Sand $0,7\%$, in ungünstigen Fällen ist mit $2,5\%$ und mehr zu rechnen³⁾.

Die Angaben über die Höhe des Abbrandes und Schmelzverlustes wichen bis vor nicht langer Zeit weit voneinander ab, hauptsächlich wohl infolge verschiedener Begrenzung der beiden Begriffe, die nicht selten als gleichbedeutend behandelt, noch häufiger miteinander verwechselt wurden. Nur die chemischen Verluste durch Oxydation und Verschlackung des Eisens und seiner wesentlichen Begleiter gelten heute als Abbrand. Das mit den Schlacken mechanisch verloren gehende Eisen fällt mit dem Spritzeisen und dem Abbrande unter den Begriff „Schmelzverlust“. Ebenso rechnet man den Verlust durch Verschlackung des dem Eisen anhaftenden Sandes zum Schmelzverluste und nicht, wie es früher teilweise gebräuchlich war, zum Abbrande. Die Bestimmung des Schmelzverlustes kann annähernd genau nur durch Wägung des flüssigen Eisens unmittelbar nach jedem Abstich in der Gießpfanne erfolgen. Auf Grund des so ermittelten Gewichtes, der chemischen Untersuchung des gesetzten und des erblasenen Eisens, sowie des Zuschlagkalksteines und der Schlacke, läßt sich dann der Abbrand im ganzen und für jedes einzelne Element ermitteln. Dabei ist zu berücksichtigen, daß ein Teil des oxydierten Eisens, Mangans und Siliziums mit den Gichtgasen entweicht.

Es ist verfehlt, den Schmelzverlust auf Grund des rechnerischen Unterschiedes zwischen dem Eisensatz und dem Ausbringen an Ware und Eingüssen ermitteln zu wollen. Der dabei gewonnene Wert enthält außer dem Schmelzverluste noch den Gießverlust, der von der Betriebsart der Gießerei, der Größe und Form der Abgüsse u. a. m. und fast gar nicht vom Bau, der Einrichtung und dem Betriebe des Kuppelofens abhängt.

Treffen nur günstige Umstände zusammen, so kann der Abbrand auf etwa $0,5\%$, der Schmelzverlust auf $1,5\%$ heruntergedrückt werden, im Durchschnitt wird man mit 1% und $3,5\%$ zu rechnen haben und in ungünstigen Fällen — manganreiches Roh-eisen, dünnwandiges, sperriges Brucheisen, viel anhaftender Sand, hitziger Ofengang, häufige kleine Abstiche — bis auf 8% Schmelzverlust kommen.

Nicht selten wird die wirtschaftliche Bedeutung des Abbrandes und des Schmelzverlustes nicht genügend beachtet, und zwar sehr mit Unrecht, denn die Unkosten des Abbrandes allein sind im allgemeinen ebenso hoch wie der Aufwand für den Brennstoff. Der Preis von 100 kg Roheisen ist mindestens viermal so hoch wie der von 100 kg Gießereikoks; eine Verminderung des Schmelzverlustes von 4 auf 3% bedeutet demnach wirtschaftlich das gleiche wie eine Verminderung des Koksverbrauches von 12 auf 8% .

Die Kuppelofenschlacken.

Aus dem anhaftenden Sande, den verbrennenden Bestandteilen des Schmelzeisens, insbesondere des Eisens, Mangans und Siliziums, der Asche des Koks, den Zuschlägen

¹⁾ Nur selten wird eine Kuppelofenschlacke mit weniger als 10% Eisen erzielt. Demnach ergibt sich schon bei der sehr geringen Schlackenmenge von 3% (bezogen auf das Gewicht des gesetzten Eisens) ein Abbrand von $0,3\%$.

²⁾ Siehe die Abbrandziffer bei niedrigster Durchsetzzeit, S. 141.

³⁾ Vgl. Bd. I, S. 145.

und den abschmelzenden Teilen des Ofenfutters bildet sich im Verlaufe des Schmelzens Schlacke. Ihre chemische und physikalische Beschaffenheit ermöglicht wertvolle Schlußfolgerungen auf den Verlauf der Schmelzvorgänge.

Wegen ihres reichlichen Kieselsäuregehaltes sind im allgemeinen die Schlacken aus Gießereikuppelöfen den Silikatschlacken zuzurechnen. Mangels einer besseren Einteilung und weil vom Kieselsäuregehalt zum großen Teil ihre Schmelztemperatur und ihr sonstiges Verhalten im Ofen abhängen, pflegt man schon seit langem die Silikatschlacken auf Grund ihres Kieselsäuregehaltes in verschiedene Silizierungsstufen zu trennen mit bestimmten Benennungen¹⁾. Es können für Kuppelofenschlacken in Betracht kommen die Singulosilikate, bei denen der Sauerstoffgehalt der Basen ($\text{FeO} + \text{MnO} + \text{CaO} + \text{MgO}$) und der der Säuren ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$)²⁾ gleich hoch sind, die Sesquisilikate, in denen der Sauerstoffgehalt der Säuren das Anderthalbfache von dem Basensauerstoff beträgt, und die Bisilikate, bei denen die Säuren doppelt soviel Sauerstoff als die Basen enthalten. Zwischen diesen Verhältnissen bewegen sich in mannigfacher Zusammensetzung die Kuppelofenschlacken.

Zahlentafel 19.
Zusammensetzung von Kuppelofenschlacken³⁾.

	CaO %	MgO %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	FeO %	MnO %	S %
Aus Stahlwerkskuppelofen ⁴⁾ (Kalksteinzuschlag 50% vom Koksgewicht)	35,50	3,10	42,90	9,00	5,70	3,10	0,33
Aus Gießereikuppelofen ⁴⁾ (Kalksteinzuschlag 50% vom Koksgewicht)	34,00	1,50	46,00	?	6,40	?	0,20
Aus einem Krigarofen ⁵⁾	31,40	0,15	46,70	9,30	7,36	2,79	0,40
Aus Versuchschmelzung mit 1,4% Manganerz, 4% Kalkstein, 9% Koks ⁶⁾	28,30	?	52,44	8,24	7,45	2,30	0,24
Desgl. anderer Abstich ⁶⁾	25,15	?	52,96	?	7,80	7,00	0,24
Aus Versuchschmelzung mit 1% Manganerz, 4% Kalkstein, 9% Koks ⁶⁾	24,79	?	47,87	7,68	11,41	8,22	0,30
Aus Stahlwerkskuppelofen (Kalksteinzuschlag 22,4% vom Koksgewicht) ⁴⁾	24,50	2,00	39,60	9,00	8,10	16,80	0,45
Desgl. mit 27,0% Kalksteinzuschlag ⁴⁾	22,70	1,80	34,40	12,00	12,90	17,00	?
Aus Versuchschmelzung mit 4,5% Manganerz und 4% Kalkstein ⁶⁾	16,54	?	42,80	6,11	12,08	21,27	0,40
Aus gewöhnlichem Kuppelofen ⁵⁾	15,05	0,49	55,01	11,61	14,91	1,06	0,22
Aus Ibrüggerofen, bald nach Beginn des Schmelzens ⁵⁾	12,75	0,75	50,77	13,24	18,52	3,58	?
Desgl. gegen Ende der Schmelzung ⁵⁾	11,69	0,47	47,75	12,35	23,85	3,34	?

Eine Schlacke, die lange Fäden zieht und große Neigung zur Bildung von Schlackenwolle⁷⁾ hat, ist sauer, d. h. sie hat einen beträchtlichen Kieselsäureüberschuß. Sie wird mit zunehmendem Gehalt an Eisenoxydul dunkler und schließlich ganz schwarz. Je höher ihr Gehalt an Eisen- und Manganoxydul ist, desto stärker war die Oxydationswirkung beim Schmelzen. Mit steigendem Kalkgehalte nehmen die anderen Bestandteile, insbesondere der Gehalt an Eisen und Mangan ab. Je dünnflüssiger die Schlacke wird, desto weniger neigt sie dazu, den Schmelzverlust durch mechanisches Mitreißen

¹⁾ Näheres über die Schlacken bei der Eisendarstellung vgl. A. Ledebur, Handbuch der Eisenhüttenkunde, 5. Aufl. 1. Abt. Leipzig 1906. S. 203 und B. Osann, Lehrbuch der Eisenhüttenkunde Bd. 1. Leipzig 1915. S. 535.

²⁾ Tonerde verhält sich als schwache Base häufig in den Schlacken den starken Basen Kalk und Magnesia gegenüber wie eine Säure und wird daher bei der Berechnung der Schlackenzusammensetzung meistens als Säure angesetzt.

³⁾ Weitere Analysen s. Bd. I, S. 562, Zahlentafel 222.

⁴⁾ Nach Osann: Stahleisen 1908. S. 1500.

⁵⁾ Nach Ledebur: Handb. d. Eisen- u. Stahlgieß. 3. Aufl. 1901. S. 151.

⁶⁾ Nach Wedemeyer: Stahleisen 1904. S. 1317 u. 1318.

⁷⁾ Als Schlackenwolle wird die weiße, klebrige, oft spinnwebartige Masse bezeichnet, die sich häufig in der Nähe des Schlackenabstiches an den Wänden und der Decke ablagert.

von Eisenteilchen zu vermehren¹⁾. Die Zusammensetzung verschiedener Kuppelofenschlacken zeigt Zahlentafel 19.

Nach Osann²⁾ ist für saure Gießereikuppelofenschlacke folgende Zusammensetzung kennzeichnend: 50% SiO₂, 6,5% Al₂O₃, 15,2% FeO, 6,4% MnO, 20,8% CaO, 0,4% S. Eine als basisch anzusprechende Schlacke aus einem Stahlwerkskuppelofen enthielt dagegen: 34,4% SiO₂, 12,0% Al₂O₃, 12,9 FeO, 17,0% MnO, 22,7% CaO, 1,8% MgO.

Die Menge der beim Kuppelofenbetriebe sich ergebenden Schlacke schwankt zwischen 4 und 10% und geht bei Gießereikuppelöfen selten unter 8% des Gewichtes des gesetzten Eisens herab. Starke Verrostung des Eisens trägt ganz besonders zur Vermehrung der Schlacke unter gleichzeitiger Erhöhung des Eisenabbrandes bei. Die größten Schlackenmengen ergeben sich beim Schmelzen von losen Stahl- und Schmiedeisenspänen. In solchen Fällen kann man leicht auf einen Verlust von 50% des gesetzten Spänegewichtes kommen³⁾.

Kuppelofenschlacke findet nur selten technische Verwendung. Man kann sie im Wasser zum Zerfallen bringen, (granulierte oder gekörnte Schlacke) und den damit gewonnenen Grus unter Zugabe von gelöschtem Kalk zu Schlackenziegeln verarbeiten. Gewöhnlich benutzt man die Stückschlacke wie auch die gekörnte Schlacke zu Wegebauzwecken.

Die Gichtgase.

Die Gichtgase bestehen in der Hauptsache aus Stickstoff, Kohlensäure und Kohlenoxyd, außerdem aus etwas schwefliger Säure, mitunter auch aus kleinen Mengen Sauerstoff und Wasserstoff. Enthält das Schmelzeisen größere Mengen Arsen, so tritt auch dieses in den Gasen auf und wird durch einen eigentümlichen knoblauchähnlichen Geruch wahrnehmbar. Außer diesen Körpern treten nicht selten Eisen- und Mangandämpfe in beträchtlicher Menge aus dem Kuppelofen. Eisendämpfe können nicht selten als zarter, durchsichtiger, weißlicher Rauch wahrgenommen werden, während sich das Mangan in Form dicker brauner Dämpfe bemerkbar macht.

Das Verhältnis der Kohlensäure zum Kohlenoxyd läßt Schlüsse auf die Vollständigkeit der Verbrennung und die Oxydationswirkung des Schmelzvorganges zu. Je größer es wird, desto vollständiger verbrannte der Kohlenstoff des Kokses zu Kohlensäure. Unzutreffend ist es aber, aus einem hohen Kohlensäuregehalt auf kräftige Oxydationswirkungen während des Schmelzens zu schließen. Kohlensäure vermag glühendes Eisen allerdings zu oxydieren ($\text{Fe} + \text{CO}_2 = \text{FeO} + \text{CO}$), die aus dem Kuppelofen entweichende Kohlensäure hat das aber nicht getan, denn sonst wäre sie zu Kohlenoxyd umgebildet worden. Eher könnte umgekehrt aus einem hohen Gehalt an Kohlenoxyd auf stärkere Oxydationswirkung während des Schmelzens geschlossen werden, da das Kohlenoxydgas ebensogut durch Zerfall von Kohlensäure nach der oben angeführten Formel, als durch unvollkommene Verbrennung entstanden sein kann.

Die Zusammensetzung der Gichtgase ist im Verlaufe ein und derselben Schmelzung großen Veränderungen unterworfen. Bei Beginn des Schmelzens, solange der Ofen noch verhältnismäßig kalt ist, erfolgt noch keine Reduktion der in der Verbrennungszone entstandenen Kohlensäure. Später, wenn die über der Schmelzzone gelegenen Koks-lagen glühend werden, wird die Kohlensäure zum Teil zersetzt und das Verbrennungsverhältnis gestaltet sich ungünstiger. Die Erscheinung tritt in der Zahlentafel 20 klar zutage⁴⁾.

Aber auch abgesehen vom Zeitpunkt der Probenahme unterliegt die Zusammensetzung der Gichtgase so großen Schwankungen, daß eine richtige Beurteilung des Schmelzverlaufes auf Grund einiger oder gar nur einer einzigen Stichprobe völlig ausgeschlossen

¹⁾ Über die Zusammenhänge zwischen chemischer Zusammensetzung und Schmelzbarkeit der Schlacken vgl. B. Neumann, Das System Kalk-Tonerde-Kieselsäure und seine Beziehungen zur Hochofenschlacke und zum Portlandzement. Stahl Eisen 1918. S. 953; s. a. B. Osann, Die Schlacke der Gießereischachtöfen. Gieß.-Zg. 1920. S. 257.

²⁾ Osann: Lehrbuch d. Eisen- u. Stahlgieß. 5. Aufl. 1922. S. 143.

³⁾ Vgl. Bd. I, S. 170. ⁴⁾ Nach Foundry 1907. Oktoberheft, S. 52.

Zahlentafel 20.

Änderung der Zusammensetzung der Kuppelofengase während des Betriebs.

Zeit der Probe- nahme nach dem Anblasen des Ofens Minuten	Chemische Zusammensetzung der Gichtgase in %				Verbrennungs- verhältnis CO ₂ :CO
	O ₂ %	CO ₂ %	CO %	N %	
10	—	13,8	9,9	76,3	1,40
73	—	9,5	16,9	73,6	0,56
137	0,4	9,2	16,6	73,8	0,56
193	—	6,7	21,7	71,6	0,31
255	0,1	7,8	22,3	69,8	0,35
30	0,1	16,7	7,3	75,3	2,30
90	0,1	13,1	10,7	76,1	1,22
158	0,4	11,8	11,0	76,8	1,05
200	—	12,8	7,7	79,5	1,66

ist. Wieweit die Abweichungen gehen, zeigen die Werte der Zahlentafel 21, die den Analyseergebnissen einer größeren Reihe von Schmelzungen einer schweizerischen Eisengießerei entstammen¹⁾. Das Verbrennungsverhältnis der Schmelzungen Nr. 1 bis 4 weist bei fast demselben Koksauwand Unterschiede von 1,1—12,6 auf, obgleich alle Analysen von Proben stammen, die während des Vollbetriebes entnommen wurden. Die Schmelzungen Nr. 5 und 6 mit 10—11,5% Gesamtkoksauwand weisen Abweichungen von 0,9—4,5, die Schmelzungen Nr. 9 und 10 mit 15,2—15,7% Koksverbrauch in einem Falle doppelt soviel Kohlenoxyd wie Kohlensäure und im anderen 2½ mal soviel Kohlensäure wie Kohlenoxyd auf. Da jedesmal im übrigen die gleichen Schmelzergebnisse erzielt wurden, ist es klar, daß nur vorübergehende Schwankungen solche Unterschiede in der Gaszusammensetzung verursachen konnten. Zu einigermaßen zutreffenden Schlüssen auf das Verbrennungsergebnis kann man demnach nur durch Untersuchung einer großen Zahl in ganz kurzen Zwischenräumen hintereinander entnommener

Zahlentafel 21.

Gichtgasanalysen.

Nr.	Gas- tempera- tur °C	Gehalt in Vol.-%			Ver- hältnis CO ₂ CO	Koksverbrauch		Gesamte Schmel- zung kg	Satzkoks- verbrauch %	Gesamt- Koks- verbrauch %	Koksbe- schaffen- heit
		CO ₂ %	CO %	N %		Füll- koks kg	Satz- koks kg				
1	280	14	12	74	1,1	450	525	7 000	7,5	14,0	feucht
2	—	17	7	76	2,4	450	580	7 500	7,7	13,9	naß
3	350	19	4	77	4,7	450	575	7 500	7,7	13,7	naß
4	400	19	1,5	79,5	12,6	450	545	7 000	7,8	14,2	naß
5	200	10	12	78	0,9	450	700	10 000	7,0	11,5	trocken
6	200	18	4	78	4,5	450	725	11 700	6,2	10,0	naß
7	—	12	12	75,5	1,0	500	520	6 500	8,0	15,7	trocken
8	—	18	6	76	3,0	450	500	6 680	7,5	14,0	trocken
9	300	9	18	73	0,5	500	640	7 500	8,5	15,2	trocken
10	—	16	6	78	2,6	500	700	7 600	9,2	15,7	trocken

¹⁾ Näheres C. Geiger: Betrachtungen über das Kuppelofenschmelzen mit trockenem und nassem Koks, Stahleisen 1909. S. 63 u. f. Der Beweiskraft dieser Zahlen ist nicht im Wege, daß es sich bei den Schmelzungen in erster Linie um Feststellung der Wirkungen von nassem und trockenem Koks handelte, denn die verschiedene Beschaffenheit des Kokes hatte einen kaum nennenswerten Einfluß auf die Zusammensetzung der Gichtgase, und die Schmelzungen wurden im übrigen soweit als möglich gleichmäßig vollzogen.

Proben gelangen, oder noch besser durch Daueranalysen mittels selbstaufzeichnender Instrumente.

Um verständlich zu machen, welche Verhältnisse in Kuppelofengichtgasen überhaupt obwalten können, hat W. Mathesius¹⁾ die in Abb. 208 wiedergegebenen, fünf übereinander angeordneten Schaubilder aufgestellt, deren Abszisse jeweils der Grad der Verbrennung ist, und zwar ist als Nullpunkt die Verbrennung zu reinem Kohlenoxyd, als anderer Grenzwert die vollkommene Verbrennung zu Kohlensäure gewählt. In der ersten dieser Flächen (I) ist dargestellt, daß im äußersten Fall bei vollständiger Verbrennung des Kokskohlenstoffs zu Kohlensäure (rechte Seite der Fläche I) die Gase aus 21 Raumteilen Kohlensäure und 79 Raumteilen Stickstoff bestehen können, während auf der linken Seite der ungünstigste Fall dargestellt ist, der sich ergibt, wenn der Kohlenstoff des Kokses restlos zu Kohlenoxyd verbrennt. Dann enthalten die Gichtgase 34,7% Kohlenoxyd und 65,3% Stickstoff. Das zwischen Kohlensäure und Kohlenoxyd liegende Feld ist durch eine durchlaufende Querlinie in zwei Teile getrennt, aus denen ersichtlich ist, welche Menge des Stickstoffs jeweils zur Kohlensäure oder zum Kohlenoxyd gehört. Die jeweiligen Ordinatenabschnitte des Feldes von rechts nach links ergeben alle möglichen Zusammensetzungen der Gichtgase zwischen diesen beiden Grenzfällen.

In dem zweiten Bild (II) sind die Wärmeleistungen in kcal je kg Kohlenstoff aufgetragen. Der starke Abfall der die Schaubildfläche durchziehenden geraden Linie von rechts nach links zeigt deutlich, in wie außerordentlich starkem Maße die Wärmeleistung eines kg Kohlenstoff sinkt, wenn seine Verbrennung nicht ganz zu Kohlensäure, sondern teilweise oder ganz nur zu Kohlenoxyd erfolgt. Aus dem dritten Schaubild (III) lassen sich die Wärmeleistungen in kcal je m³ Luft bei den durch Bild I gekennzeichneten Gaszusammensetzungen ansehen. Diese Wärmeleistung sinkt, von rechts nach links gesehen, auch in beträchtlichem Maße, aber lange nicht so stark wie die je kg Kohlenstoff in Schaubild II. Dieser Umstand erklärt sich daraus, daß, wie in Bild IV dargestellt ist, der Kohlenstoffgehalt der Gichtgase je Raumeinheit sich innerhalb des Feldes von rechts nach links verdoppelt; endlich gibt Bild V eine Darstellung derjenigen Menge Luft in m³, die je kg Kohlenstoff durch den Kuppelofen hindurchgegangen ist, wenn die verschiedenen in dem Schaubild I dargestellten Gichtgaszusammensetzungen obgewaltet haben. Im günstigsten Fall, d. h. wenn der Kokskohlenstoff restlos zu Kohlensäure verbrannt worden ist, sind also je kg Kohlenstoff 8,8 m³ Luft (11,4 kg Luft) zur Verbrennung gelangt. Diese Zahlenangaben beziehen sich auf reinen Kokskohlenstoff, sie vermindern sich je kg Koks naturgemäß je nach dessen Aschen- und Wassergehalt.

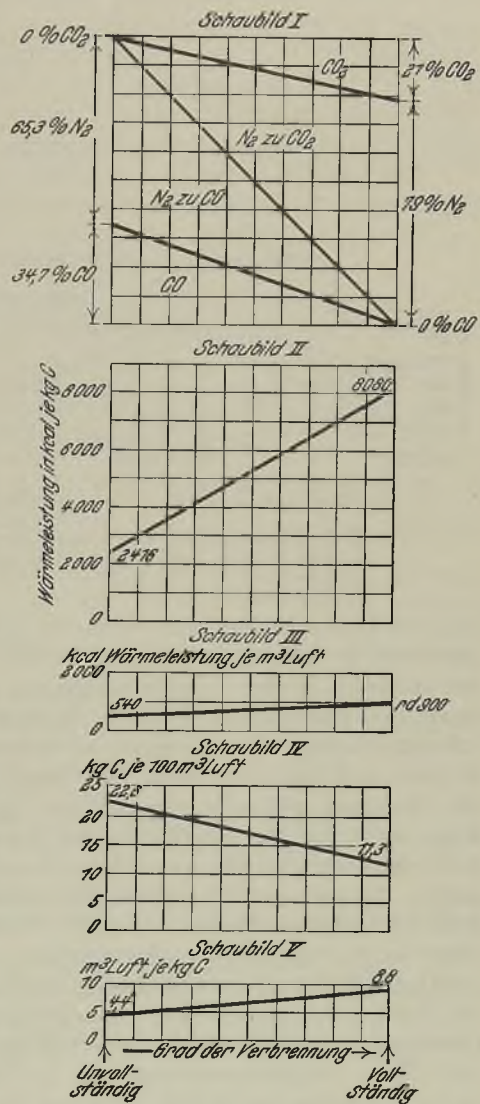


Abb. 208. Zusammensetzung von Kuppelofen-Gichtgasen.

1) Stahlisen 1927. S. 1231; Gieß.-Zg. 1927. S. 360.

Einen vollständigen Überblick über die Verhältnisse, die auftreten, wenn in den Gichtgasen unverbrannter Sauerstoff vorhanden ist (Luftüberschuß), gibt das gleichfalls von W. Mathesius ¹⁾ aufgestellte Schaubild Abb. 209. Es läßt erkennen, wie sich die Wärmeleistungen je m^3 Verbrennungsluft stellen, wenn der Ofen mit Luftmangel oder mit Luftüberschuß betrieben wird. Der günstigste Fall, vollkommene Verbrennung des Koks-kohlenstoffs und kein Luftüberschuß, liegt vor, wenn in den Gichtgasen 21 Raumprozent Kohlen-säure vorhanden sind. Dann beträgt die Wärmeleistung je m^3 Verbrennungsluft 902 kcal, wie durch die Ordinate in der Mitte des Schaubilds angezeigt wird. Von hier nach links gehend, sind im Schaubild alle möglichen Betriebsfälle dargestellt, bei denen Luftmangel herrscht, mit einem Anwachsen von Kohlenoxyd im Gichtgas und Verminderung der Wärmeleistung bis auf 540 kcal.

Der Ordinatenabstand von der durch die ganze Fläche hindurchgehenden strich-punktierten Linie, die der höchsten Wärmeleistung von 902 kcal entspricht, zeigt die Verminderung der Wärmeleistung beim Anwachsen von Kohlenoxyd.

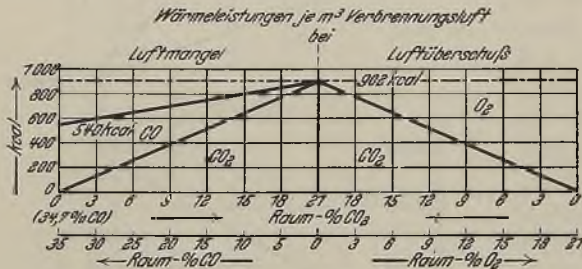


Abb. 209. Wärmeleistung der Verbrennungsluft bei verschieden großem Luftüberschuß.

In der rechten Bildhälfte sind alle Betriebsfälle, bei denen mit Luftüberschuß gearbeitet wird, wiedergegeben. Die Wärmeleistung von 1 m^3 Luft sinkt hierbei auf 0 kcal, wenn im äußersten Fall die Gichtgase 21% Sauerstoff enthalten, also die Luft unverändert durch den Ofen geht. Das starke Absinken der Wärmeleistungslinie zeigt, daß je m^3 Verbrennungsluft die Wärmeleistung in

viel stärkerem Maße sinkt, wenn in den Gasen unverbrannter Sauerstoff enthalten ist, als wenn in ihnen Kohlenoxyd auftritt. Die Wärmeminderleistung der Luft macht sich am stärksten in der Verbrennungszone geltend; hier muß sich der Sauerstoffüberschuß eines Gichtgases noch schärfer bemerkbar machen, als die Ordinaten des Schaubilds erkennen lassen. Die Temperaturverminderung durch Umwandlung der Kohlen-säure in Kohlenoxyd wird erst eintreten, wenn der Sauerstoff nahezu restlos aufgebraucht ist, die Gichtgase sich also oberhalb der eigentlichen Schmelzzone im Ofen befinden. Somit kann auch der für die Wärme der Schmelzzone günstigste Ofengang nicht vorkommen, wenn die Gichtgase die vorbildliche Zusammensetzung (21% Kohlen-säure, 79% Stickstoff) haben, da noch unverbrannter Sauerstoff in beträchtlichen Mengen zugegen ist. Dieser Fall wird erst eintreten, wenn die Gichtgase etwa 5–10% Kohlenoxyd enthalten, da dann in der eigentlichen Schmelzzone eine nahezu restlose Verbrennung des Luftsauerstoffs zu Kohlen-säure stattfinden muß, deren Reduktion zu Kohlenoxyd in dem durch die Analyse ausgewiesenen Umfange erst oberhalb der Schmelzzone erfolgen kann. Erfahrungsgemäß stellt sich diese Gaszusammensetzung erst ein, wenn der Kuppelofen mit einem Satzkoksaufwand von 8–10%, guten Koks vorausgesetzt, betrieben wird. Ganz besonders ungünstig wird der Betrieb, wenn gleichzeitig Sauerstoff und Kohlenoxyd vorhanden sind, da dann die Wärmeleistungen je m^3 Verbrennungsluft in doppeltem Sinne ungünstig beeinflußt werden, einmal wegen des Kohlenoxydgehalts und dann wegen des Sauerstoffüberschusses. In diesem Fall dürfte es kaum möglich sein, ein auch nur geringen Ansprüchen an seine Vergießbarkeit entsprechendes Eisen darzustellen.

Literatur.

a) Einzelne Werke.

Gouvy, fils, A.: Etude sur les Cubilots pour la Fusion de la Fonte. Paris 1887.

Ledebur, A.: Handb. d. Eisen- u. Stahlgießerei. 3. Aufl. Leipzig 1901.

Osann, B.: Lehrb. d. Eisen- u. Stahlgießerei. 5. Aufl. Leipzig 1922.

Irresberger, C.: Kuppelofenbetrieb. 2. verb. Aufl. Werkstattbücher H. 10. Berlin 1923.

¹⁾ a. a. O. S. 1231.

b) Abhandlungen.

- Schoemann, E.: Konstruktion und Betrieb moderner Kuppelöfen. Gieß.-Zg. 1907. S. 33, 65.
- Buzek, G.: Zur Frage des Koksauflandes bei Kuppelöfen. Stahleisen 1908. S. 145, 229.
- Lürmann, Fritz W.: Die Einrichtungen der Kuppelöfen und die Garantie ihres Koksverbrauches. Stahleisen 1908. S. 302.
- Leyde, O.: Kuppelofenbetrieb in Amerika. Stahleisen 1908. S. 727, 771.
- Osann, B.: Die Berechnung der Kuppelofenabmessungen. Stahleisen 1908, S. 1449, 1497.
- Messerschmitt, A.: Bau der Kuppelöfen, Schmelzvorgang und Begichtung. Stahleisen 1909. S. 1182, 1384, 1558, 1730, 1887.
- Buzek, G.: Die Luftmenge und ihre Bedeutung für den Bau der Kuppelöfen. Stahleisen 1910. S. 353, 567, 694.
- Rein, Carl: Wie richtet man vorteilhaft eine Kuppelofenanlage ein? Gieß.-Zg. 1911. S. 457, 488, 523, 556, 592, 619.
- Hüser, F.: Experimentelle Untersuchung des Kuppelofenschmelzprozesses. Stahleisen 1913. S. 181.
- Lohse, U.: Eine Untersuchung des Schmelzvorganges im Kuppelofen. Gieß.-Zg. 1914. S. 16, 51.
- Rein, C.: Vorzüge des Vorherdes für Kuppelöfen. Gieß.-Zg. 1914. S. 281, 322.
- Skamel, E.: Bau und Konstruktion von Kuppelöfen. Gieß.-Zg. 1914. S. 228, 294, 327, 330.
- Leber, E.: Die Normalisierung des Kuppelofenbetriebes. Stahleisen 1914. S. 513, 746, 908.
- Mehrtens, J.: Die Windmenge, die Windmessung und die Gebläse für Kuppelöfen. Gieß.-Zg. 1914. S. 81, 123, 148.
- Geissel: Der Kuppelofenbetrieb. Gieß.-Zg. 1914. S. 347.
- Mehrtens, J.: Der Schmelzbetrieb in der Eisengießerei. Gieß.-Zg. 1914. S. 358, 383, 452.
- Belden, A. W.: Untersuchungen über den Schmelzvorgang im Kuppelofen. Iron Age 1913. 7. Aug. p. 289; Foundry 1913. 8. August, S. 309; auszugsweise bearbeitet von E. Leber: Stahleisen 1914. S. 360.
- Mathesius, W.: Die chemischen und physikalischen Vorgänge beim Schmelzen von Roheisen in Kuppelöfen und die aus diesen abzuleitenden praktischen Bau- und Betriebsvorschriften. Gieß.-Zg. 1914. S. 377, 420, 447, 476, 528.
- Wüst, F., F. Böcking und J. C. Storck: Über den Einfluß eines Spänebrikettzusatzes auf den Verlauf des Kuppelofenschmelzprozesses und auf die Qualität des erschmolzenen Eisens. Ferrum 1915. S. 158.
- Braun, F. und Hollender, G.: Beiträge zur Kenntnis des Kuppelofenbetriebes. Stahleisen 1921. S. 1021.
- Mehrtens, J.: Leitsätze für die Wartung der Gießereischachtöfen. Gieß. 1924. S. 297.
- Wagner, A.: Die Abmessungen der Kuppelöfen, ihr Verhältnis zur Größe der Koks- und Eisensätze und ihr Einfluß auf Schmelzgang und Koksverbrauch. Preisarbeit. Gieß. 1924. S. 268.
- Spolders, R. und F. Schulte: Preisarbeit über dieselbe Aufgabe. Gieß. 1924. S. 277.
- Schmid, L.: Preisarbeit zur selben Aufgabe. Gieß. 1924. S. 285.
- Diepschlag, E.: Die wärmetechnischen Grundlagen des Kuppelofens. Gieß. 1924. S. 750.
- Hollinderbäumer, W.: Vergleichende Schmelzversuche in einem Kuppelofen mit und ohne Polle-masse. Gieß. 1925. S. 105.
- Betriebsergebnisse am Kuppelofen und Schlußfolgerungen daraus. Gieß. 1925. S. 645.
- Mathesius, W.: Der Kuppelofen in Theorie und Praxis der letzten Jahrzehnte. Stahleisen 1927. S. 1229. Gieß.-Zg. 1927. S. 357, 393.
- Simon, G.: Der Kuppelofenvorherd zum Verbessern des Eisens. Stahleisen 1927. S. 540.
- Bardenheuer, P. und A. Kaiser: Der Einfluß der Kohlenstaubfeuerung auf den Schmelzvorgang im Gießereikuppelofen. Stahleisen 1927. S. 1389/1395.
- Bardenheuer, P.: Die Verbrennungsvorgänge im Kuppelofen und ihre Beeinflussung durch die Kohlenstaubzusatzfeuerung. Gieß.-Zg. 1927. S. 451.

III. Das Schmelzen im Flammofen.

Von

Dr.-Ing. E. Schüz.

Allgemeines.

Alle mittelalterlichen Nachrichten über Guß zweiter Schmelzung beziehen sich nach Johannsen ¹⁾ auf den Schachtofen. Während dieser als eine uralte Vorrichtung aus der Bronze gießerei etwa um die Mitte des 15. Jahrhunderts unverändert in die Eisengießerei übernommen wurde, ist der Flammofen wohl erst im 18. Jahrhundert zum Schmelzen von Eisen in Gebrauch gekommen ²⁾. Die älteste Mitteilung über die Anwendung eines Flammofens in der Bronze gießerei finden wir in Lersners Frankfurter Chronik I, S. 370, wo von einem Meister Georg, geboren in Neuburgk, die Rede ist, der im Jahre 1486 in Frankfurt „ein Büchs goß, die mehr dann 30 Zentner wiegt“. Es heißt dort weiter: „Er schmelzt die Speise in einem Windtopf. Darzu braucht er keinen Blasbalk oder Kohlen, er verbrand sicherlich 2 $\frac{1}{2}$ fl Scheidholz.“ Dieser Ofen war unzweifelhaft ein Windofen, oder, wie wir heute sagen, ein Flammofen. Da der Geschützguß damals die höchsten Anforderungen an die Gießkunst stellte, ist es verständlich, daß sich die Büchsenmeister zuerst des Flammofens für den Bronze guß bedienten, ja sogar denkbar, daß sie dessen Erfinder sind. Das Jahr, in dem diese Öfen zum erstenmal für Eisenguß benutzt worden sind, ist nicht bekannt. Sicher ist nur, daß ums Jahr 1765 in Cumberland ein mit Steinkohlen gefeuerter Flammofen in Betrieb war.

Heute spielt der Flammofen in der Eisengießerei eine große Rolle. Er bietet im Vergleich zum Gießereischachtofen folgende Vorteile: An Stelle des Kokes können rohe Brennstoffe benutzt werden. Schwere Gußbruchstücke lassen sich unzerkleinert einschmelzen; das Schmelzgut erfährt keine oder nur eine geringe Schwefelanreicherung; das flüssige Eisen enthält weniger gelöste Gase als das Kuppelofeneisen, wodurch dichtere Abgüsse erzielt werden. Außerdem hat man es vollkommen in der Hand, dem Schmelzgut jede gewünschte chemische Zusammensetzung zu geben. Man kann den Schmelzverlauf durch Probeentnahme genau überwachen, und die Zusammensetzung gegebenenfalls ändern. Endlich kann kohlenstoffärmeres Eisen erzeugt werden als im Kuppelofen.

Dem stehen folgende Nachteile gegenüber: Der Nutzeffekt des Flammofens steht weit hinter dem des Kuppelofens zurück (etwa 10 : 60%). Er arbeitet langsamer als der Kuppelofen. Mit einer Schmelzung kann im allgemeinen nur eine begrenzte Menge Eisen von einer ganz bestimmten chemischen Zusammensetzung erzeugt werden, wogegen im Kuppelofen laufend beliebig viele Gußeisensorten nacheinander gattiert, rasch geschmolzen und getrennt abgestochen werden können. Ferner sind zur Bedienung des Flammofens besonders geschulte Arbeiter erforderlich, und die Unterhaltung verursacht höhere Kosten.

Nach der Erfindung des Siemens-Martin-Ofens ³⁾, der aus dem Flammofen hervorgegangen ist, lag es auf der Hand, diesen wegen der bedeutenden Steigerung des

¹⁾ O. Johannsen: Die Erfindung der Eisengußtechnik. Stahleisen 1919. S. 1457. 1625; 1925. S. 1429; vgl. auch Bd. I, S. 14, ferner Bd. III, S. 38.

²⁾ Vgl. O. Johannsen: Geschichte des Eisens. Düsseldorf 1924. S. 123; s. a. Bd. I, S. 19.

³⁾ Vgl. S. 168.

Nutzeffekts auch zum Schmelzen von Gußeisen anzuwenden. Dem standen aber verschiedene Schwierigkeiten im Wege. Vor allem die hohe Temperatur und die scharf oxydierende Flamme der Heizgase. Außerdem haben die hohen Anlagekosten der Siemens-Martin-Öfen und der Zwang zum Dauerbetrieb es mit sich gebracht, daß im Siemens-Martin-Ofen (Herdfrischverfahren) fast ausschließlich Stahl erzeugt und nur selten Gußeisen dargestellt wird. Auch die einfache Gasfeuerung hat sich in Graugießereien wenig eingebürgert, eben weil die Vorteile der Gasfeuerung im Dauerbetrieb liegen und dieser wiederum nur bei den hohen Temperaturen der Stahlerzeugung wirtschaftlich ist.

Die Bedeutung des Gießereiflammofens beruht in der Erzeugung von hochwertigem Werkstoff, besonders von kohlenstoffarmem Gußeisen. In der Walzengießerei, wo große Bruchstücke eingeschmolzen und schwere Abgüsse erzeugt werden, in der Tempergießerei, wo Eisen von bester chemischer Zusammensetzung erforderlich ist, und in Gießereien, wo schwere Qualitätstücke, wie z. B. große Gasmotorenzylinder, gegossen werden, ist der Flammofen dem Kuppelofen überlegen. Er bietet dabei noch den Vorteil, daß man sich durch Probeentnahme von der Beschaffenheit des Schmelzgutes jederzeit überzeugen und gegebenenfalls Änderungen in der chemischen Zusammensetzung vornehmen kann, ehe man absticht.

Auch für Stücke, bei denen es auf feinkörnige, glatte Flächen ankommt, z. B. bei Führungen für Grund- und Bajonettstrahlen, ist das Eisen aus dem Flammofen besser geeignet, als aus dem Kuppelofen.

Wie das Kuppelofeneisen als Zusatz Eisen für den Flammofenguß benutzt werden kann, so wird häufig auch umgekehrt das Flammofeneisen mit großem Vorteil dem Kuppelofeneisen zugesetzt, namentlich bei der Herstellung von Kokillenguß. Mit der Aufstellung beider Ofengattungen ist eine gewisse Sicherheit geschaffen, sich gegen Überraschungen zu schützen. Es ist deshalb erklärlich, daß man den hohen Brennstoffverbrauch des Flammofens gerne in Kauf nimmt und daß viele Gießereien — insbesondere amerikanische — neben ihren Kuppelöfen auch einen oder mehrere Flammöfen in Betrieb halten.

Die Bauarten der Gießereiflammöfen.

Der Gießereiflammofen ist ein einfacher Herdofen. Er wird von $\frac{1}{2}$ —50 t¹⁾ Einsatz gebaut. Die in der Praxis am häufigsten anzutreffenden Ofenformen sind im allgemeinen wie folgt angeordnet: Abb. 210 zeigt schematisch einen Flammofen. An einer Schmalseite des Herdes H und von diesem durch die Feuerbrücke B getrennt, befindet sich die Feuerung. Die Feuerbrücke ist der gefährdetste

Teil des Ofens und deshalb häufig zur Verhütung des Durchbrennens und des Übertritts von flüssigem Eisen zum Rost R mit Wasserkühlung versehen. Die Heizgase ziehen über das Schmelzgut hinweg, geben dabei ihre Wärme teilweise an dieses ab und verlassen mit noch etwas höherer Temperatur als der des Schmelzgutes den Herdraum durch den

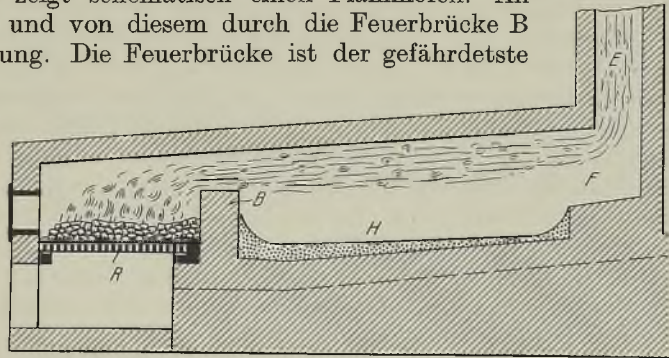


Abb. 210. Schema des Gießereiflammofens.

auf der anderen Schmalseite sich anschließenden Fuchs F, um durch den Schornstein E zu entweichen²⁾. Der Schornstein, der unmittelbar neben dem Fuchs angeordnet oder über dem Ofenende selbst aufgebaut wird, muß entsprechend hoch sein, um den erforderlichen starken natürlichen Zug zu erzeugen.

Die Flammöfen werden aus Schamottesteinen aufgemauert, deren Tonerdegehalt etwa 15—20% beträgt. Die Mauerung wird durch eiserne Platten und entsprechende

¹⁾ Stahlisen 1916. S. 631. ²⁾ Siehe auch Bd. I, S. 435.

Verankerung zusammengehalten. Der Herd ist im allgemeinen sauer zugestellt, d. h. er ist aus kieselsäurereichem, schwach tonhaltigem Sand 80–100 mm stark aufgestampft und wird je nach der Erfahrung der betreffenden Gießerei mit einer feuerfesten Masse überzogen, oft auch noch geschwärzt und gut getrocknet. Eine möglichst einfache Gewölbeform ist erwünscht, um die durch den raschen Temperaturwechsel veranlaßten häufigen Ausbesserungen billig zu gestalten. Auch die Anordnung der zum Ofenbetrieb nötigen Türöffnung wird durch eine einfache Gewölbeform erleichtert. Der Ofen braucht mindestens eine kleine Tür zum Einwerfen des Brennstoffs und eine große zum Einsetzen des Schmelzguts. Zum Einbringen von Zusätzen während des Schmelzens wird häufig eine weitere kleine Öffnung im Ofen gelassen. Diese Öffnung wird auch dazu benutzt, die Schlacke im Betriebe abzuziehen. Da das Einsetzen des Schmelzguts, besonders großer, schwerer Stücke, durch die Beschiektür Schwierigkeiten macht, ist bei manchen Öfen das Gewölbe abnehmbar angeordnet (Abb. 211). Zu diesem Zweck läuft über den Ofen ein Kran, der sowohl das Abnehmen und Beisettesetzen des Gewölbes, als auch

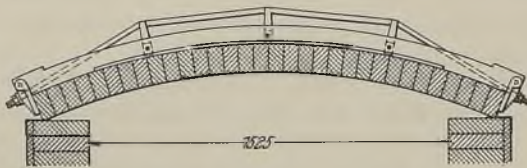


Abb. 211. Abnehmbares Gewölbe.

das Einsetzen der schweren Stücke besorgt. Diese Einrichtung trifft man vorwiegend in Amerika. An einem Ofen für 25 t Einsatz, bei dem der mittlere Teil des Deckengewölbes aus einem einzigen, großen, abnehmbaren und ausgemauerten Stahlgußstücke bestand, konnte eine Beschiekzeit von insgesamt nur 20 Minuten erreicht werden.

Zur Beurteilung der verschiedenen Bauarten der Flammöfen ist ein Eingehen auf die Verhältnisse während des Schmelzens nötig. Die zum Schmelzvorgang erforderliche Wärmemenge wird durch die Verbrennung der Kohle auf dem Roste erzeugt. Die Heizgase gelangen in den Herdraum und wirken zunächst nur durch unmittelbare Wärmeleitung. Da das eingesetzte Eisen ein besserer Wärmeleiter ist als die Ofenmauerung, so nimmt es die erste Hauptwärme in sich auf. Erst wenn die Oberfläche des Mauerwerks durch unmittelbare Wärmeleitung allmählich heißer als das Schmelzgut wird und zum Glühen kommt, beginnt die Wirkung der Wärmestrahlung des Mauerwerks auf das Schmelzgut. Eine gute Isolierfähigkeit der Steine ist wesentlich wichtiger als die Stärke der Mauerung. Die hoch erhitzten Steine bewirken durch die zurückgestrahlte Wärme zusammen mit der unmittelbaren Wärmeleitung der Heizgase das Schmelzen des Einsatzes. Die Heizgase sollen im Herdraum ihre Höchsttemperatur entwickeln. Diese Temperatur soll gegen das Ofenende durch Abgabe von Wärme an das Schmelzgut und die Ofenwandung sinken. Je länger der Herdraum ist, desto mehr sinkt die Temperatur der Heizgase gegen das Ende des Herdraumes, desto günstiger ist zwar die Wärmeeausnutzung und desto geringer der Brennstoffverbrauch, aber um so größer ist die Gefahr, daß am Ofenende die Schmelztemperatur des Schmelzguts von den Heizgasen nicht mehr überschritten wird. Es ist aber eine der ersten Forderungen für einen gutgehenden Flammofen, daß auch die Temperatur am Ofenende stets bedeutend höher ist, als die Schmelztemperatur des Schmelzgutes. Kurze Öfen haben deshalb den Vorteil, daß sich die Heizgase nicht allzusehr abkühlen, wie beim langen Ofen, wodurch ein Überhitzen des Schmelzguts leicht möglich ist.

Die Wärme der aus dem Ofen mit hoher Temperatur austretenden Heizgase wird in Abhitzekesteln ausgenützt. Dies ist unbedingt notwendig, wenn sich der Betrieb wirtschaftlich gestalten soll. Nach Osann¹⁾ kann ein mit Gas gefeuerter Flammofen zu 20%, ein mit Kohle betriebener in noch viel höherem Maße als Dampfkessel betrachtet werden. Es empfiehlt sich, in diesen Abhitzekesteln hochgespannten Dampf zu erzeugen und zur Krafterzeugung auszunutzen. Die Abgase werden in diesem Falle hinter dem Abhitzekestel mit einem Ventilator abgesaugt. Mit der Einrichtung eines Abhitzekestels ist der Hauptnachteil des Flammofens, nämlich die schlechte Wärmeeausnutzung, vollkommen aufgehoben.

¹⁾ Gieß.-Zg. 1921. S. 401.

Die Formen und die Abmessungen der Öfen sind je nach dem Zweck, in der Hauptsache aber nach dem zur Verwendung gelangenden Brennstoffe sehr verschieden. Für hochwertige Brennstoffe, wie flammende Steinkohle und Anthrazit, haben sich folgende Bauarten in der Praxis bewährt:

Der Siegerländer oder deutsche Flammofen (Abb. 212).

Für ihn ist kennzeichnend der kurze, gestreckte Herd und das am Fuchs angeordnete Stichloch. Der Herd ist dementsprechend dem Fuchs zu geneigt. Das Gewölbe ist am Herdende meist niedergezogen, damit die Flamme gezwungen ist, auch noch in der Nähe des Stichlochs das Schmelzgut zu berühren und zu erhitzen.

Der amerikanische Flammofen (Abb. 213).

Ebenfalls mit gestrecktem, aber langem Herd, dessen Stichloch an der Feuerbrücke liegt. Der Herd ist hier deshalb der Feuerbrücke zugeeignet. Das Gewölbe ist einfach und nicht nach hinten niedergezogen in der Absicht, die freie Flammenentfaltung nicht zu stören.

Der englische Flammofen (Staffordshire- oder Sumpfofen) (Abb. 214),

dessen Herd in der Nähe der Feuerbrücke muldenförmig ausgebildet ist; an seiner tiefsten Stelle befindet sich das Stichloch. Das Gewölbe ist über der Mulde tief niedergezogen, um den Feuergasen eine hohe Geschwindigkeit zu geben und sie zu zwingen, ihre Wärme schnell an das Schmelzgut abzugeben. Er ist teuer im Bau und in der Unterhaltung und bringt keine Brennstoffersparnis.

Bei Verwendung von langflamziger Kohle und großer Schütthöhe der Kohle

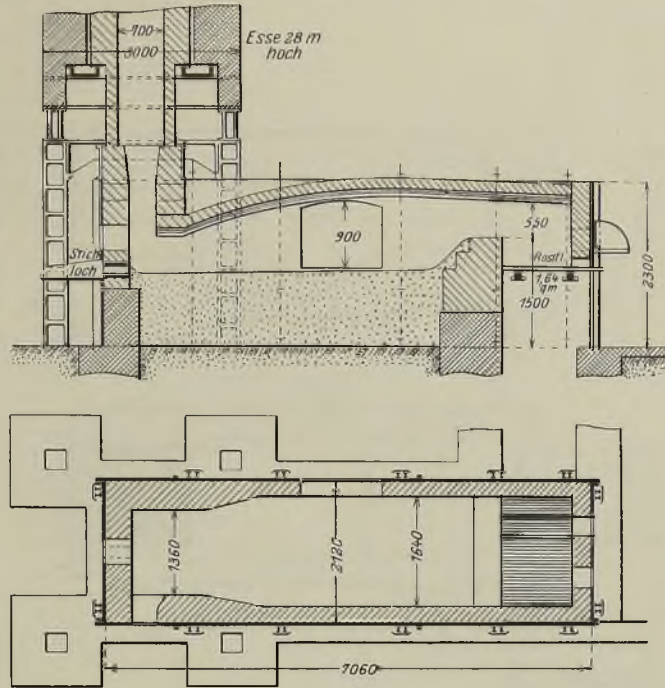


Abb. 212. Siegerländer Gießereiflammofen.

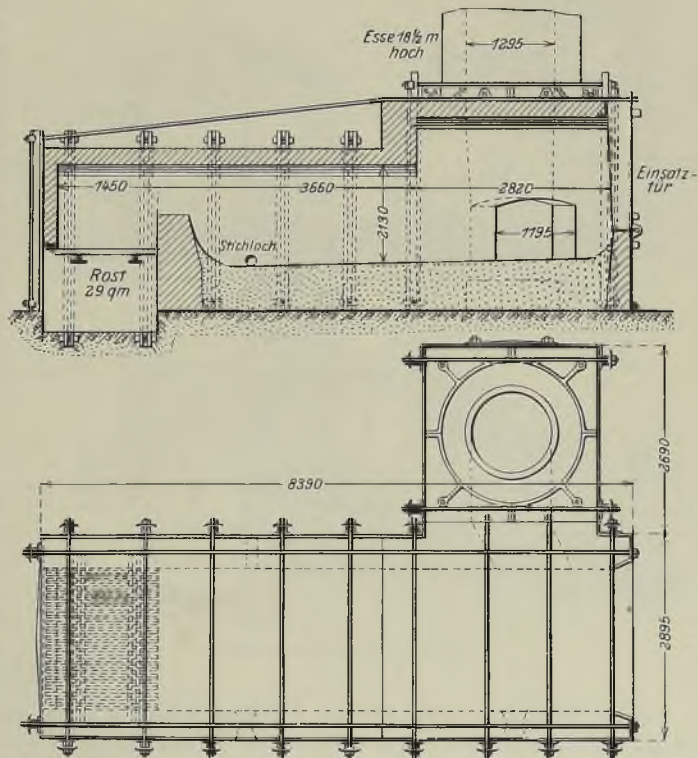


Abb. 213. Amerikanischer Gießereiflammofen.

auf dem Roste geht die Verbrennung im Feuerungsraum nur teilweise vor sich, während die große Menge der dabei erzeugten Gase erst im Herdraum selbst verbrennt. Der Herdraum kann also um so länger sein, je gasreicher und langflämmiger die Kohle ist, unter

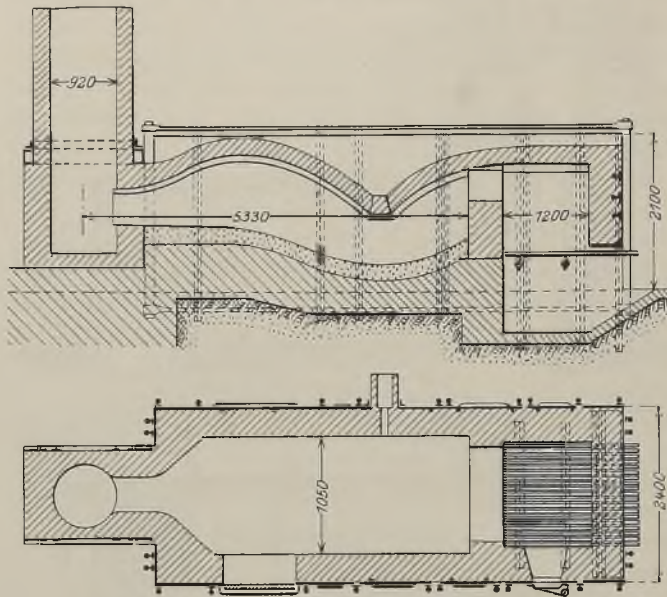


Abb. 214. Englischer Gießereiflammofen.

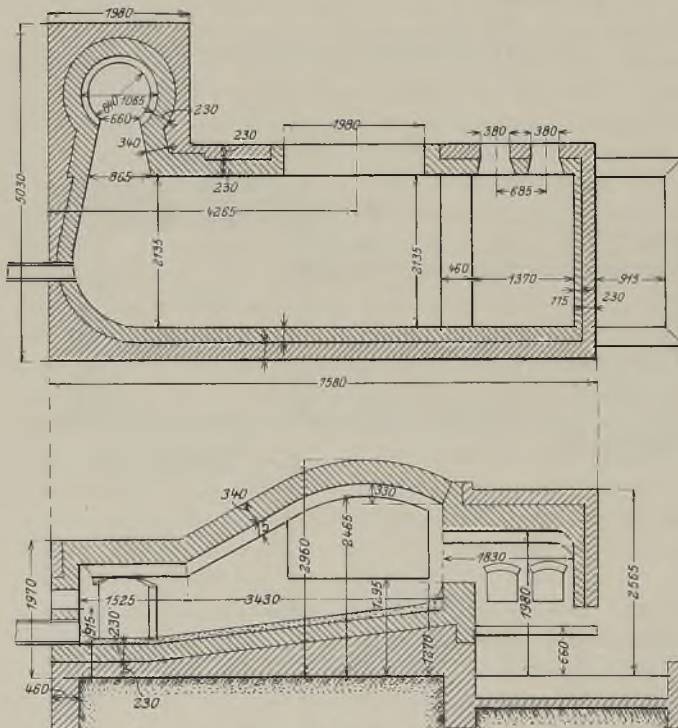


Abb. 215. Kamelrückenofen.

Umständen sogar unter Zuführung von zusätzlicher Luft (wie z. B. in Abb. 216 u. 219). Die den Amerikanern zur Verfügung stehende langflämmige Kohle führte zu der in Abb. 213 dargestellten amerikanischen Bauart mit sehr langem Herdraum. Bei dem Siegerländer Ofen (Abb. 212) sind die Rostfläche, die Zuführung der Verbrennungsluft und der Schornsteinzug so bemessen, daß nicht ein Teil der Heizgase unverbrannt aus dem Herdraum austritt und erst im Schornstein zur Verbrennung kommt. Durch die hohe Temperatur im Schornstein wird eine hohe Durchflußgeschwindigkeit der Heizgase durch den Herdraum erzeugt. Dies ist einerseits zur Erreichung hoher Temperaturen im Herdraum und zu rascher Verbrennung auf dem Rost günstig, andererseits für die Abgabe der zum Schmelzen notwendigen Wärmemengen und für den Kohlenverbrauch ungünstig. Bei kurzen Öfen läßt sich der Kohlenverbrauch ermäßigen, indem man bei gegebener Ofenlänge an gewissen Stellen die oberen Querschnitte vergrößert. Dadurch tritt eine Wärmestauung ein, die die Wärmeabgabe an das Schmelzgut im Gegensatz zu der oben beschriebenen Querschnittverengung ganz bedeutend erhöht. Dies führte zu dem Ofen mit dem sog. Kamelrücken, wie ihn Abb. 215 darstellt. Dieser Ofen, den man hin und wieder in Amerika antrifft, ist jedoch in seiner Anlage und in den Unterhaltungskosten zu teuer, so daß auch er keine wesentlichen Vorteile mit sich bringt.

Abb. 216 gibt eine andere Ofenform an, wie sie ab und zu ebenfalls in Amerika ausgeführt wird. Der Ofen dient zum Schmelzen von Temperguß und wird mit Unterwind betrieben. Der Betrieb mit Unterwind bietet den Vorteil, auch kurzflämmige

Kohle verwenden zu können. Es entsteht dann eine Art Halbgasfeuerung, bei der häufig auch vorgewärmte Zusatzluft verwendet wird¹⁾.

Sind die Voraussetzungen zu einem fortlaufenden Betriebe gegeben, so lohnt sich unter Umständen die Aufstellung von Flammöfen für Gasfeuerung mit Wärmespeicher, ähnlich wie beim Siemens-Martin-Ofen, bei denen durch Umschaltung Gas und Luft in den Kammern vorgewärmt werden. Solche Öfen finden sich in Amerika und vereinzelt auch in Deutschland, namentlich zur Erzeugung von Temperguß²⁾.

Auch Osann hat in neuerer Zeit einen Flammofen mit Umschaltfeuerung entworfen³⁾, von dem Gedanken ausgehend, daß ein Flammofen, auch wenn er zur Herstellung

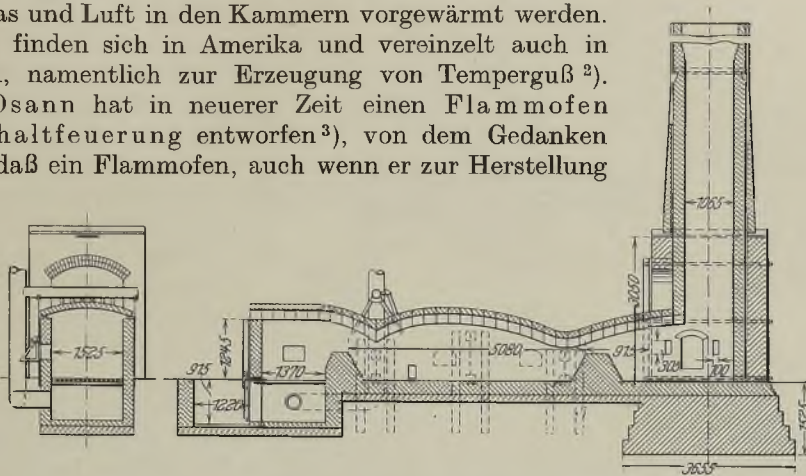


Abb. 216. Amerikanischer Gießereiflammofen mit Unterwind.

kleiner Gußstücke dient, mit dem Kuppelofen stets dann in Wettbewerb treten kann, wenn die Beschickung schnell und ohne hohen Lohnaufwand erfolgen kann und die Abhitze unter dem Dampfkessel verwertet wird. So entstand ein Ofen mit kreisrunder Herdfläche und abnehmbarer Kuppel (Abb. 217)⁴⁾. Zur Windvorwärmung dienen vier turmartige, selbsttätige Wärmespeicher. Am vorteilhaftesten ist Gasfeuerung, doch

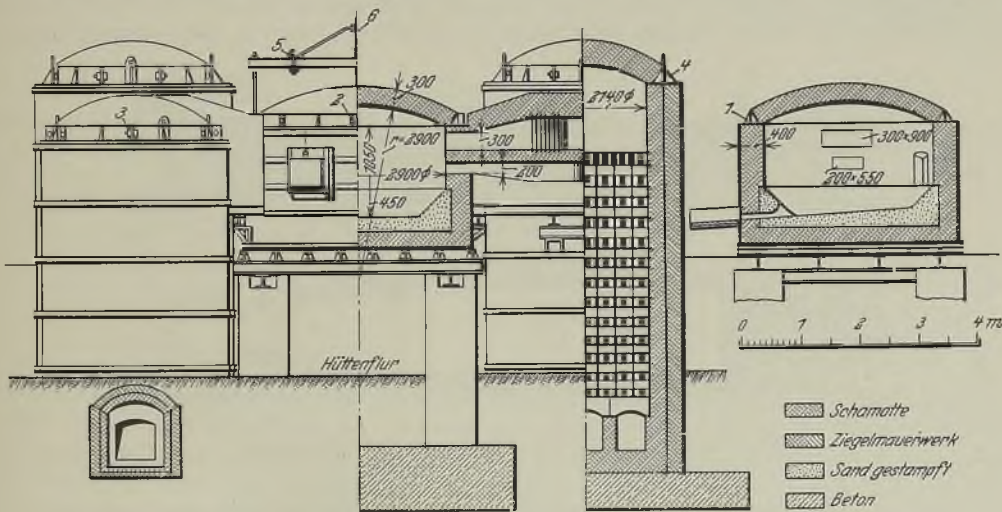


Abb. 217. Gießereiflammofen mit Umschaltfeuerung nach Osann.

kann der Ofen auch mit Kohle betrieben werden, wobei dann die Wärmespeicher wegfallen. Osann errechnet für einen solchen 10-t-Ofen folgende Wärmebilanz:

Verluste durch Strahlung und Leitung	51,2%
Verluste durch die Esse (bzw. Verwertung im Abhitzekeessel)	31,0%
Zum Schmelzen des Eisens und der Schlacke	17,8%

1) S. Bd. I. S. 439. 2) Vgl. hierzu S. 445. 3) Gieß. 1923. S. 69.
 4) Diese Ofenform ist meines Wissens in der Praxis noch nicht ausgeführt worden.

Die Verwendung von ölgefeuerten Flammöfen hat in letzter Zeit ebenfalls bemerkenswerte Fortschritte gemacht. Der darin erschmolzene Grauguß oder Temperguß zeichnet sich durch hohe Güte aus, und es ist nur eine Frage des Preises und der Beschaffung von Öl

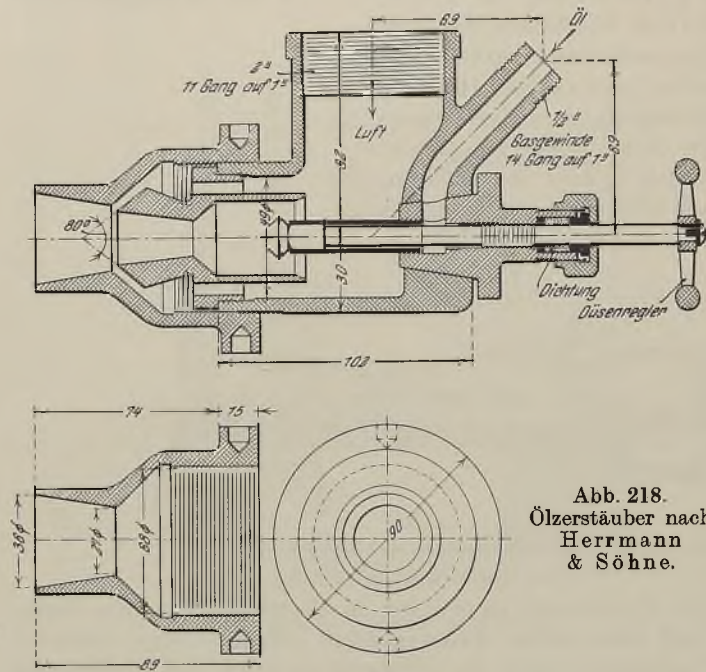


Abb. 218.
Ölzerstäuber nach
Herrmann
& Söhne.

(dessen Verbrauch etwa 10 bis 20% des Einsatzes beträgt), ob sich der Betrieb wirtschaftlich gestaltet oder nicht. Die größten Schwierigkeiten bereitete dabei der Entwurf eines einwandfrei arbeitenden Brenners. Nach Seiler¹⁾ ist in Deutschland schon eine größere Anzahl Gießereien mit gutem Erfolg zur reinen Ölfeuerung übergegangen. Der dabei verwendete Zerstäuber²⁾ arbeitet mit Niederdruck und ist mit besonderer Kühlung versehen. Die Anordnung ist aus Abb. 218 ersichtlich. Die größte Hitzeentwicklung bleibt auf den Herdraum beschränkt und trifft auf den zu schmelzenden Einsatz. Hierdurch wird eine wesentliche

Verkürzung der Schmelzdauer erreicht. Die Flammenentwicklung läßt sich ganz nach Belieben regeln, so daß man es viel besser als bei Kohlenfeuerung in der Hand hat, die Fortentwicklung des Schmelzganges so günstig als möglich zu leiten. Bisher sind Öfen bis

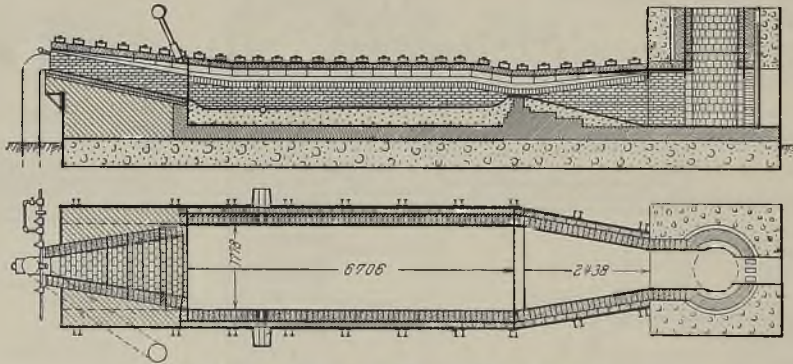


Abb. 219. Amerikanischer Flammofen mit Ölfeuerung.

zu 30 t mit der Einrichtung ausgestattet worden. Der Ölverbrauch wird mit 11–15% des Schmelzeinsatzgewichts angegeben.

Auch in Amerika befinden sich Flammöfen mit Ölfeuerung in Betrieb. A. V. Landschoot³⁾ berichtet von ölgefeuerten Flammöfen für Temperguß, die sehr gute Ergebnisse zeitigten. Die Bauart eines solchen Ofens für 13 t Einsatz ist aus Abb. 219 ersichtlich. Der Ofen besitzt keine Feuerbrücke. Es wird nur ein Brenner benutzt, der als Hochdruckbrenner ausgebildet ist und bei dem das Öl durch Dampfdruck zerstäubt

¹⁾ Gieß.-Zg. 1922. S. 224.

²⁾ Gebaut von Herrmann & Söhne, G. m. b. H. in München-Neubiberg.

³⁾ Foundry 1923. Nr. 51, S. 862; auszugsw. Stahlreisen 1923. S. 1372.

wird. Unter dem Brenner tritt durch ein 14zölliges Rohr die zur ersten Verbrennung eben notwendige Luft unter niedrigem Druck ein. Ein abwärts geneigter, gegen das Bad sich erweiternder Schacht bildet die Verbrennungskammer und bietet mit 3 m Länge reichlich Gelegenheit zu voller Flammenentfaltung. Der Herdraum soll möglichst niedrig sein, die Fläche lang und schmal.

Die wichtigste Einrichtung des Ofens ist die Zuführung der Zusatzluft. Durch schräg geneigte Röhren wird beim Eintritt der Flamme in den Herdraum unter niedrigem Druck Luft eingeblasen. Der richtige Winkel, die lichte Weite der Röhren und der richtige Luftdruck sind für den Gang der Schmelzung von ausschlaggebender Bedeutung. Die stärkere oder schwächere Oxydationswirkung der Flamme kann durch eine verstellbare Einrichtung der Zusatzlufröhren beliebig geregelt werden. Man soll bei dieser Anordnung nahezu mit dem theoretischen Verhältnis von Luft und Brennstoff arbeiten können.

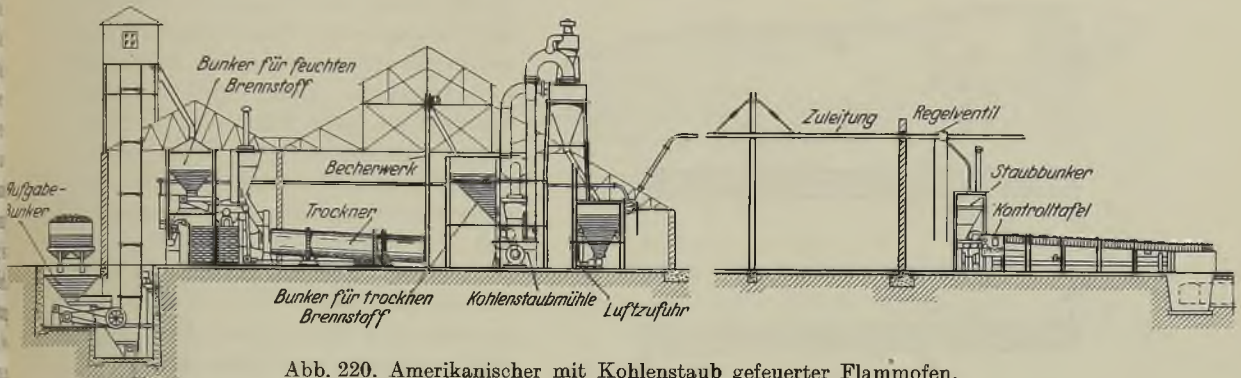


Abb. 220. Amerikanischer mit Kohlenstaub gefeuerter Flammofen.

Die Ersparnis mit diesem Ölofen gegenüber der Kohlenfeuerung wird mit mindestens 20% angegeben, obgleich der Ölverbrauch etwa 27% beträgt. Der Vorteil liegt in der kurzen Schmelzdauer und in den viel geringeren Instandsetzungsarbeiten, welche letztere in Zahlentafel 22 ihren Ausdruck finden.

Zahlentafel 22.

Ofenreparaturen und Ölverbrauch bei 228 Schmelzungen von durchschnittlich 8,5 t Einsatz. Gesamtschmelzung 1935 t.

Instandsetzungsarbeiten, einschließlich Herbeiholen von Baustoffen usw.	32 min/t
Gewölbereparaturen	3,0 Steine/t
Mauerreparaturen	3,8 Steine/t
Schamottemasse	9,1 kg/t
Quarzsand	12,1 kg/t
Ölverbrauch	278,5 kg/t = 27,8%

Nach den Berichten von Bleibtreu¹⁾ und anderen haben sich auch Flammöfen mit Kohlenstaubfeuerung in den letzten Jahren in Amerika vorzüglich bewährt. Einen auf Kohlenstaubfeuerung umgebauten älteren 9-t-Flammofen für Temperguß zeigt Abb. 220. Bei der Umstellung auf Kohlenstaub war bei diesem Ofen das Verbrennungskammengewölbe um 7,6 cm höher gezogen worden. Fünf Brenner wurden eingebaut, von denen drei in Betrieb sind.

Länge zwischen Feuer- und Fuchsbrücke	4,72 m
Breite zwischen den seitlichen Stichlöchern	1,68 m
Verbrennungskammer	1,00 × 1,50 m
Höhe der Wände an den Stichlöchern	0,8 m
Tiefe des Bades	0,23 m
Durchschnittliche Schmelzdauer	4,86 st
Durchschnittlicher Kohlenverbrauch	306 kg/t = 30,6% d. Einsatzes.

¹⁾ Hermann Bleibtreu: Kohlenstaubfeuerungen. Berlin, 1. Aufl. 1922.

Die Abmessungen eines anderen für Darstellung von Temperguß bestimmten älteren Flammofens mit Kohlenstaubfeuerung gehen aus Abb. 221 hervor.

Von anderer Seite stammende Angaben über 9–11-t-Öfen sind:

Kohlenstaubverbrauch 276–410 kg je 1000 kg Eisen.
 Schmelzdauer 3,6–4,4 st, entsprechend 18–25 min/t Einsatz.
 Anfänglich bis 760 kg Kohlenverbrauch je 1000 kg bei 50–60 min. Arbeitszeit je 1000 kg.
 Bei guter Regulierung der Verbrennungsluft ist jedoch schon ein Kohlenverbrauch von 25% und darunter erzielt worden.

Einen amerikanischen Gießerei-Flammofen mit Kohlenstaubfeuerung neuer Bauweise zeigt Abb. 222¹⁾. Das Bestreben bei der neueren Bauweise ohne Vorkammer mit Feuer-

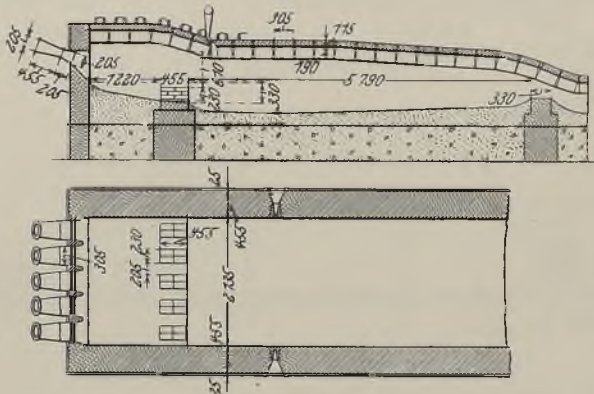


Abb. 221. Älterer amerikanischer Flammofen mit Kohlenstaubfeuerung.

brücke geht, wie Bleibtreu ausführt, dahin, Ofenformen zu wählen, bei denen sich Staubflamme und Schmelzvorgang einander möglichst gut anpassen. Zünd- und Verbrennungsraum fallen mit dem Arbeitsraum zusammen. Die Decke wird so geführt, daß an allen Teilen des Ofens etwa der gleiche Druck herrscht, um den Eintritt von Falschluff zu vermeiden. Die Flamme ist schräg auf den vorderen Teil des Herdes gerichtet, wodurch der dort angehäufte Einsatz rasch eingeschmolzen wird. Bei der aus der Abb. 222 erkenntlichen Gestaltung des Herdes wird das Bad von einer Strömung

ergriffen, die vom Stichloch senkrecht nach oben steigt, sich an der Badoberfläche nach vorne und hinten verzweigt, an beiden Enden des Herdes umkehrt und die kälteren Teile des Bades mit sich nehmend am Boden wieder zurückkehrt.

Die Herdlänge beträgt bei diesen Öfen meist 5–8 m, die Herdbreite bis zu 2 m und mehr. Für die Herdfläche ist bei 10–20-t-Öfen ungefähr 0,75–1,0 m²/t Einsatz anzunehmen. Die Brennerzahl richtet sich nach der Breite des Ofens. Im allgemeinen genügen zwei, bei größeren Öfen jedoch benutzt man drei Brenner, von denen die äußeren häufig zum Schutze der Seitenwände etwas nach innen gerichtet sind²⁾.

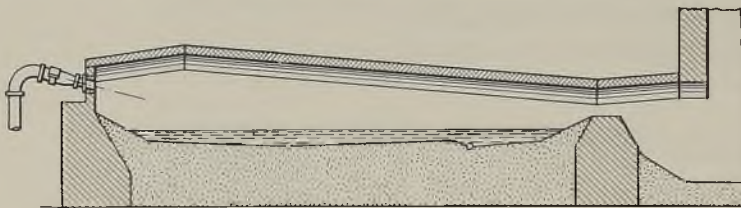


Abb. 222. Neuerer amerikanischer Gießereiflammofen mit Kohlenstaubfeuerung.

Durch die leichte Regelbarkeit der Flamme läßt sich beim Flammofen mit Kohlenstaubfeuerung mit niedrigem Luftüberschuß arbeiten und damit der Abbrand an Silizium und Mangan niedrig halten. Erwünscht ist eine nicht zu gasarme Kohle von unter 10% Asche und unter 1,5% Schwefel³⁾ mit mehr als 6500 kcal Heizwert. Ob sich mit Magerkohlen- oder Braunkohlenstaub die für den Schmelzvorgang nötige Wärmekonzentration erreichen läßt, ist nach Bleibtreu⁴⁾ zweifelhaft, es sei denn, man wärme die Luft vor. Als Vorteile der Kohlenstaubfeuerung werden angegeben: eine, wenn auch geringe Brennstoffersparnis, keine Stocharbeit, keine Entschlackungsperiode, leichte

¹⁾ Aus H. Bleibtreu: Kohlenstaubfeuerungen. 2. Aufl. Berlin 1928; s. a. ders. Verf., Entwicklungsrichtungen in der Kohlenstaubtechnik. Bericht Nr. 99 der Wärmestelle Düsseldorf (1927).

²⁾ Weitere amerikanische Betriebsangaben s. Bleibtreu a. a. O.

³⁾ Foundry 1917. Nov., S. 487. ⁴⁾ a. a. O.

Regelbarkeit der Flamme, geringerer Abbrand. Zu empfehlen ist die Anordnung von Abhitzekesseln. In Deutschland dürften Herdöfen mit Kohlenstaubfeuerung für das Schmelzen von Gußeisen noch nicht ausgeführt worden sein¹⁾.

Der Entwurf von Gießereiflammöfen.

Beim Bau von Gießereiflammöfen mit Steinkohlenfeuerung haben sich in der Praxis folgende Erfahrungswerte herausgebildet:

Größe der Herdfläche auf 1 t Einsatz:

für	5 t Einsatz	etwa	1,2 m ² /t
„	10 „	„	0,8 „
„	20 „	„	0,4 „
„	30 „	„	0,3 „
„	40 „	„	0,25 „
„	50 „	„	0,2 „

Das Verhältnis von Herdfläche zu Gesamtrostfläche ist bei sehr kleinen Öfen etwa 4,7, bei größeren etwa 2,2. Im Mittel also ist für die Rostfläche etwa $\frac{1}{3}$ der Herdfläche anzunehmen. Eine Neigung der Herdfläche von 1 : 60 ist vollauf genügend.

In der Herdbreite geht man aus praktischen Gründen nicht über 2,2 m hinaus, da ein noch breiter Herd die Bedienung des Rostes erschwert. Man macht Rostbreite = Herdbreite. Eine Breite von 1,6—1,8 m ist wohl am zweckmäßigsten.

Die Herdlänge liegt zwischen 3,4 und 6 m. Sie ergibt sich aus der Herdfläche und der Herdbreite.

Die Oberkante der Feuerbrücke, die sich nach der zur Verwendung gelangenden mageren oder langflammigen Kohle richtet, liegt etwa 0,3—0,6 m über der oberen Kante der Roststäbe und etwa 0,2 m über dem Eisenspiegel. Bei Öfen mit Unterwind und Zusatzluft-Zuführung kann dieser Betrag bis 1,75 m steigen. Bei wassergekühlten Feuerbrücken wird der Kanal aus Gußeisen hergestellt. Die Länge des Kanals ist gleich der der Feuerbrücke, die Breite = 120—150 mm, die Höhe etwa 400 mm. Für die Wandstärke werden 25—35 mm genommen, jedoch darf sie nach dem Bade zu nicht zu stark sein, um eine kräftige Kühlung zu ermöglichen. Der Wasserzufluß ist unten, der Abfluß oben angeordnet.

Der Querschnitt des Flammlochs über der Feuerbrücke ist $\frac{1}{4}$ — $\frac{3}{4}$ der Gesamtrostfläche, im Mittel etwa gleich der halben Rostfläche.

Die Höhe des Herdraums hängt von dem gewählten Ofenprofil ab. Die Ofendecke liegt etwa 0,4—0,7 m oberhalb der Oberkante der Feuerbrücke. Dieser Wert kann aber bis 1,75 m steigen.

Für den Querschnitt des Fuchskanals wird das 0,1—0,6fache der Rostfläche gewählt, im Mittel etwa das 0,3fache.

Der Essenquerschnitt beträgt das 0,3—0,6fache der Rostfläche.

Die Höhe der Esse schwankt zwischen 15 und 25 m.

Die Einsatztür wird gegen oben bis zum Herdgewölbe durchgeführt. Die Breite beträgt etwa 1,2 m. Sie ist groß zu wählen, damit schwere Stücke leichter eingesetzt werden können, kann aber klein sein, wenn der Ofen mit einer abnehmbaren Decke versehen ist und mit dem Kran beschickt werden kann.

Die Höhe der Herdsohle über der Hüttensohle beträgt etwa 1 m.

Die Stärke des den Ofen einfassenden Mauerwerks ist 300—450 mm, die der Feuerbrücke 125—600 mm, die des Gewölbes 125—250 mm. Die Dicke des aufgestampften Herdes beträgt 150—250 mm.

Für die Lichtweite des Stichlochs werden 50—75 mm gewählt.

¹⁾ Vgl. hierzu Beckmann: Über Kohlenstaubfeuerungen usw. Gieß.-Zg. 1928. S. 9.

Der Betrieb des Flammofens und der chemische Verlauf des Schmelzens.

Es sei die bei uns am meisten übliche Bauart der Siegerländer Gießereiflammöfen zugrunde gelegt. Als Brennstoff soll langflammige Steinkohle verwendet werden.

Das Schmelzgut wird in den mit feuerfester Masse neu aufgestampften kalten Ofenherd durch die Beschicktür eingesetzt. Die Beschicktür wird entweder zugemauert oder wie bei Siemens-Martin-Öfen mit einer hängenden Schiebetür (vgl. Abb. 217) möglichst luftdicht verschlossen, worauf der Ofen angeheizt wird. Solange der Herdraum noch kalt ist, herrscht ziemlich starke Rauchentwicklung, da der Ofeneinsatz und der kalte Ofen den Heizgasen so viel Wärme entziehen, daß die Entzündungstemperatur der noch unverbrannten Gase nicht erreicht wird. Nachdem aber Ofen und Schmelzgut auf Hitze gekommen sind, verschwindet die Rauchentwicklung vollständig. Die Entzündungstemperatur der Heizgase wird im Herdraum erreicht, und bei richtiger Luftzufuhr tritt praktisch vollständige Verbrennung ein¹⁾.

Es hat nun eine gewisse Berechtigung, wenn man von einer „Kunst“ des Flammofenschmelzens spricht, denn es kommt für den günstigen Verlauf der Schmelzung sehr viel auf die Erfahrung und die Geschicklichkeit des Schmelzers an. Man muß — um einige beachtenswerte Hinweise zu geben — zuerst darauf achten, daß die Stücke richtig in den Ofen eingesetzt werden. Man darf nicht ein großes Stück (z. B. einen starken Walzenkörper) an die Feuerbrücke setzen, so daß es die Feuerbrücke überragt, und dahinter kleinere, weil sonst die Flamme über die kleineren Stücke hinwegschlägt. Der Raum hinter dem großen Stück bleibt kalt und gibt Anlaß zu Schwierigkeiten. Die angehäuften Bruchstücke und Masseln läßt man deshalb am besten gegen den Fuchs hin ansteigen.

Es muß langsam angefeuert werden, bis der Ofen und auch der Herd warm sind. Erst wenn der ganze Herdraum genügend erhitzt ist, wird plötzlich stark gestochert. Diesen Zeitpunkt muß der geübte Schmelzer genau kennen, wenn die Schmelzung erfolgreich sein soll. Denn feuert man gleich von Anfang an stark, so schmilzt das zu oberst im Ofen liegende Eisen in der Nähe der Feuerbrücke ab, fließt durch auf den noch kalten Herd und erstarrt dort wieder zu einer festen, alles zusammenbackenden Platte. Diese Platte ist sehr schwer wieder zum Schmelzen zu bringen.

Die stärkste Oxydation während der Schmelzung findet statt, solange die Einsatzstücke noch über die allmählich sich bildende Schlackendecke hervorragen. In erster Linie werden Mangan und Silizium oxydiert, dann der Kohlenstoff, Eisen dagegen weniger.

Der Abbrand der einzelnen Bestandteile im Eisen wird im Schrifttum sehr verschieden angegeben. Dies liegt, wie auf S. 162 ausgeführt ist, in der verschiedenen Führung des Schmelzverlaufs begründet. Der Abbrand kann betragen:

an Eisen	5—7%	vom Einsatz
„ Silizium	20—75	„ „ „
„ Mangan	20—80	„ „ „
„ Kohlenstoff	8—20	„ „ „

Der Zubrand an Schwefel wird mit 3—4% angegeben. Mit einer gut flüssigen Schlackendecke kann jedoch bis zu einem gewissen Grade der Schwefelzunahme vorgebeugt, ja unter Umständen sogar eine Schwefelabnahme erreicht werden.

Wird die Schmelzung aus irgendeinem Grunde außergewöhnlich in die Länge gezogen, so entsteht infolge der eisenreichen Schlacke ein starker Frischvorgang. Dieser kann insofern gefährlich werden, als damit die Schmelztemperatur des Bades steigt, so daß die Gießtemperatur zu niedrig wird und das Eisen beim Guß zähflüssig ist. Wird dagegen nach guter Erwärmung des Ofens rasch und sehr heiß eingeschmolzen, so sinkt der Einsatz in ganz kurzer Zeit unter die schützende Schlackendecke. Die Kohlenstoffabnahme ist in diesem Falle gering. Eine amerikanische Gießerei gibt an, daß sie die Schlacke überhaupt nicht abzieht und dadurch das fertig geschmolzene Eisen noch mehrere Stunden

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 434.

im Ofen stehen lassen kann (wenn z. B. die Formen nicht rechtzeitig fertig geworden sind), ohne daß das Bad wesentliche Änderungen in seiner chemischen Zusammensetzung erleidet. Dieses Verfahren soll außerdem noch den Vorteil haben, daß nach dem Abstich die flüssige Schlacke vollständig aus dem Ofen herausläuft und die lästige und kostspielige Reinigung des Ofens von harten Krusten wegfällt.

Man hat es also in der Hand, den Flammofen — im Gegensatz zum Kuppelofen — auf kohlenstoffreiches und kohlenstoffarmes Eisen gehen zu lassen.

Wenn man das Umschmelzen des Einsatzes mit möglichst geringer chemischer Veränderung und möglichst geringem Abbrand erreichen, also kohlenstoffreiches Eisen erzeugen will, so empfiehlt sich, schon bei der Ofenanlage zu berücksichtigen, daß die Rostfläche im Verhältnis zur Ofenfläche nicht allzu groß, dagegen die Badtiefe groß gewählt wird (40 cm und mehr). Man lagert außerdem die Stücke des Einsatzes so, daß sie nicht zu sehr der Flamme ausgesetzt sind, da ja die Hauptoxydation im ersten Teil des Prozesses stattfindet. Ferner ist Sorge zu tragen, daß durch reichlichen Kalksteinzuschlag rasch eine gute Schlackendecke sich bildet. Der Schmelzer muß bald mit geringem Luftüberschuß zu arbeiten suchen. Auf diese Weise ist es bei einigermaßen hohem Mangangehalt des Einsatzes möglich, Eisen, Silizium und Kohlenstoff beinahe unverändert zu erhalten. Eine gewisse Veränderung erfährt dagegen der Schwefelgehalt, der sich bei normalen Flammkohlen um etwa 0,02% erhöht.

Meistens wird aber vom Flammofen Frischwirkung verlangt. Man wünscht für Qualitätsguß, z. B. Walzen u. ä. ein kohlenstoffarmes Eisen darzustellen. Da nun im Flammofen die Temperatur nicht hoch genug ist, daß sich Schmiedeeisen ohne Kunstgriffe einschmelzen läßt und kohlenstoffarmes Roheisen teuer ist, so ist man gezwungen, den kohlenstoffarmen Guß durch Frischwirkung der scharf oxydierenden Flamme auf den Einsatz zu erzielen. Hierbei wirkt die Ofenkonstruktion ebenfalls mit. Man wählt die Ofenabmessungen so, daß die Badtiefe nicht über 30 cm, eher noch geringer wird. Außerdem nimmt man die Rostfläche im Verhältnis zur Herdfläche groß und ordnet unter Umständen die Einführung von Zusatzluft an. Der Einsatz muß so gelegt werden, daß die Stücke nach Möglichkeit von der Flamme getroffen werden. Man gibt nur geringen Kalksteinzuschlag, um die Schlackenmenge zu verringern. Außerdem wählt man den Einsatz mangan- und siliziumarm, da die Kohlenstoffverbrennung erst stattfindet, wenn Silizium und Mangan ziemlich aus dem Bad entfernt sind. Wirken alle diese Mittel nicht scharf genug, so muß durch Abziehen und Bilden neuer sauerstoffreicher Schlacke (Erzzusatz) so lange fortgefahren werden, bis Silizium und Mangan aus dem Bad verschwunden sind. Erwünscht ist das letztere Verfahren nicht, da auch dann noch die Entkohlung sehr langsam vor sich geht. Die schärfste Entkohlung findet im ersten Teile des Schmelzvorganges statt. Sobald also geschmolzen ist, tritt auch hier eine wesentliche Verlangsamung desselben ein; ein Weiterherabfrischen durch Bilden neuer Schlacke ist mit hohem Kohlenverbrauch und sehr langer Zeitdauer des Schmelzvorganges verknüpft. Außerdem kann es vorkommen, daß dem Bad durch den Schlackenwechsel zuviel Wärme entzogen wird, so daß man gezwungen ist, wieder Silizium beizusetzen und durch Wegfrischen dieses Siliziums die Badtemperatur wieder zu erhöhen. Ist die gewünschte Entkohlung des Bades gelungen, so müssen unter allen Umständen das nötige Silizium und Mangan, sei es im Ofen, sei es in der Pfanne, wieder beigefügt werden. Ein Beifügen im Ofen in Gestalt von Ferrosilizium und Ferromangan hat schon der Schlacke wegen seine Schwierigkeiten. Ferrosilizium oxydiert leicht, Ferromangan reduziert Eisen und geht fast vollständig in die Schlacke. Die vorher schwarze Schlacke wird braun. Dies zwingt in den meisten Fällen dazu, daß die Hitze in der Pfanne fertig gemacht wird, was die Sicherheit der Schmelzung wesentlich beeinträchtigt. Man kann an Ofenproben nur erkennen, wieviel Silizium und Mangan dem Bad noch beigefügt werden muß. Dagegen ist es ausgeschlossen, nach dem Abstechen des Ofens abzuwarten, welches Ergebnis die Pfannenproben haben. Ist das abgestochene Eisen nicht heiß genug, so mißlingt es leicht, den Mangangehalt zu erhöhen, selbst wenn das Ferromangan angewärmt ist. Der Zusatz flüssigen Ferromangans ist teuer und nicht anzuraten.

Folgende Zahlen mögen von obigen Ausführungen ein Bild geben: Bei einem Einsatz mit etwa 3,5% Kohlenstoff, 2,0% Silizium und 1,0% Mangan läßt sich je nach der Führung des Schmelzverlaufs ein Endergebnis von 3,4–3,0% Kohlenstoff, 1,8–1,3% Silizium, 0,6–0,4% Mangan erreichen, wenn keinerlei Kunstgriffe zum Verbrennen des Siliziums, Mangans und Kohlenstoffs angewandt werden. Bei einem Einsatz mit 3,0% Kohlenstoff, 0,5% Silizium und 0,5% Mangan läßt sich bei scharf oxydierendem Betriebe folgende chemische Zusammensetzung erreichen: 2,7–2,3% Kohlenstoff, 0,3–0,1% Silizium und 0,3–0,1% Mangan. Aus diesen beiden Beispielen ergibt sich, wie verschieden durch die Art der Schmelzföhrung das Ergebnis des Flammofens gestaltet werden kann, besonders dann, wenn die Bauart des Ofens für den betreffenden Zweck günstig ist. Hierdurch erklärt sich auch, warum man im Schrifttum die verschiedensten Ansichten über den Abbrand im Flammofen vertreten findet.

Erwähnung verdient noch, daß einige Werke — insbesondere kleinere — noch weiter gehen und ihren Flammofen nicht allein zur Erzeugung von kohlenstoffarmem Eisen für schwere Stücke, sondern auch gleichzeitig als Qualitätsofen für kleine Stücke gebrauchen. Dies wird dadurch erreicht, daß in der Nähe des Einwurfes oder der Feuerbrücke ein kleines Stichloch angebracht wird, aus dem man das gewünschte Eisen beliebig ablassen kann. Will man mit dem letzten Abstich aus dem Hauptstichloch hartes bzw. kohlenstoffarmes Eisen erhalten, so frischt man nach Abstich des Eisens für kleine Stücke den Rest des Bades noch nach. Auf diese Weise kann man hintereinander mit einer Schmelzung, z. B. Zylinder, Weichwalzen, halbharte Walzen und Hartgußwalzen vergießen.

Bei anderen Flammofenbauarten verläuft das Schmelzen nicht wesentlich anders. Dagegen wird die Erzeugung kohlenstoffarmen Gusses bei Flammöfen amerikanischer Bauart, besonders beim Schmelzen von Temperguß, häufiger als in Deutschland dadurch bewirkt, daß Schmiedeeisen oder Stahl mit eingeschmolzen wird. Das Schmiedeeisen wird, nachdem der sonstige Einsatz geschmolzen ist, dem flüssigen Bad zugesetzt. Dies kann natürlich nur geschehen, wenn das Bad schon sehr überhitzt ist, da sonst das Schmiedeeisen sich sehr schwer löst. Es hat dies als weitere Unannehmlichkeit zur Folge, daß die chemische Zusammensetzung des Bades, besonders bei kaltem Ofengang, nicht in allen Teilen gleich ist. Im Schrifttum über amerikanische Flammöfen findet man manche diesbezügliche Kunstgriffe, um die Ungleichmäßigkeit des Bades zu verhindern, wie z. B. Abstechen eines geringen Teiles des Bades und Wiedereinschütten in den Flammofen. Ebenso finden sich Schmelzergebnisse, die sich nur dadurch erklären lassen, daß das Schmiedeeisen bei der Probeentnahme noch nicht vollständig gelöst war. So z. B. gibt Howe folgenden Verlauf (vgl. Zahlentafel 23) an¹⁾. Eine Erklärung dafür, daß, wie aus den Analysen ersichtlich, der Siliziumgehalt der Proben sich in keiner Weise verändert,

Zahlentafel 23.

Verlauf einer Flammofenschmelzung.

Probe-Nr.	Zeit nach Beginn des Schmelzens	Eisenanalyse					Schlackenanalyse								
		C %	Si %	Mn %	P %	S %	SiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	FeO %	Al ₂ O ₃ %	CaO %	MnO %	MgO %	P ₂ O ₅ %	SO ₃ %
1	2 Std. 48 Min.	3,10	0,89	0,227	0,136	0,029	45,59	3,31	40,82	4,74	1,99	Sp.	3,40	0,09	Sp.
2	3 „ 03 „	3,12	0,89	0,227		0,029	61,54	3,27	25,50	5,18	0,75	Sp.	3,69	0,11	Sp.
3	3 „ 28 „	3,21	0,89	0,240		0,029	49,24	6,28	32,23	7,20	0,84	Sp.	4,27	0,12	Sp.
4	3 „ 45 „	3,16	0,89	0,227		0,029	57,67	2,95	27,94	7,25	0,84	Sp.	3,39	0,16	Sp.
5	4 „ 01 „	3,17	0,89	0,227	bis	0,032	49,24	5,50	33,65	6,26	0,91	Sp.	4,59	0,14	Sp.
6	4 „ 19 „	3,08	0,89	0,227		0,033	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7	4 „ 30 „	3,00	0,89	0,227		0,033	83,60	—	4,94	9,49	0,83	Sp.	0,92	0,18	Sp.
8	4 „ 48 „	3,03	0,89	0,214		0,033	80,90	—	6,45	10,00	2,30	Sp.	0,38	0,21	Sp.
9	5 „ 01 „	2,78	0,87	0,199		0,034	—	—	—	—	—	—	—	—	—
10	5 „ 17 „	2,71	0,87	0,195	0,141	0,035	—	—	—	—	—	—	—	—	—

¹⁾ H. M. Howe: The air furnace process of preparing white cast-iron usw. Bull. Amer. Inst. Mining. Eng. 1909. März, S. 317.

während der Kohlenstoff allmählich abnimmt, ist nur dadurch gegeben, daß man annimmt, das später zugesetzte Schmiedeeisen löse sich allmählich und drücke dadurch den Gesamtkohlenstoffgehalt herab.

Die Ungleichmäßigkeit des Bades bei amerikanischen Flammöfen wird neben dem allmählichen Einsetzen des Schmelzgutes auch dadurch befördert, daß das Abstichloch in der Gegend der Feuerbrücke liegt. Die entfernt beim Fuchs liegenden Eisenstücke werden stärker von der Flamme bestrichen, da ja dort die Badtiefe geringer ist, wodurch eine stärkere Entkohlung eintritt.

Die Angaben über den Brennstoffverbrauch schwanken zwischen den Grenzen 20 und 70% des Einsatzgewichts. Der Brennstoffverbrauch ist abhängig von der Einsatzmenge und von der Schmelzdauer. Je größer der Fassungsraum des Ofens, desto geringer der Brennstoffverbrauch. Durch Feuerungen mit Unterwind, Zusatzluft, Öl oder Kohlenstaub wird sowohl der Brennstoffverbrauch, als auch die Schmelzdauer herabgedrückt. Es gelten nach langjährigen Erfahrungen aus Gießereibetrieben für deutsche Öfen ungefähr folgende Abstufungen:

ein	5-t-Ofen	45—70%	Kohlen
„	20	„ 30—40	„
„	50	„ 20—30	„

An anderen Orten werden für einen 15-t-Ofen 20—25% angegeben, doch mag diese Leistung in der Praxis wohl nur selten erreicht werden.

Der Brennstoffverlust infolge Rostfalls wird mit 5—10% angegeben.

Die Schmelzdauer ist ebenfalls sehr verschieden und liegt für Öfen von 10—30 t bei natürlichem Zug zwischen 8 und 15 Std. Bei kleineren Öfen braucht man weniger Zeit, bei größeren Öfen bis zu 20 Std. und mehr. Wesentlich sind, wie schon oben angeführt, die chemische Zusammensetzung des zu erzeugenden Eisens und die Art und Weise der Führung des Schmelzganges. Am raschesten wird immer ein Flammofen gehen, wenn nicht allzu große Stücke eingeschmolzen werden, und wenn eine möglichst geringe chemische Veränderung des Einsatzguts bei verhältnismäßig hohem Silizium-, Mangan- und Kohlenstoffgehalt gewünscht wird.

Die höchste Temperatur erreicht der Flammofen kurz vor dem Abstich mit 1550 bis 1600°.

Der Kalksteinzuschlag zur Bildung einer leichtflüssigen Schlacke schwankt zwischen 0,5 und 2,2%.

Die Schlacke ist je nach dem Schmelzverlauf von sehr verschiedener Zusammensetzung. Ihre Menge beträgt etwa 4—8% des Einsatzes.

Die Lebensdauer der Ausmauerung eines 15-t-Ofens ist mit 80—100 Schmelzungen schon als reichlich anzusehen, da eben der wechselnde Betrieb den feuerfesten Steinen sehr schädlich ist. In dem angegebenen Zeitraum muß das Gewölbe mindestens 1—2 mal erneuert werden.

Die Wärmerechnung des Gießereiflammofens.

Im folgenden ist als Beispiel die Wärmerechnung eines Gießereiflammofens durchgeführt, bei der die Untersuchungen von R. Gnade¹⁾ zugrunde gelegt sind. Es sei:

Gewicht des Einsatzes: 18 436 kg.

Analyse des Einsatzes: 93,49% Fe, 3,34% C, 1,60% Si, 0,90% Mn, 0,59% P, 0,074% S.

Gewicht des Eisenausbringens: 17 981 kg.

Analyse des Eisenausbringens: 94,94% Fe, 2,94% C, 0,87% Si, 0,59% Mn, 0,57% P, 0,091% S.

Ofenschlacke: 1060 kg.

Schlackenzusammensetzung: 48,64% SiO₂, 10,29% Al₂O₃, 0,76% Fe₂O₃ (= 5,6 kg Fe), 8,20% FeO (= 67,6 kg Fe), 8,00% MnO, 22,28% CaO, 0,95% MgO, 0,34% P₂O₅, 0,088% S.

¹⁾ R. Gnade: Stoff- und Wärmebilanz eines Gießereiflammofens. Stahlisen 1919. S. 590, 710.

Aus den Analysen des Einsatzes und des Ausbringens ergibt sich ein Abbrand an Eisen von

$$\begin{array}{r} 0,9349 \cdot 18436 = 17235,8 \\ 0,9494 \cdot 17981 = 17071,2 \\ \hline 164,6 \text{ kg Fe.} \end{array}$$

Zählt man zu dem Eisengehalt des Ausbringens den Eisengehalt der Schlacke mit ~ 73 kg hinzu, so ergibt das $17071,2 + 73 = 17144,2$ kg.

Die Differenz von $164,6 - 73 = 91,6$ kg wird auf die Ungenauigkeit der großen Wage und auf kleine Versuchsfehler zurückgeführt. Der Rechnung sind im folgenden 73 kg zugrunde gelegt.

Der Abbrand beträgt also: 73 kg Fe, 87 kg C, 139 kg Si, 61 kg Mn.

Kalkzusatz: 259 kg mit 10,11% Wasser = 233 kg trocken. Analyse des trockenen Kalks: 98,37% CaO, 0,85% MgO, 0,63% SiO₂, 0,14% S.

Kohlenverbrauch: 6975 kg.

Kohlenanalyse: 75,90% C, 4,87% H₂, 1,24% S, 7,60% O₂, 2,62% H₂O, 7,36% Asche, 0,41% N₂.

Kohlenrückstände: 1328 kg mit 67,92% = 902 kg Brennbarem.

Durchschnittliche Abgasanalyse: 14,4% CO₂, 0,9% CO, 3,2% O₂, 81,5% N₂.

Berechnung.

Luftüberschuß: Zu 3,2 Raum-% Sauerstoff gehören $3,2 \cdot \frac{79}{21} = 12,0$ Raum-% Stickstoff. Das Stickstoffvolumen, das dem zur Verbrennung tatsächlich verbrauchten Luftvolumen entspricht, ist also $81,5 - 12 = 69,5$ Raum-%.

Der Luftüberschuß n wäre hiernach:

$$n = \frac{81,5}{81,5 - 12} = 1,17, \text{ also } 17\%.$$

Wären die 0,9 Raum-% Kohlenoxyd noch auf Kosten der 3,2 Raum-% Sauerstoff zu Kohlensäure verbrannt, so hätten sie $\frac{0,9}{2} = 0,45$ Raum-% Sauerstoff erfordert und damit 0,9 Raum-% Kohlensäure gebildet, so daß vorhanden gewesen wären:

$$\begin{array}{r} 14,4 + 0,90 = 15,30 \text{ Raum-}\% \text{ CO}_2 = 15,37 \text{ Raum-}\% \text{ CO}_2 \\ 3,2 - 0,45 = 2,75 \quad \quad \quad \text{O}_2 = 2,76 \quad \quad \quad \text{O}_2 \\ 81,5 \quad \quad \quad = 81,50 \quad \quad \quad \text{N}_2 = 81,87 \quad \quad \quad \text{N}_2 \\ \hline 100,00 \text{ Raum-}\% \end{array}$$

Hieraus folgt:

$$n = \frac{81,87}{81,87 - 2,76 \cdot \frac{79}{21}} = 1,145.$$

Wirklicher Luftüberschuß also = 14,5%.

Rauchgasmenge: Die auf den Rost gebrachte Kohle enthält 5294 kg C

Der Kohlenstoff-Abbrand des Eisens beträgt 87 „ „

zusammen 5381 kg C

Der Rückstand im Aschenfall enthielt 902 „ „

Mithin sind vergast 4479 kg C

Davon verbrannten $\frac{14,4}{14,4 + 0,9} \cdot 4479 = 4216$ kg Kohlenstoff zu Kohlensäure und $\frac{0,9}{14,4 + 0,9} \cdot 4479 = 263$ kg zu Kohlenoxyd.

4216 kg Kohlenstoff erfordern bei ihrer Verbrennung zu Kohlensäure $4216 \cdot \frac{32}{12} = 11242$ kg Sauerstoff. Es werden also gebildet: $4216 + 11242 = 15458$ kg Kohlensäure.

Mit dem Luftsauerstoff sind eingebracht worden:

$$11242 \cdot \frac{76,8}{23,2} = 37215 \text{ kg Stickstoff.}$$

Erforderlich waren also $11242 + 37215 = 48457$ kg Luft.

Die Abgasmenge beträgt $15458 + 37215 = 52673$ kg.

Auf entsprechende Weise sind für sämtliche vergasten Bestandteile der Kohle und des Einsatzes die erforderlichen Sauerstoff-, Luft- und Verbrennungserzeugnisse-Mengen zu ermitteln. Die gesamte theoretische Luftmenge beträgt nach Durchführung dieser Rechnung 60626 kg = 46848 m³.

Gesamte Luftmenge: Theoretisch erforderlich sind: 60626 kg = 46848 m³

Überschuß: 17% 10306 „ = 7964 „

70932 kg = 54812 m³

Der Luftüberschuß bringt noch ein:

$$10306 \cdot \frac{23,2}{100} = 2391 \text{ kg O}_2 = 7964 \cdot \frac{21}{100} = 1672 \text{ m}^3 \text{ O}_2,$$

$$10306 \cdot \frac{75,8}{100} = 7915 \text{ kg N}_2 = 7964 \cdot \frac{79}{100} = 6292 \text{ m}^3 \text{ N}_2,$$

$7964 \cdot \frac{760 - 290,5}{757 - 273} \cdot 0,75 \cdot 15 = 96$ kg Feuchtigkeit = 119 m³ Wasserdampf bei $17,5^\circ\text{C}$, 757 mm Barometerstand und 75% Luftfeuchtigkeit.

Die Rechnung ergibt jetzt folgende Zusammensetzung der Rauchgase:

Gewichtsteile	Raumteile
15458 kg CO ₂ = 20,06%	7867 m ³ CO ₂ = 13,49%
614 „ CO = 0,80 „	492 „ CO = 0,84 „
3928 „ H ₂ O = 5,10 „	4872 „ H ₂ O = 8,36 „
174 „ SO ₂ = 0,23 „	61 „ SO ₂ = 0,10 „
54503 „ N ₂ = 70,71 „	43324 „ N ₂ = 74,34 „
2391 „ O ₂ = 3,10 „	1672 „ O ₂ = 2,87 „
<hr/> 77068 kg = 100,00%	<hr/> 58288 m ³ = 100,00%

Wärmebilanz.

Wärmeeinnahmen.

1. Wärme, die dem Ofen durch die auf den Rost gebrachte Kohle zugeführt wird.

a) Eigenwärme. $(6975 - 183)$ kg trockene Kohle bringen ein $(6975 - 183) \cdot 17,5 \cdot 0,204 = 24255$ kcal;
 183 kg Feuchtigkeit der Kohle bringen ein $183 \cdot 17,5 \cdot 1 = 3203$ kcal.

b) Verbrennungswärme. Würden sämtliche verbrennbaren Bestandteile verbrennen, so lieferten

$$\alpha) 5294 \text{ kg C} \quad 5294 \cdot 8080 = 42775520 \text{ kcal.}$$

$$\beta) 340 \text{ kg H}_2 \quad \left(340 - \frac{530}{8}\right) \cdot 34218 = 9367178 \text{ kcal.}$$

$$\gamma) 87 \text{ kg S} \quad 87 \cdot 2200 = 191400 \text{ kcal.}$$

2. Eigenwärme der in den Ofen eingeströmten Verbrennungsluft.

a) 70932 kg trockene Luft führen mit sich $70932 \cdot 0,2375 \cdot 17,5 = 294807$ kcal.

b) 659 kg mitgeführter Wasserdampf enthalten $659 \cdot 17,5 \cdot 0,43 + 659 \cdot 600 = 400358$ kcal.

3. Eigenwärme der Beschickung.

a) Der Eiseneinsatz bringt mit $18436 \cdot 17,5 \cdot 0,11 = 35489$ kcal.

b) $(259 - 26)$ kg trockener Kalk bringen mit $(259 - 26) \cdot 17,5 \cdot 0,2 = 815$ kcal; 26 kg Kalkfeuchtigkeit $26 \cdot 17,5 \cdot 1 = 455$ kcal.

4. Oxydationswärme des Abbrandes.

Nach der Stoffanalyse sind oxydiert und liefern:

$$87 \text{ kg C} \quad 87 \cdot 8080 = 702960 \text{ kcal}$$

$$139 \text{ „ Si} \quad 139 \cdot 7830 = 1088370 \text{ „}$$

$$61 \text{ „ Mn} \quad 61 \cdot 1730 = 105530 \text{ „}$$

$$73 \text{ „ Fe} \quad 73 \cdot 1350 = 98550 \text{ „}$$

Wärmeausgaben.

1. Wärmeausgaben durch die Abgase. Die durchschnittliche Temperatur der Abgase im Fuchs war 1200°C . Nach „Hütte, Taschenbuch für Eisenhüttenleute“ ist der Wärmehalt von 1 m³ (0°) Gas bei 1200°

für permanente Gase (Sauerstoff, Stickstoff, Kohlenoxyd)	404 kcal
für Wasserdampf	619 „
für Kohlendioxyd	694 „

Mittlere spez. Wärme für 1 kg schwefeliger Säure nach „Hütte“ = 0,1544.

Hiernach berechnen sich die Wärmemengen wie folgt:

7867 m ³ Kohlensäure enthalten	7867 · 694 = 5 459 698 kcal;
492 m ³ Kohlenoxyd + 43 324 m ³ Stickstoff + 1672 m ³ Sauerstoff enthalten	45 488 · 404 = 18 377 152 kcal;
174 kg schwefelige Säure enthalten	174 · 1200 · 0,1544 = 32 239 kcal;
4872 m ³ Wasserdampf enthalten	4872 · 619 = 3 015 768 kcal.

Bei Kondensation der 4872 m³ = 3928 kg Wasserdampf zu Wasser bei 0° werden geliefert:
3928 · 600 = 2 356 800 kcal;

492 m³ Kohlenoxyd liefern bei ihrer Verbrennung zu Kohlensäure 492 · 3034 = 1 492 728 kcal.

2. Das abgestochene Eisen entführt 17 981 · 265 = 4 764 965 kcal.

3. Die Schlacke entführt 1060 · 363 = 384 780 kcal.

4. Im Kohlenrückstand sind noch enthalten 902 · 8080 = 7 288 160 kcal.

Zusammenstellung.

Einnahmen.	kcal	%
1. Durch die Kohle	52 361 556 =	95,05
2. Durch die Verbrennungsluft	695 165 =	1,26
3. Durch die Beschickung	36 759 =	0,07
4. Durch den Abbrand	1 995 410 =	3,62
Summe	55 088 890 =	100,00

Ausgaben.

1. Durch die Gase	30 734 385 =	55,79
2. Durch das Eisen	4 764 965 =	8,65
3. Durch die Schlacke	384 780 =	0,70
4. Durch den Kohlenrückstand	7 288 160 =	13,23
5. Durch Strahlung, Leitung usw.	11 916 600 =	21,63
Summe	55 088 890 =	100,00

Leistung des Ofens.

Nettonutzeffekt	8,65 + 0,70 =	9,35%
Bruttonutzeffekt	9,35 + 21,63 =	30,98%
Verlust	55,79 + 13,23 =	69,02%

Literatur.

Einzelne Werke.

- Ledebur, A.: Handb. d. Eisen- u. Stahlgießerei. 3. Aufl. Leipzig 1901. S. 96.
 — Handb. d. Eisenhüttenkunde. 1. Abt. 5. Aufl. Leipzig 1906. S. 144.
 West-Schott: Amerikanische Gießereipraxis. Berlin 1910. S. 478.
 Hütte: Taschenbuch für Eisenhüttenleute. 2. Aufl. Berlin 1923. S. 599.
 Osann, B.: Lehrb. d. Eisen- u. Stahlgießerei. 5. Aufl. Leipzig 1922. S. 35.
 Leber, Engelbert: Temperguß und Glühfrischen. Berlin 1919. S. 129.
 Bleibtreu, H.: Kohlenstaubfeuerungen. 2. Aufl. Berlin 1928.

Abhandlungen usw.

- Wedemeyer, O.: Der Eisenabbrand im Flammofen. Stahleisen 1904. S. 312.
 Portisch, V.: Der Flammofenbetrieb in amerikanischen Gießereien. Stahleisen 1906. S. 1165.
 Geilenkirchen, Th.: Die Verwendung des Flammofens in der Gießerei, insbesondere zur Schmelzung von schmiedbarem Guß. Stahleisen 1907. S. 19.
 Production of malleable fittings. Foundry. 1907. Vol. 31, S. 99.

- Dolnar, H.: Über Gießereiflammöfen. Am. Mach. (Europ. Ed.) 1907. S. 559. Bericht Geilenkirchen. Stahleisen 1907. S. 1132.
- Moldenke, R.: Production of malleable castings. Foundry. 1908. Vol. 33, S. 70.
- Kane, W. H.: Notes on air-furnace construction. Foundry. 1909. Vol. 34, S. 232.
- Howe, H. M.: The air-furnace process of preparing white cast-iron for the malleablizing process. Bull. Amer. Inst. Mining Eng. 1909. März S. 317.
- Flammöfen mit Brikettgasbetrieb. Stahleisen 1909. S. 1551.
- Osann, B.: Gießereiflammöfen und ihre Berechnung. Stahleisen 1910. S. 1541, 1772 u. 1911. S. 137.
- Rosenberg, E.: Die Verbrennung beim Betriebe von Gießereiflammöfen. Stahleisen 1910. S. 2075.
- Osann-Rosenberg: Zuschriftenwechsel. Stahleisen 1911. S. 137, 139, 143.
- Bernhardt, Fr.: Neuerungen an Flammöfen, insbesondere an Siemens-Martinöfen. Stahleisen 1911. S. 1117.
- Dichmann, C.: (Nach Grum-Grzimaile): Die Anwendung der Gesetze der Hydraulik auf die Berechnung der Flammöfen. Stahleisen 1911. S. 2000.
- Leber, E.: Das Eisengießereiwesen in den letzten 10 Jahren. Stahleisen 1912. S. 26.
- Humperdinck, C.: Flammöfen in amerikanischen Gießereien, Reiseskizze. Stahleisen 1912. S. 686.
- Roitzheim, A.: Die Bewegung der Gase in hütten technischen Öfen. Stahleisen 1912. S. 1098.
- Osann, B.: Über die Verbrennungsvorgänge in Gießereiflammöfen. Stahleisen 1913. S. 673.
- Erbreich, Fr.: Gießereiflammöfen für schmiedbaren Guß. Stahleisen 1915. S. 652.
- Pollard, A. L.: Normalisierung des Flammofenbetriebes. Stahleisen 1915. S. 1331.
- Neumann, B.: Die Metallgießerei in den U. S. A. Stahleisen 1916. S. 631.
- Irresberger, C.: Flammöfen in Eisen- und Stahlgießereien. Stahleisen 1917. S. 1178.
- Der Temperguß in Theorie und Praxis. Eisen-Zg. 1917. 31. März, S. 90. (Stahleisen 1917, S. 882.)
- Osann, B.: Die Vorausbestimmung der Fuchs- und Gichttemperatur beim Gießereiflammofen und Kuppelofen als Beispiele entwickelt. Stahleisen 1918. S. 85.
- Irresberger, C.: Die Erzeugung von Gewehr- und Handgranaten in Amerika (15-t-Flammofen). Stahleisen 1918. S. 1201.
- Die neue Tempergießerei der American Radiator Comp. in Buffalo (amerikanische Flammöfen). Foundry 1917. Februar. S. 73. (Stahleisen 1919, S. 443.)
- Gnade, R.: Stoff- und Wärmebilanz eines Gießereiflammofens. Stahleisen 1919. S. 590 u. 710.
- Arrewood, W.: Kohlenstaubfeuerung beim Schmelzen von schmiedbarem Guß. Stahleisen 1919. S. 1485.
- Bansen, H.: Kohlenstaubfeuerung in Amerika. Stahleisen 1920. S. 1161.
- Bulle, G.: Anwendbarkeit der Kohlenstaubfeuerung in Eisenhüttenwerken. Stahleisen 1921. S. 985.
- Diller, H.: Ausstattung einer Tempergießerei. Foundry 1921. S. 171. (Stahleisen 1921. S. 1047.)
- Osann, B.: Ausblick auf die Anwendung des Flammofens im Gießereibetrieb. Gieß.-Zg. 1921. S. 401.
- Seiler, G.: Ölfeuerung an Siegerländer Öfen. Gieß.-Zg. 1922. S. 244.
- Osann, B.: Eine neue Gießereiflammofenkonstruktion. Gieß. 1923. S. 8, 69.
- Schurecht, H. G.: Verhalten von feuerfesten Gewölbesteinen in Tempergußflammöfen, (Bericht Stotz). Stahleisen 1923. S. 853.
- Landschoot, A. V.: Application of Fuel Oil to the Malleable Air Furnace. Foundry 1923. Nr. 51, S. 862; auszugsweise. Stahleisen 1923. S. 1372.
- Osann, B.: Gießereiflammöfen. Stahleisen 1926. S. 389.
- Zankl, A.: Betriebserfahrungen mit dem Ölflammofen in der Tempergießerei. Gieß.-Zg. 1927. S. 35.
- Hesse und H. Pinsl: Ein kippbarer Regenerativ-Flammofen für Gießereizwecke. Gieß. 1928. S. 281.

IV. Das Schmelzen im Siemens-Martin-Ofen.

Von

Dr.-Ing. C. Schwarz.

Geschichtliche Entwicklung.

Die um die Mitte des 18. Jahrhunderts durch Verwendung von Steinkohlenkoks gesteigerte Roheisenerzeugung konnte sich nicht auswirken, ehe ein ebenfalls unabhängig von der Holzkohle durchführbares Massenverfahren zur Umwandlung des Roheisens in Stahl oder Schmiedeeisen gefunden war. Um 1784 war es zwar Henry Cort gelungen, diese Aufgabe durch das Puddelverfahren zu lösen¹⁾, aber die metallurgische Eigenheit des Verfahrens, das auf die Abscheidung des Phosphors bei verhältnismäßig niedriger Temperatur angewiesen war, und die Unmöglichkeit, im Flammofen ausreichende Temperaturen zu erzeugen, um flüssigen Stahl zu erhalten, beschränkten dieses erste Massenverfahren auf die Weiterverarbeitung seiner Erzeugnisse durch Schmieden und Walzen.

Die Aufgaben des unmittelbar zu Gebrauchszwecken vergießbaren Stahls aus dem Herdofen und der Verarbeitung des Abfalleisens in Verbindung mit einem Massenherstellungsverfahren konnten nicht gelöst werden, ehe die damalige Feuerungstechnik durch Anwendung der Gasfeuerung auf eine neue Grundlage gestellt war. Wie groß dieses Bedürfnis war, zeigt die fast explosionsartige Verbreitung und Weiterbildung der Ideen Faber du Faur's. Seine Gaserzeuger waren eine logische Fortentwicklung der Verwendung des Hochofengases, um über Stillstände des Hochofenbetriebes hinweg zu helfen. Die Anwendung der Gasfeuerung hatte zunächst eine Weiterbildung der Tiegelstahlbereitung zur Folge. Herbst 1856 nahm dann Friedrich Siemens sein grundlegendes Patent auf die Wärmespeicherfeuerung²⁾. Ein halbes Jahr später ließ sein Bruder Wilhelm die Anwendung dieses Verfahrens zu metallurgischen Zwecken schützen. Ihr Ziel war die Ausnutzung der Abhitze zur Vorwärmung von Gas- und Verbrennungsluft und damit verbunden eine möglichste Steigerung der Flammentemperatur. Der Kern der Erfindung liegt in der Erkenntnis, daß eiserne Röhren, wie sie damals schon zu diesem Zweck bekannt waren, niemals so hohe Temperaturen der Vorwärmung zuließen, wie sie entsprechend der hohen Anfangstemperatur der Verbrennungsgase beim Verlassen der Arbeitsräume metallurgischer Öfen zu erreichen sein mußten. Feuerfeste Steine dagegen konnte man ohne weiteres auf viel höhere Temperaturen bringen. Siemens heizte also ein Gitterwerk aus solchen zuerst durch die Abgase auf und ließ dann unter Umkehrung der Flammenrichtung Frischluft und Frischgas über das heiße Gitterwerk strömen.

Mit dieser Erfindung war der Weg für das Siemens-Martin-Verfahren frei. Um dieselbe Zeit (1856) trat jedoch auch Henry Bessemer mit seinem Verfahren hervor³⁾. Nach dem Mißglücken seiner ersten Versuche folgte ein starkes Mißtrauen gegenüber der Darstellung von Flußstahl. Dank der unermüdlichen Zähigkeit Bessemers zeigte sich aber bereits nach 3 Jahren die Überlegenheit seiner Erfindung über alle bis dahin geübten Verfahren. Dies mag mit ein Grund gewesen sein, daß die ersten Versuche von Sudre

¹⁾ Näheres vgl. O. Johannsen: Geschichte des Eisens. Düsseldorf 1924. S. 126.

²⁾ Näheres s. Johannsen a. a. O. S. 165. ³⁾ Johannsen a. a. O. S. 161.

(1858), sowie die auf eine Anregung von Le Chatelier in Montluçon unter Siemens Leitung durchgeführten Versuche, Puddellupen in einem Wärmespeicherofen im Roh-eisenbad zu schmelzen, nach Mißerfolgen sofort aufgegeben wurden.

Bald ergab sich, daß das Windfrischverfahren Besse mers gerade wegen der mit der Massenerzeugung immer mehr wachsenden Menge an Abfalleisen ein Ergänzungsverfahren zur Verarbeitung dieser Schrottmengen benötigte. Auch ließ die Vergießfähigkeit des Tiegelstahls wie des Bessemermetalls für verwickeltere Stücke zu wünschen übrig, wenn auch einfachere Formgußstücke, wie Glocken von Mayer & Kühne, Geschützrohre von Krupp, aus Tiegeln damals schon hergestellt wurden. Nicht zuletzt war es die Suche nach einem billigen und leistungsfähigen Qualitätsverfahren, wodurch Emile und sein Sohn Pierre Martin in Sireuil (Südfrankreich) veranlaßt wurden, auf die Vorschläge von Siemens hin, im Jahre 1863 in ihrer Gewerfabrik die in Montluçon aufgegebenen Ver-suche mit dem Schmelzen auf offenem Herd wieder aufzunehmen. Sie verwendeten

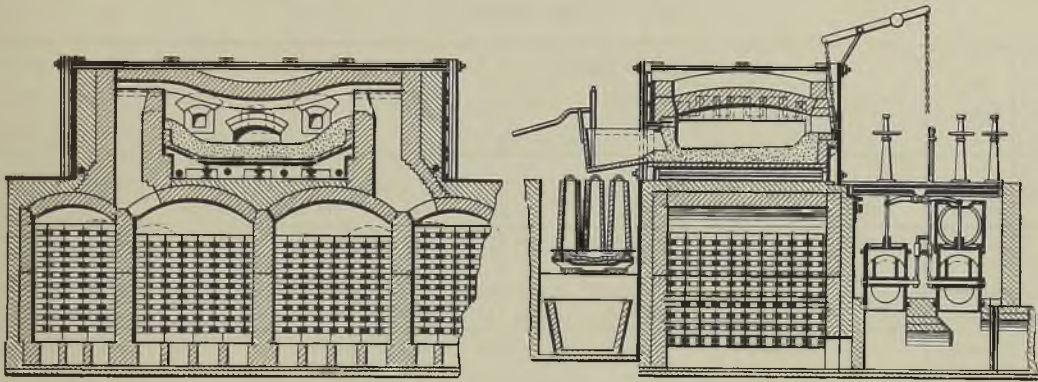


Abb. 223. Erster amerikanischer S.M.-Ofen als Nachbildung der Öfen von Martin.

für die damalige Zeit erstklassige feuerfeste Steine — Dinassteine — und erzielten solche Erfolge, daß sie ein Jahr später das entscheidende Patent auf die „Herstellung von Gußstahl, gegossenes Schmiedeeisen und Halbstaal im Siemensofen“ nehmen konnten. Die in diesem Patent enthaltenen Ofenzeichnungen zeigen bis auf die Ausbildung der Köpfe alle charakteristischen Merkmale der heutigen Öfen. Dem Zusammenwirken der beiden Erfinder verdankt daher heute noch das Schmelzen auf offenem Herd den Namen Siemens-Martin-Verfahren.

Weiteren Kreisen wurde das Verfahren erst durch die Pariser Ausstellung 1867 bekannt. Ein Jahr darauf eröffnete schon Verdie zu Firminy ein größeres Siemens-Martin-Stahlwerk und 1868 baute und betrieb S. T. Wellman nach den Angaben eines vorher zu Martin entsandten Ingenieurs den ersten 5-t-Siemens-Martin-Ofen in den Vereinigten Staaten zu Trenton. Da dieser Ofen allem Anschein nach eine getreue Nachbildung der in Sireuil stehenden Öfen ist, wird seine Bauweise in Abb. 223¹⁾ wieder-gegeben. In ergänzlicher Weise schilderte Wellman in seinem Vortrag vor der American Society of Mechanical Engineers 1901 die Schwierigkeiten, die er bei den ersten Schmelzungen besonders infolge des Vorherdes hatte. Bei der zweiten Anlage finden wir auch bereits die heute noch übliche Abstichrinne und das Vergießen aus der Pfanne.

In Deutschland und Österreich setzten sich P. Tunner und Kupelwieser für das neue Verfahren ein. Letzterer veröffentlichte 1868²⁾ eine Vergleichsrechnung über die Selbstkosten des Bessemer- und Siemens-Martin-Verfahrens. Sie erkannten damals schon, daß das Siemens-Martin-Verfahren die notwendige Ergänzung des Windfrischverfahrens sei, und hoben besonders seine Anpassungsfähigkeit hervor. Den ersten Siemens-Martin-Ofen in Deutschland baute Alfred Krupp 1867.

¹⁾ Nach Windett, The Open Hearth, U.P.C. Book Comp. Inc. New York, 242—249 West, 39th Street. Abb. 6. S. 30.

²⁾ Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenwes. 1868. Nr. 26.

Ein weiteres Eingehen auf die Ofenbauarten würde hier zu weit führen. Um so belangreicher ist die Verfolgung der metallurgischen Entwicklung. Die anfängliche Arbeitsweise in Sireuil entsprach dem Roheisen-Schrott-Verfahren. Siemens dagegen arbeitete in seinen Sample-Works in England bewußt auf das Roheisen-Erz-Verfahren hin. 1866 war ihm bereits die Verwendung von Ferromangan bekannt. Da man aber mit sauer zugestellten Herden arbeitete, scheiterte die Verwendung von minderwertigen Einsatzstoffen an der Unmöglichkeit der Abscheidung des Phosphors. 1867 ließ sich John Giers eine Art Duplexverfahren patentieren, das darin bestand, Roheisen in dem mit Erz zugestellten Puddelofen vorzuschmelzen und es dann erst im Siemens-Martin-Ofen weiter zu verarbeiten. Die 1868 von Ch. Atwood vorgeschlagene Verbindung des

Zahlentafel 24.

Erzeugung an S.M.-Blöcken und S.M.-Stahlformguß in den Jahren 1910, 1913, 1923 bis 1925.

Land	Verfahren	S.M.-Blöcke					S.M.-Stahlformguß				
		1910 t	1913 t	1923 t	1924 t	1925 t	1910 t	1913 t	1923 t	1924 t	1925 ¹⁾ t
Deutschland	basisch	4 973 569	7 330 424	3 974 986	5 364 353	6 474 168	151 852	253 587	131 607	141 303	189 102
	sauer	140 189	283 480	65 753	134 259	149 293	111 959 ²⁾	109 329	52 746	81 066	108 125
	Summe	5 113 758	7 613 904	4 040 739	5 498 612	6 623 461	263 811	362 916	184 353	222 369	297 227
England	basisch	—	2 287 822 ³⁾	5 362 550	5 161 483	4 841 646	—	—	5 588	6 502	7 010
	sauer	—	3 872 364 ³⁾	2 555 951	2 434 742	1 992 376	—	—	52 629	52 629	46 330
	Summe	—	6 160 186	7 918 501	7 596 225	6 834 022	—	—	58 217	59 131	53 340
Frankreich	basisch	—	1 548 675	1 659 230	2 143 223	1 998 224	—	33 803	52 573	87 024	84 209
	sauer	—		192 254		19 893			5 040		1 143
	Summe	—	1 548 675	1 851 484	2 143 223	2 018 117	—	33 803	57 613	87 024	85 352
Ver. Staaten von Amerika	basisch	15 096 830	20 202 616	34 639 210	30 747 213	37 218 173	440 941	467 524	580 451	463 822	462 566
	sauer	795 369	818 134	663 790	462 205	492 600	436 267	457 256	590 600	409 347	469 700
	Summe	15 892 199	21 020 750	35 303 000	31 209 418	37 710 773	877 208	924 780	1 171 051	873 169	932 266

Bessemerverfahrens mit dem Siemens-Martin-Verfahren brachte die Entphosphorungsfrage nicht weiter, wenn es auch auf diesem Wege möglich war, besser vergießbaren Stahl für Formguß in größeren Mengen herzustellen. Die Kleinbessemerie kam erst viel später auf.

Die Verhinderung der Phosphorabscheidung durch saure Schlacke erwähnte Gruner erstmalig in seinem 1877 erschienenen Handbuch. Damals hatte aber bereits Sidney G. Thomas mit seinen Versuchen in London begonnen, so daß ihn die Bemerkung Gruners lediglich in der Überzeugung von der Richtigkeit des eingeschlagenen Weges bestärkte. Die Verwirklichung seines Gedankens, die Entstehung einer saueren Schlacke beim Windfrischverfahren trotz reichlichen Zuschlages von Kalk dadurch zu verhindern, daß man die Konverter mit Kalk-, Magnesia- oder Dolomitfütter versah, führte er 1879 auf dem Eaton-Werk von Bolckow, Vaughan u. Co. bei Middlesbrough vor. Im gleichen Jahre wurden in Creuzot und Terre Noire die ersten S.M.-Öfen mit Teer-Dolomitherden, also basisch, zugestellt. Ehe jedoch die Anwendung des Teer-Dolomites allgemein wurde, versuchte man an sehr vielen Stellen, Herde aus Chromeisenstein, vereinzelt auch aus Magnesia, zu machen. Die Entwicklung der basischen und sauren Verfahren in den letzten Jahren zeigt Zahlentafel 24, die nach Angaben des Vereins deutscher Eisenhüttenleute zusammengestellt wurde.

¹⁾ Inzwischen hat der basische S.M.-Ofen für Stahlformguß auf Kosten des sauren Ofens dauernd weitere Verbreitung gefunden. Nach R. Krieger (Stahleisen 1926. S. 702) wurden bereits 1926 etwa 65% des S.M.-Stahles auf basischem und nur noch 35% auf saurem Herd hergestellt.

²⁾ Einschließlich Konverter- und Elektrostahl. ³⁾ Einschließlich Stahlguß.

Weitere Schwierigkeiten machte die Erzielung dichter Güsse. Bei Blockformen versuchte man sehr früh die Erstarrung unter Druck anzuwenden. Doch waren alle diese Verfahren sehr teuer und auf Stahlguß nicht anwendbar. Die Verwendung von Silizium in Gestalt von siliziumreichem Roheisen zur Desoxydation war Bessemer bereits 1862 bekannt, ohne daß er sich über die eigentliche Desoxydationswirkung klar war. A. Pourcel desoxydierte mit Silikospiegel in Terre Noire. In Deutschland arbeitete F. C. G. Müller 1878 über die Wirkung des Siliziums im Stahlguß. Eigentümlich berührt es heute, wo sich die Anwendung von Siliziumstählen immer mehr Bahn bricht, wenn man liest, daß die Hüttenleute der 80er Jahre Silizium in größeren Mengen für die Ursache von Rotbruch hielten.

Allgemeine theoretische Grundlagen des Siemens-Martin-Verfahrens.

Wärmetechnische Gesichtspunkte.

Vergießbarer Stahl hat eine Temperatur von rund 1600—1650°, die dazu gehörige Schlacke 1700—1750°. Da zur Wärmeübertragung ein Temperaturgefälle erforderlich ist, lassen sich die verbrannten Gase nur so weit im Schmelzraum ausnutzen, als ihre Temperatur 1800° übersteigt. Da nur sehr wenige flüssige bzw. gasförmige Brennstoffe ohne weiteres solche Temperaturen erreichen, war der Siemenssche Gedanke der Vorwärmung ausschlaggebend für die Durchführbarkeit des Verfahrens. Sowohl seine Tragweite als auch die neueren Gedankengänge der Verwendung von sauerstoffangereicherter Luft werden durch nichts so eindringlich klar gelegt, wie durch die Grundlagen der Flammentemperaturberechnung.

Die Temperatursteigerung der Verbrennungserzeugnisse wird durch die Umsetzung der im Brennstoff als Heizwert aufgespeicherten chemischen Energie in fühlbare Wärme hervorgerufen. Die Heizwerte einzelner Brennstoffbestandteile findet man in Zahlentafel 25. Sie enthält die Wärmetönungen einer Reihe von Reaktionen, die für die beim S.M.-Betrieb vorsichgehenden Umsetzungen von Bedeutung sind. Um die Verhältnisse bei den Verbrennungsvorgängen leichter überschauen zu können, führt man am besten den auch in der Dampftechnik allgemein gebräuchlichen Begriff des Wärmeinhaltes ein. Für die Verbrennungsrechnung, die meist mit dem sog. unteren Heizwert arbeitet, wird dieser Begriff so umrissen, daß man darunter ganz allgemein die Wärmemenge J versteht, die man bei der Abkühlung eines Körpers von seiner augenblicklichen Temperatur auf 0° C erhält¹⁾. Bei wasserdampfhaltigen Gasen wird die Verdampfungswärme des Wassers nicht berücksichtigt, da bei gewöhnlichen Feuerungen eine Kondensation des Wasserdampfes nicht stattfindet und der Verdampfungswärme des Brennstoffwassergehaltes eben durch die Verwendung des unteren Heizwertes bereits Rechnung getragen ist. Wird dieser Wärmeinhalt auf die Gewichtseinheit oder bei Gasen auf einen Normalkubikmeter bezogen [Nm^3]²⁾ — Bezeichnung i —, so erhält man genau wie bei der spezifischen Wärme einen für jede Temperatur charakteristischen Wert. Der Zusammenhang zwischen J , i , der mittleren spezifischen Wärme c_{pm} und der Temperatur, sowie der Anzahl der Mengeneinheiten G (kg oder Nm^3) des an der Abkühlung beteiligten Körpers ergibt sich ohne weiteres aus der einfachen mathematischen Formulierung:

$$J = G \cdot i = G \cdot c_{pm} \cdot t \quad (1)$$

Die Wärmeinhalte der Gase je Normalkubikmeter und des Wasserdampfes je Kilogramm für Temperaturen bis zu 3000° C findet man in Zahlentafel 52 des anhängenden Abschnittes über Gaserzeuger (S. 264). Der Wärmeinhalt eines Gasgemisches berechnet sich nach der Mischungsregel.

Die Einheit eines Brennstoffs hat entsprechend seiner Temperatur vor der Verbrennung den Wärmeinhalt i_B und den Heizwert H_u . Die zur Verbrennung beigemischte

¹⁾ S. auch Bd. I, S. 446.

²⁾ 1 Nm^3 = Gewicht von 1 m^3 Gas bei 0° C und 760 mm QS-Druck.

Zahlentafel 25.

Wärmetönungen einiger für den S.M.-Betrieb wichtiger Reaktionen¹⁾.

Nr.	Reaktion	Molekulargewichtsverhältnisse	Wärmetönungen in kcal.				Bemerkungen
			je Mol Verbindung	je kg Verbindung	je kg Metall	je Nm ³ Gas	
1a	$C_{am} + O_2 = CO_2$	12 + 32 = 44	96 960	2202	8 080	4 328	—
1b	$C_{\beta graph} + O_2 = CO_2$		94 270		7 856		
1c	$C_{\alpha graph} + O_2 = CO_2$		93 980		7 832		
2a	$C_{am} + \frac{1}{2} O_2 = CO$	12 + 16 = 28	28 880	1030	2 407	1 288	—
2b	$C_{\beta graph} + \frac{1}{2} O_2 = CO$		26 190				
2c	$C_{\alpha graph} + \frac{1}{2} O_2 = CO$		25 900				
3	$CO + \frac{1}{2} O_2 = CO_2$	28 + 16 = 44	68 080	1547	2 431	3 039	—
4a	$C_{\beta graph} + 2H_2 = CH_4$	12 + 4 = 16	17 130	je kg C	je kg H ₂	je nm ³ CH ₄	—
4b	$C_{am} + 2H_2 = CH_4$		19 820	1652	4 955	885	
5a	$2C_{\beta graph} + 2H_2 = C_2H_4$	24 + 4 = 28	-16 200	- 451	-2 705	je nm ³ C ₂ H ₄	Heizwerte:
5b	$2C_{am} + 2H_2 = C_2H_4$		-10 820			-483	
6	$H_2 + \frac{1}{2} O_2 = H_2O$	2 + 16 = 18	{ 68 380 57 580 }	—	33 919 28 650	3 050 2 570	oberer unterer
7	$CH_4 + 2 O_2 = CO_2 + 2 H_2O$	16 + 64 = 44 + 36	{ 213 900 192 300 }	je kg CH ₄	{ 13 368 12 018 }	9 549 8 585	oberer unterer
8a	$C_2H_4 + 3 O_2 = 2 CO_2 + 2 H_2O$	28 + 96 = 88 + 36	{ 341 500 319 900 }	je kg C ₂ H ₄	{ 12 196 11 425 }	15 245 14 281	oberer unterer
8b	(Schwere Kohlenwasserstoffe nach Anhaltzahlen)					17 000	unterer
9	$H_2 = 2 H$	2 = 1 + 1	-100 000	je kg H ₂	-50 000	4 460	
10	$Fe + \frac{1}{2} O_2 = FeO$	55,8 + 16 = 71,8	65 700	914	1 176	—	—
11	$2 Fe + \frac{1}{2} O_2 = Fe_2O_3$	111,7 + 48 = 159,7	200 000	1251	1 789	—	—
12	$3 Fe + \frac{1}{2} O_2 = Fe_3O_4$	167,5 + 48 = 231,5	265 700	1147	1 585	—	—
13	$Mn + \frac{1}{2} O_2 = MnO$	54,9 + 16 = 70,9	90 800	1281	1 652	—	—
14	$3 Mn + 2 O_2 = Mn_3O_4$	164,8 + 64 = 228,8	327 000	1430	1 985	—	—
15	$Mn + O_2 = MnO_2$	54,9 + 32 = 86,9	126 000	1450	2 295	—	—
16	$Ni + \frac{1}{2} O_2 = NiO$	58,7 + 16 = 74,7	51 000 + 700	683	877	—	—
17	$2 Cr + \frac{1}{2} O_2 = Cr_2O_3$	104 + 48 = 152	267 800	1761	2 572	—	—
18	$Cr + \frac{1}{2} O_2 = CrO_3$	52 + 48 = 100	140 000	1400	2 692	—	—
19	$2 V + \frac{1}{2} O_2 = V_2O_3$	102 + 48 = 150	302 000 + 10 000	2012	2 960	—	—
20	$2 V + 2 \frac{1}{2} O_2 = V_2O_5$	102 + 80 = 182	437 000 + 7 000	2400	4 290	—	—
21	$W + \frac{1}{2} O_2 = WO_3$	184 + 48 = 232	196 500	847	1 066	—	—
22	$Mo + \frac{1}{2} O_2 = MoO_3$	96 + 48 = 144	181 500	1260	1 890	—	—
23	$Si + O_2 = SiO_2$	28,3 + 32 = 60,4	191 000	3170	6 750	—	—
24	$2 P + 2 \frac{1}{2} O_2 = P_2O_5$	62,1 + 80 = 142,1	369 900	2630	5 966	—	—
25	$S + O_2 = SO_2$	32,1 + 32 = 64,1	69 390	1083	2 162	—	—
26	$2 Al + \frac{1}{2} O_2 = Al_2O_3$	54,2 + 48 = 102,2	375 800	3677	6 933	—	—
27	$Ti + O_2 = TiO_2$	48,1 + 32 = 80,1	215 600	2690	4 480	—	—
28	$Zr + O_2 = ZrO_2$	90,6 + 32 = 122,6	177 400	1446	1 960	—	—
29	$3 Fe + C = Fe_3C$	167,5 + 12 = 179,5	- 15 100	- 84,2	- 90,2	je kg C	—
30	$3 Mn + C = Mn_3C$	164,8 + 12 = 176,8	+ 12 190	+ 69	+ 73	- 1258	—
31	$3 Ni + C = Ni_3C$	176 + 12 = 188	- 394 000	- 2240	- 2370	+ 1015	—
32	$Ca + 2 C = CaC_2$	40,1 + 24 = 64,1	+ 14 100	+ 220	+ 374	- 32 800	—
33	$Si + C = SiC$	28,3 + 12 = 40,3	2 000	49,7	70,7	+ 588	—
34	$Si + 2 F_2 = SiF_4$	28,3 + 76 = 99,3	306 200	2936	10 820	167	—
35	$Ca + F_2 = CaF_2$	40,1 + 28 = 68,1	289 400	3705	7216	—	—

Fortsetzung der Zahlentafel 25.

Nr.	Reaktion	Molekulargewichtsverhältnisse	Wärmetönungen in kcal.				Bemerkungen	
			je Mol. Verbindung	je kg Verbindung	je kg Metall	je kg P		
36	$Fe + S = FeS$	$55,8 + 32,1 = 87,9$	23 070	251	395,5	je kg S 689	S amorph	
37	$Mn + S = MnS$	$54,9 + 32,1 = 87$	62 900	723	1145	1962	—	
38	$Ca + S = CaS$	$40,1 + 32,1 = 72,2$	94 300	1307	2353	2942	—	
39	$Mg + S = MgS$	$24,3 + 32,1 = 56,4$	79 400	1407	3265	2475	—	
40	$3 Fe + P = Fe_3P$	$167,5 + 31 = 198,5$	0	0	0	0	—	
41	$3 Mn + P = Mn_3P$	$164,8 + 31 = 195,8$	430	2,2	2,6	13,8	—	
42	$CaCO_3 = CaO + CO_2$	$100,1 = 56,1 + 44$	— 42 600	— 426	je kg Base — 760	je kg Säure — 969	—	
43	$MgCO_3 = MgO + CO_2$	$84,3 = 40,3 + 44$	— 25 740	— 305	— 639	— 585	—	
44	Dolomit; CO_2 -Austreibung						— 766	—
45	$FeCO_3 = FeO + CO_2$	$115,8 = 71,8 + 44$	— 24 500	— 212	— 341	— 558	—	
46	$MnCO_3 = MnO + CO_2$	$114,9 = 70,9 + 44$	— 10 840	— 94	— 153	— 246	—	
47	Wasseraustreibung aus Hydraten:		76 kcal	je kg H_2O	—	—	je kg P	
48	$P_2O_5 + 4 CaO = Ca_3P_2O_8$	$142,1 + 224,3 = 366,4$	} 160 800	439	717	1131	2590	
49	$P_2O_5 + 3 CaO = Ca_4P_2O_8$	$142,1 + 168,3 = 310,4$		159 600	514	949	1123	2572
50	$P_2O_5 + 3 MgO = Mg_3P_2O_8$	$142,1 + 120,9 = 263$		115 200	439	959	811	1860
51	$SiO_2 + FeO = FeSiO_3$	$60,3 + 71,8 = 132,1$	} 5 900*	45	82	98	% SiO_2 45	
52	$SiO_2 + 2 FeO = Fe_2SiO_4$	$60,3 + 143,7 = 204$		22 120	109	153	367	29
53	$SiO_2 + MnO = MnSiO_3$	$60,3 + 70,9 = 131,2$	} 7 700*	59	108	128	46,1	
54	$2 SiO_2 + 3 MnO = Mn_3Si_2O_7$	$120,6 + 212,8 = 333,4$		16 160	49	76	134	36,2
55	$SiO_2 + CaO = CaSiO_3$	$60,3 + 56,1 = 116,4$	} 17 400*	150	310	289	51,8	
56	$SiO_2 + 2 CaO = Ca_2SiO_4$	$60,3 + 112,1 = 172,4$		28 400	165	253	472	35,0
57	$SiO_2 + 3 CaO = Ca_3SiO_5$	$60,3 + 168,2 = 228,5$		28 700	125	170	476	26,3
58	$SiO_2 + Al_2O_3 = SiAl_2O_5$	$60,3 + 102,2 = 162,5$	} — 12 000*	— 73,9	— 117,5	— 199	37,1	
59	$2 SiO_2 + Al_2O_3 = Si_2Al_2O_7$	$120,6 + 102,2 = 222,8$		14 900	67	146	124	54,0
60	$2 SiO_2 + 3 CaO + Al_2O_3 = Si_2Ca_3Al_2O_{10}$	$120,6 + 168,2 + 102,2 = 391,0$	} 38 200*	98	je kg Basen 141	317	30,7	
61	Bildungswärme 57,6 v. Schlacken	$\frac{0}{0} FeO$ 12,0 $\frac{0}{0} CaO$ — $\frac{0}{0} Al_2O_3$ 30,4		—	140	201	461	—
62	Bildungswärme 40,3 v. Schlacken	$\frac{0}{0} FeO$ 28,0 $\frac{0}{0} CaO$ — $\frac{0}{0} Al_2O_3$ 31,7	—	140	201	461	—	
63	Bildungswärme 39,7 v. Schlacken	$\frac{0}{0} FeO$ 15,2 $\frac{0}{0} CaO$ 9,2 $\frac{0}{0} Al_2O_3$ 35,5	—	133	206	375	—	

1) Bei der Auswahl der Zahlen wurden in erster Linie die Angaben in Landolt-Börnstein: Physikalisch-chemische Tabellen, Berlin: J. Springer 1923, Bd. 2, 5. Aufl. u. Ergänz.-Bd. 1, 1925 berücksichtigt, in zweiter Linie Richards: Metallurgische Berechnungen. Berlin: J. Springer 1913. Die mit * bezeichneten Zahlen deuten an, daß sie sich auf die Arbeiten von Tschernobajeff und Wologdine in den Jahren 1912–1914 beziehen.

Luftmenge von $L \text{ Nm}^3$ hat ebenfalls den ihrer Temperatur zukommenden Wärmeinhalt $L \cdot i_1$ (alles einschließlich Wasserdampfgehalt). Unter der doppelten Voraussetzung, daß erstens die zugemischte Verbrennungsluftmenge zur vollständigen Verbrennung ausreicht, und zweitens, daß diese unter den obwaltenden Verhältnissen auch tatsächlich stattfindet, ist dann die gesamte vor der Verbrennung zur Verfügung stehende Wärmemenge

$$Q = H_u + i_B + L \cdot i_1$$

Nach der Verbrennung, d. h. nach vollzogener Umsetzung des Luftsauerstoffs mit den brennbaren Bestandteilen des Brennstoffs zu Kohlensäure, Wasser, schwefliger Säure usw., ist diese Wärmemenge Q unter der dritten Voraussetzung, daß die Verbrennung verlustlos erfolgt, als fühlbare Wärme in den Verbrennungserzeugnissen vorhanden, d. h. wenn aus der Mengeneinheit des Brennstoffes $A \text{ Nm}^3$ Abgase entstehen, so wird das Produkt aus A und ihrem Wärmeinhalt i_a gleich Q sein.

$$Q = A \cdot i_a = H_u + i_B + L \cdot i_1 \quad (2)$$

Nach der Zahlentafel 52 für die Wärmeinhalte läßt sich dann entsprechend der Abgaszusammensetzung am besten durch Probieren die zu i_a gehörige Temperatur ermitteln. Man nennt sie die theoretische Flammentemperatur¹⁾. Sie wird in Wirklichkeit bei Temperaturen über 1700°C nicht erreicht. Auch wenn die Verbrennungsluftmenge zur vollkommenen Verbrennung ausreicht, ist dann infolge der Dissoziation eine vollständige Umsetzung des Brennstoffs zu Kohlensäure und Wasser nicht möglich. Kennt man die tatsächliche Zusammensetzung oder berücksichtigt man sie an Hand der Gleichgewichtskonstanten²⁾, so läßt sich unter Berücksichtigung des in den Abgasen verbliebenen Heizwerts eine Höchsttemperatur berechnen, die $2-300^\circ$ tiefer liegt. Wie weit man an diese herankommt, läßt sich nach dem heutigen Stand unseres Wissens nicht angeben, zumal bei diesen Temperaturen alle Messungen bisher versagt haben³⁾. Sicher ist nur, daß die optisch zu 1800° gemessenen Temperaturen zu niedrig sind.

Für unsere Überlegungen ist es jedoch weniger wichtig, die wahre Temperatur zu kennen, als zu wissen, wieviel Wärmeeinheiten zur Abgabe oberhalb 1800°C verfügbar sind. Dies ergibt sich aus Gleichung (2), wenn man von i_a den Wärmeinhalt der Abgase bei $1800^\circ \text{C} = i_{1800}$ abzieht. Die für eine Brennstoffeinheit im Herdraum des S.M.-Ofens nutzbar zu machende Wärmemenge ist demnach

$$q = (H_u + i_B + L \cdot i_1) - A \cdot i_{1800} \quad (3)$$

Aus dieser Gleichung läßt sich alles ersehen, was für die Beurteilung der Brennstoffe, für Gas und Luftvorwärmung und für das Arbeiten mit angereicherter Verbrennungsluft von Bedeutung ist.

Hoher Heizwert und kleine Abgasmenge vergrößern q , sind also günstig. Bei gegebenem Brennstoff wird man mit einer Mindestmenge an Luft auszukommen trachten, da jeder Luftüberschuß A vermehrt und der spezifische Wärmeinhalt der Abgase bei 1800°C stets größer ist als der Wärmeinhalt der Luft bei der höchsten 1200°C betragenden Vorwärmung. Bei günstigster Lufteinstellung wird endlich die im Herdraum verfügbare Wärmemenge nach Maßgabe der Vorwärmung steigen. Da L in allen praktischen Fällen größer ist als die Frischgasmenge, wird sich eine Steigerung der Luftvorwärmung stärker auswirken als eine solche der Gasvorwärmung.

Sehr anschaulich ist die auf ähnlicher Grundlage aufgebaute Bewertung der Brennstoffe von Bansen⁴⁾. Sie ist in Abb. 224 wiedergegeben. Ausgehend von der rechnerischen

¹⁾ B. Neumann: Die spezifischen Wärmen der Gase für feuerungstechnische Berechnungen. Stahlisen 1919. S. 746.

²⁾ G. A. Goodenough und G. T. Felbeck: An investigation of the maximum temperatures and pressures attainable in the combustion of gaseous and liquid fuels. University of Illinois, Bull. 1924. Nr. 29; C. Schwarz: Berechnung der Flammentemperaturen unter Berücksichtigung der Dissoziation. Die Wärme 1925. S. 1.

³⁾ Die neuesten Anschauungen über Temperaturmessungen findet man u. a. bei: Wenzl und Schulze: Versuche mit Durchflußpyrometern. Mitt. d. Wärmestelle Düsseldorf d. V. d. Eisenh. Nr. 92. Ferner: A. Schack: Geräte und Verfahren zu Temperaturmessungen. Mitt. d. Wärmest. Düsseldorf d. V. d. Eisenh. Nr. 96/97.

⁴⁾ H. Bansen: Leistung und Wirkungsgrad als Unterlagen für Bau und Berechnung der Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 82. S. auch Stahlisen 1925. S. 702, 748, 789.

Zahlentafel 26.

Abgaszusammensetzung für Generator- und Koksofengas bei luftüberschußfreier Verbrennung unter Berücksichtigung der Dissoziation in Abhängigkeit von der Temperatur.

Frischgas	Temperatur ° C	Abgaszusammensetzung bezogen auf trockenes Gas						Durch Dissoziation gebundene Wärmemenge kcal/m ³ Frischgas
		CO %	CO ₂ %	H ₂ %	H-Atom %	O ₂ %	H ₂ O g/m ³	
Generatorgas:								
2,8% CO ₂ , 27,5% CO,	2427	6,47	11,04	0,64	0,32	3,63	68	453,6
9,8% H ₂ , 2,3% CH ₄ ,	2227	3,83	13,33	0,38	0,11	2,14	70,8	262,7
0,6% C _n H _{2n} , 30 g	2027	2,09	16,05	0,21	0,04	1,11	76,9	132,2
H ₂ O/m ³ , 10 g Ruß/m ³	1827	0,86	17,48	0,09	0,006	0,45	78,9	55,0
Koksofengas:								
2,4% CO ₂ , 6,5% CO,	2527	4,51	5,85	2,68	1,00	4,13	184	949,7
1,3% C ₂ H ₄ , 28% CH ₄ ,	2327	3,4	6,41	1,72	0,39	2,56	205	567,3
52% H ₂ , 9,8% N ₂ ,	2127	1,8	8,19	0,96	0,13	1,43	219	332,7
10 g H ₂ O/m ³	1927	0,87	9,25	0,49	0,03	0,74	227	159,7
	1727	0,31	10,0	0,19	0,007	0,25	232	55,7

Ergebnis der Wechselwirkung zwischen Verbrennungsgeschwindigkeit und der Wärmeabgabe durch Strahlung und Leitung. Über die Größe dieser Wärmeverluste läßt sich wenig aussagen. Für die Verbrennungsgeschwindigkeit unter den im S.M.-Ofen herrschenden Verhältnissen besitzen wir keine Anhaltspunkte. Dagegen ist über die Wärmeübertragung in letzter Zeit von Schack, Nusselt und Pollak¹⁾ sehr viel gearbeitet worden. Theoretisch ist die Strahlungsfähigkeit der Flammen einwandfrei erwiesen. Inwieweit allerdings die Verhältnisse im Herdraum diese Strahlungsfähigkeit zur Auswirkung gelangen lassen, steht noch dahin. Die Praxis zeigt, daß der Ofen nur dann befriedigende Schmelzergebnisse liefert, wenn eine gute Flammenführung vorhanden ist, die das Gas zwingt, scharf über das Bad zu schneiden. In diesem Zusammenhang bringt die Dissoziation ebenfalls einen neuen Gesichtspunkt. Bei einer bestimmten Temperatur läßt sie die Verbrennung nur bis zu einem gewissen Grad vor sich gehen. Erst bei der Abkühlung kann der noch nicht zur Wirkung gekommene Teil des Heizwertes weiter ausgenutzt werden. Dies bedeutet aber so viel, daß ein Teil des Gases gerade an den Stellen verbrennt, wo ihm die beste Gelegenheit zur Abkühlung geboten wird, und das ist bei der Berührung kalter Flächen. Durch richtige Flammenführung würde demnach erreicht, daß ein Teil der chemisch gebundenen Wärme gerade an den Stellen in fühlbare Wärme umgesetzt wird, wo man sie braucht, nämlich auf dem Schmelzgut selbst.

Die Wirkung der Flamme beschränkt sich jedoch nicht allein auf Erhitzen und Schmelzen. Sie übt auch einen starken Einfluß auf die metallurgischen Reaktionen aus. Dieser soll gelegentlich der Erörterung dieser Reaktionen besprochen werden.

Metallurgische Gesichtspunkte.

Der allgemeine Gang einer Schmelzung beim Roheisen-Schrott-Verfahren, — bei den anderen Verfahren bestehen ihm gegenüber hinsichtlich der Reaktionen nur quantitative, aber nicht qualitative Unterschiede — ist ungefähr folgender: Bereits während des Einsetzens von Roheisen und Schrott beginnt das Schmelzen. Die Nichteisenbestandteile des Einsatzes werden zum Teil schon während dieses Vorganges oxydiert, ebenso verzündert ein gewisser Teil des Eisens selbst. Nach dem Niederschmelzen bildet sich

¹⁾ A. Schack: Über die Strahlung der Feuergase und ihre praktische Berechnung. Z. techn. Phys. 1924. Nr. 6, S. 267; A. Schack: Strahlung von leuchtenden Flammen. Z. techn. Phys. 1925. Bd. 6, Nr. 10, S. 530; W. Nusselt: Strahlung von Feuergasen. Z. V. d. I. 1923. S. 692; V. Pollak: Strahlungsmessungen im Herdraum eines Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 103.

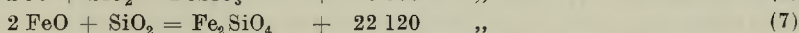
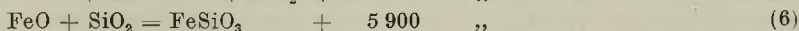
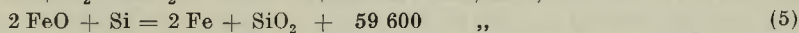
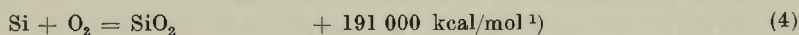
über dem flüssigen Stahl aus den oxydierten Teilen des Einsatzes, sowie aus Teilen des Ofenfutters und dem eingesetzten Kalk eine stark eisenhaltige Schlacke. Die Entfernung der Eisenbegleiter stützt sich nun zum allergrößten Teil auf den Sauerstoffgehalt des in der Schlacke vorhandenen Eisenoxyduls. Ist dieser im Verhältnis zur Menge der zu oxydierenden Stoffe zu gering, so wird durch Zugabe von Eisenerz nachgeholfen. Da der Stahl ein gewisses Lösungsvermögen für Eisenoxydul besitzt, muß nach Erreichung der gewünschten Zusammensetzung dieses durch Zuschlag von Stoffen, die eine größere Verwandtschaft zum Sauerstoff besitzen, entfernt werden. Man nennt diesen Vorgang die Desoxydation. Sie wird zum Teil im Ofen, zum Teil auch während des Abstichs in der Pfanne vorgenommen. Vom metallurgischen Standpunkt aus kann man daher die Reaktionen in zwei Gruppen teilen, deren erste die Entfernung der Eisenbegleiter in dem gewünschten Ausmaß und deren zweite die Desoxydation umfaßt.

Entfernung der Eisenbegleiter.

Die Abscheidung der Eisenbegleiter ist die Folge der Veränderlichkeit mit der Temperatur der chemischen Gleichgewichte zwischen Bad und Schlacke einerseits und zwischen Schlacke und Ofenatmosphäre andererseits. An den Stellen, wo die Schlacke durch die Flamme fortgeblasen wird, spielen sich überdies noch Umsetzungen zwischen Gas und Stahl ab. Ob der Gleichgewichtszustand bei all diesen Reaktionen erreicht wird, bleibt dahingestellt. Zur technischen Ausnutzung der Reaktionen genügt es, die Richtung zu kennen, in die sie durch die verschiedenen Einflüsse getrieben werden. Es reicht aber nicht aus, die Umsetzungen bloß in stöchiometrische Formeln zu fassen. Ihre Aufklärung wird vielmehr in höchstem Maß von unserer Kenntnis der Gleichgewichtszustände und ihrer Abhängigkeit von Temperatur und Konzentration beeinflusst.

Von entscheidendem Einfluß auf die Reaktionen ist der Charakter der Schlacke, der von vornherein durch die Ofenzustellung bedingt wird. Besteht diese durchweg aus kieselsäurereichem Baustoff — Zustellung des Herdes aus Sand —, so spricht man von saurer Schlacke, die man als Lösung von Eisenoxydul und anderen Körpern in Eisen-silikat auffassen kann. Wird dagegen der Herd des Ofens aus basischen Stoffen — Herd aus Dolomit — zugestellt, so erhält man eine Schlacke, die als Lösung von Eisenoxydul und anderen Körpern in Kalksilikat mit großem Kalküberschuß angesprochen werden muß. Der Kieselsäuregehalt dieser Schlacke stammt zum Teil aus dem Kieselsäuregehalt des Einsatzes, zum Teil von Ofenteilen, wie Köpfen und Wänden, die auch bei basischem Herd in den allermeisten Fällen, wenigstens zum Teil, aus saurem Baustoff bestehen. Ein gewisser Kieselsäuregehalt ist übrigens notwendig, da bei zu großem Kalk- und Magnesiaüberschuß die Schmelztemperatur der Schlacke zu hoch und sie selbst infolge ihrer Dickflüssigkeit zu reaktionsträge wird. Andererseits greift sowohl beim basischen Verfahren zu saurer Schlacke, als auch beim sauren Verfahren zu basische Schlacke die Ofenzustellung sehr an.

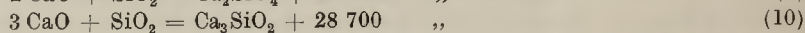
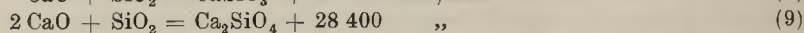
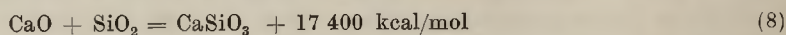
a) **Siliziumabscheidung.** Am leichtesten und schnellsten verläuft die Abscheidung des Siliziums. Als Reaktionschemen ergeben sich:



Die starke Wärmeentwicklung bei der Verbrennung des Siliziums erleichtert die Erwärmung des Einsatzes. Erfahrungsgemäß kochen auch Schmelzungen mit verhältnismäßig siliziumreichem Einsatz besser. Bei saurer Zustellung scheint überdies fortwährend bis zu einer gewissen Erschöpfung des Herdes Silizium aus diesem — vermutlich durch den Kohlenstoff des Bades — reduziert zu werden, so daß der Siliziumgehalt des Stahles

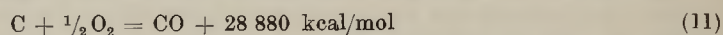
¹⁾ Die Wärmetönungen sind nach C. Schwarz: Beiträge zur Berechnung der Nutzwärme von Siemens-Martin-Schmelzungen (Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 126) angegeben. Arch. f. d. Eisenhüttenwesen. 1. Jg. S. 33; ferner Stahleisen 1927. S. 1284. Das gleiche gilt auch für Zahlen-tafel 25.

auch am Ende der Schmelzung ohne weitere Zuschläge noch einige hundertstel Prozent beträgt¹⁾. Die Reaktionen (6) und (7) geben die mögliche Verschlackung von Eisenoxydul durch Kieselsäure wieder, doch sind auch hier noch die wirklichen Bindungen nicht geklärt. Bei basischer Zustellung, bei der auch stets mit reichlichem Kalkzusatz gearbeitet wird, dürfte die Verschlackung der Kieselsäure als Kalziumsilikat vor sich gehen. Dafür kommen folgende Reaktionschemen in Frage:

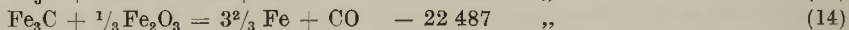
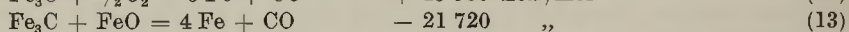
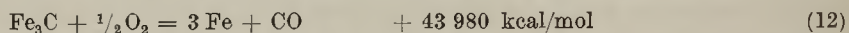


Da mit Rücksicht auf die Entphosphorung beim basischen Verfahren der Kieselsäuregehalt der Schlacke 15 bis höchstens 20% nicht übersteigen soll, erfordern siliziumreiche Einsätze zur Absättigung der aus ihnen entstehenden Kieselsäure entsprechend mehr Kalk.

b) Kohlenstoffabscheidung. Der Kohlenstoffabscheidung liegt die Gleichung:



zugrunde. Diese Reaktion ist exotherm, trifft aber auf die Verhältnisse nur insofern zu, als die Flamme mit Sauerstoffüberschuß den Einsatz berührt. Der Kohlenstoff des Einsatzes ist aber meistens, und vor allem im geschmolzenen Metall immer, als Karbid vorhanden. Für den größten Teil der Reaktionen zwischen Schlacke und Bad sind die Eisenoxyde die Sauerstoffträger. Die Größe der Frischwirkung der Flamme während des Niederschmelzens erhellt am besten daraus, daß Schmelzungen mit ganz oder zum größten Teil kaltem Einsatz nach dem Niederschmelzen einen um 20–30% niedrigeren Kohlenstoffgehalt aufweisen, als der ursprünglichen Zusammensetzung entspricht. Geht man bei der Formulierung der Umsetzungen vom Eisenkarbid aus, so ergeben sich die folgenden Gleichungen:



Von diesen entspricht (12) der Frischwirkung durch die Flamme, (13) der Kohlenstoffumsetzung zwischen Schlacke und Bad und (14) den Vorgängen beim Zuschlag von Erz. Eisenoxyduloxyd wurde bei Aufstellung der Gleichungen nicht berücksichtigt, da man dieses rechnerisch als Gemisch zwischen Eisenoxydul und Eisenoxyd behandeln kann, und da sich ferner bei den meisten untersuchten Schlacken das Verhältnis zwischen dem als Oxydul gebundenen und dem als Eisenoxyd vorhandenen Eisen auf etwa 5 ÷ 2 : 1 stellt. Dies entspricht nicht der Zusammenstellung Fe_3O_4 .

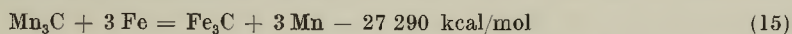
Die Oxydation des Kohlenstoffs erfolgt übrigens nicht nur an der Oberfläche des Stahlbades. Infolge des Lösungsvermögens von Stahl für Eisenoxydul dringt dieses auch in die tieferen Schichten des Stahlbades vor, und zwar um so leichter, je höher die Temperatur steigt. So entstehen im Innern des Bades Kohlenoxydblase, deren Aufsteigen das Kochen verursacht. Die mit diesem Vorgang verbundene Durchwirbelung des Bades begünstigt die Wärmeübertragung wesentlich. Am augenfälligsten äußert sich dies darin, daß gut kochende Hitzen auch nach der Verbrennung des Siliziums schneller heiß werden, obwohl die Reaktion an sich im Innern des Bades Wärme verbraucht. Teile des aufsteigenden Kohlenoxyds werden im Stahl gelöst. Der Umstand, daß bei diesen Reaktionen ein gasförmiges Erzeugnis entsteht, bringt es mit sich, daß für sie nicht bloß die Zusammensetzung der Schlacke, sondern auch die Zusammensetzung der Ofenatmosphäre eine gewisse Rolle spielt. Das entstandene Kohlenoxyd muß den Partialdruck des Kohlenoxyds in der Ofenatmosphäre überwinden. Davon, daß diese Verhältnisse auch von praktischer Bedeutung sind, gibt das Aufschäumen des Bades beim Umstellen Zeugnis, wenn dabei der Ofen eine kurze Zeit ohne Gas bleibt. Ungeklärt ist in

¹⁾ S. a. C. Dichmann: Der basische Herdofenprozeß. Berlin 1920. 2. Aufl. S. 143 ff. Ferner William und Hatfield: Stahleisen 1902. S. 639; K. Dornhecker: Einwirkung der Eisenoxyde auf die Zustellung des sauren Siemens-Martin-Ofens. Stahleisen 1920. S. 952; Yaneske und Wood: Kieselsäurereduktion beim sauren Martinofen-Schmelzen. Stahleisen 1920. S. 1614 u. a. m.

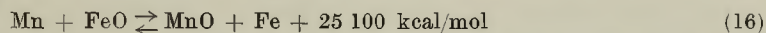
dieser Beziehung auch noch der Einfluß des Wasserstoffgehaltes im Gas. Allgemein kann jedoch gesagt werden, daß die Schmelzungen bei sehr wasserstoffreichen Gasen schlechter kochen als bei kohlenoxydreichen. Hoher Wasserstoffgehalt im Gas drückt daher in etwa den Roheisenverbrauch.

Sobald das Kohlenoxyd die Ofenatmosphäre erreicht hat, ist es möglich, es zum allergrößten Teil zu Kohlensäure weiter zu verbrennen, da bei einer Abzugstemperatur des Gases von 1700—1800° der durch die Dissoziation bedingte Kohlenoxydgehalt sehr gering ist. Voraussetzung dafür ist allerdings, daß die Kohlenoxydentwicklung nicht zu stürmisch erfolgt, so daß man in der Lage ist, den zur Verbrennung nötigen Sauerstoff im Oberofen zur Verfügung zu stellen. Dies ist auch bei geringen Erzzusätzen noch möglich, wenn man entsprechend Gas abdreht. Bei größeren Erzzusätzen gelingt es nicht. Ein großer Teil des Kohlenoxyds flammt dann durch die Türspalten aus, während ein anderer mit Falschluff in den Kammern verbrennt, was unter Umständen zu gefährlichen Beanspruchungen des Gitterwerks führen kann.

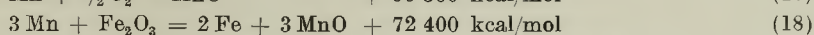
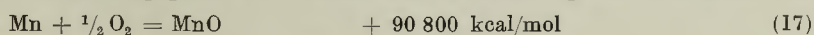
e) **Manganabscheidung.** Der Kohlenstoff ist nicht bloß als Eisenkarbid, sondern auch als Mangankarbid im Bad enthalten. Aus der Tatsache, daß nach manganreichen Zusätzen das Kochen des Bades für kurze Zeit aufhört oder doch zum mindesten stark nachläßt, kann man schließen, daß bei der Oxydation des Mangans der Kohlenstoff des Mangankarbids zunächst vom Eisen übernommen wird, so daß das Eisenkarbid die Ausgangsverbindung bei der Kohlenstoffoxydation bleibt. Diese Umlagerung ist endotherm, wie aus dem ihr zukommenden Reaktionschema:



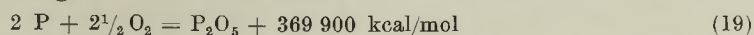
hervorgeht. Sieht man von dieser Umsetzung ab, so ergibt sich für die Oxydation des Mangans die Gleichung:



Bei dieser Reaktion spielen jedoch die Temperatur, die Reaktionsfähigkeit der Schlacke und ihre Basizität eine ausschlaggebende Rolle¹⁾. Bei den Verhältnissen im Herdraum stehen diese drei Einflüsse in engem Zusammenhang, denn eine sehr heiße Schlacke kann schon wegen ihrer Temperatur dünnflüssig und daher reaktionsfähig sein. Andererseits kann hohe Basizität zu einer steifen, reaktionsträgen Schlacke führen, trotzdem die Temperatur sehr hoch ist. Aus praktischen Betriebsbeobachtungen ergibt sich, daß bei hoher Temperatur Gleichung (16) eine starke Neigung hat, von rechts nach links zu verlaufen, daß also das Gleichgewicht zugunsten eines höheren Mangangehaltes im Bad mit steigender Temperatur verschoben wird. Ferner sind die Manganverluste manganreicher Zuschläge bei dicker reaktionsträger Schlacke geringer als bei dünnflüssiger. Zuschläge von Erz verursachen stets eine starke Abnahme des Mangangehaltes im Bade, während Zuschläge von Kalk Mangan aus der Schlacke verdrängen. Außerdem kann man beobachten, daß manganreiche Einsätze schlecht kochen, wenn der Siliziumgehalt im Verhältnis zum Mangangehalt zu gering war. Verhältnismäßig hoher Siliziumgehalt verursacht starken Manganabbrand. Bis zu einem Mangangehalt von etwa 0,3% pflegen bei geringem Schwefelgehalt die Proben während des Schmelzungsverlaufs rotbruchfrei zu sein. Man nimmt an, daß im Gegensatz zu Eisenoxydul das Manganoxydul im Stahl unlöslich ist. Die Reaktionsgleichungen, nach denen die Oxydation des Mangans durch den Sauerstoff der Verbrennungsgase bzw. durch den Erzzuschlag vor sich geht, sind:

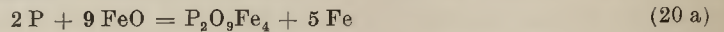


d) **Entphosphorung.** Die Oxydation des Phosphors erfordert die Bildung von Phosphorsäure nach der Gleichung:

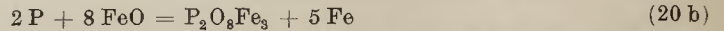


¹⁾ C. H. Herty, jr.: Chemisches Gleichgewicht von Mangan, Kohlenstoff und Phosphor beim basischen Siemens-Martin-Verfahren. Am. Inst. Min. Met. Eng. Stahleisen 1926. S. 1597; ferner H. Schenck: Über die Anwendung der theoretischen Chemie auf einige für die Stahlerzeugung wichtige Vorgänge. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 133.

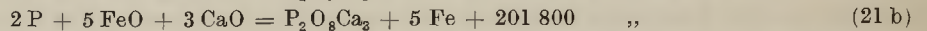
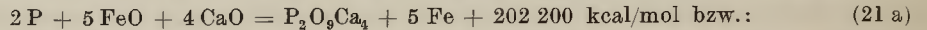
Bei niedriger Temperatur ist diese jedoch nur möglich unter Bildung von Eisenphosphat, wofür Dichmann¹⁾ die Formel:



angibt; nach anderen gilt:



Dieses Eisenphosphat ist jedoch in Gegenwart von Eisensilikat nicht beständig, infolgedessen ist eine Entphosphorung im sauren Herdofen nicht möglich. Nach den Untersuchungen von Hilgenstock²⁾ erfordert die feste Bindung des Phosphors in der Schlacke mindestens so viel Kalk, daß außer dem Ersatz der vier Mole Eisenoxydul des Eisenphosphats durch Kalk noch sämtliche Kieselsäure als einbasisches Kalziumsilikat (s. Gleichung 8) vorhanden ist. Die Formulierung der Entphosphorung lautet dann:



Englische und amerikanische Forscher gehen dagegen durchwegs von der Bildung dreibasischen Phosphats aus (Gleichung 20 b u. 21 b). Deshalb ist auch deren Bildungswärme in Zahlentafel 25 wiedergegeben. Auch Herty und Schenck legen bei ihren Gleichgewichtsuntersuchungen die Formel $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$ zugrunde (s. Anmerkung 1 auf S. 179). Für die Praxis des Herdofenbetriebes sind zwei Tatsachen von ausschlaggebender Bedeutung. Einmal geht die Entphosphorung um so schwieriger vor sich, je weniger Eisenoxyde in der Schlacke vorhanden sind und je heißer sie ist. Zum anderen ist für die sichere Erzielung der heute auch bei handelsüblichen Stahlsorten geforderten geringen Phosphorgehalte ein Kalkgehalt von etwa 40–50% bei einem Höchstphosphorsäuregehalt von nicht über 3% in der Schlacke nötig. Dabei sollte ihr Kieselsäuregehalt 20% nicht übersteigen (Rückphosphorung s. Abschnitt über Desoxydation, S. 181).

e) **Entschweflung.** Die Entschweflung ist im Siemens-Martin-Ofen mit verhältnismäßig großen Schwierigkeiten verknüpft. Erschwerend fällt dabei noch der Umstand ins Gewicht, daß der Stahl aus den Flammgasen leicht Schwefel aufnimmt, wofern man nicht schwefelreinen Brennstoff verwendet³⁾. Solange die Schlacke noch größere Mengen von Metalloxyden enthält, ist eine Abscheidung des Schwefels als Schwefelkalzium nicht möglich. In erster Linie kommt unter diesen Umständen eine Überführung des Schwefels durch Mangan als Schwefelmangan in die Schlacke in Betracht. So hat Osann in kugelförmigen Metalleinschlüssen der Schlacke erhebliche Anreicherungen von Schwefel und Mangan nachgewiesen⁴⁾. Durch die Flammgase wird das Schwefelmangan unter Bildung von schwefliger Säure oxydiert. Dabei besteht jedoch immer wieder die Gefahr, daß es aus diesen an einer anderen Stelle des Ofens wieder reduziert wird. Erleichternd auf die Entschweflung wirkt der Zuschlag von Flußspat und anderen fluorhaltigen Stoffen⁵⁾. Man nimmt dabei die Entstehung einer gasförmigen Schwefel-fluorverbindung — SF_4 — an, die beständiger als schweflige Säure ist. Trotzdem ist ohne eine wiederholte Entfernung der Schlacke — Schlackeziehen bei feststehenden Öfen bzw. Abkippen bei kippbaren Öfen — bei an sich geringen Schwefelgehalten von etwa 0,04–0,05% im Einsatz eine wesentliche Entschweflung nicht möglich. Will man diese dennoch im S.M.-Ofen durchführen, so ist neben dem Arbeiten mit schwefelarmen Brennstoffen zunächst die Entfernung der phosphorhaltigen Schlacke und darauf die Bildung einer neuen unter reichlichem Kalkzuschlag nötig, die durch Zusätze von Kohle

¹⁾ C. Dichmann: Der basische Herdofenprozeß. Berlin 1920. 2. Aufl., S. 145.

²⁾ G. Hilgenstock: Das vierbasische Kalkphosphat und die Basizitätstufe des Silikats in der Thomasschlacke. Stahleisen 1887. S. 557.

³⁾ Über Entschweflung des Generatorgases siehe Abschnitt über Gaserzeuger, S. 257. Ferner: A. Jung: Die Aufnahme des Schwefels aus dem Heizgas im Siemens-Martin-Ofen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 83; vgl. Stahleisen 1924. S. 911.

⁴⁾ B. Osann: Beiträge zum Verhalten des Schwefels bei Schmelzvorgängen. Privatdruck. Berlin 1923.

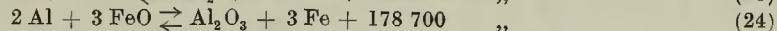
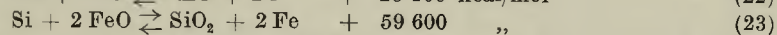
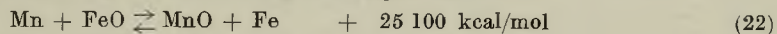
⁵⁾ S. Schleicher: Über die Verwendung von Flußspat im Martinofen. Stahleisen 1921. S. 357; F. Bainbridge: Die Wirkung von Flußspat auf die Phosphate in basischen Schlacken. J. Iron Steel Inst. 1921. S. 1380; E. Wilke-Dörfurt und H. Buchholz: Die entschwefelnde Wirkung von Fluorverbindungen auf geschmolzenes Eisen. Stahleisen 1926. S. 1817.

oder Kalziumkarbid von Metalloxyden freigehalten wird. Um dies zu erreichen, müssen jedoch die Öfen sehr heiß gehen. Neuerdings ist auch wiederholt eine entschwefelnde Wirkung von Kalkstein beobachtet worden, besonders dann, wenn er mit eingesetzt wurde. Das beste und billigste Mittel, um ein schwefelarmes Erzeugnis zu erzielen, ist die Auswahl schwefelarmer Einsatzstoffe.

f) **Verhalten anderer Stoffe.** Zu den Stoffen, die im Siemens-Martin-Verfahren überhaupt nicht, oder nur in geringem Ausmaß zu entfernen sind, gehören Kupfer, Nickel und Arsen. Zink und Zinn verdampfen beim Einsetzen, soweit sie nicht mit dem Eisen legiert sind. In legiertem Zustand jedoch lassen sie sich ebenfalls nicht abscheiden. Ganz oder zum größten Teil verschwinden Aluminium, Vanadium, Chrom und Titan, sowie alle Stoffe, deren Verwandtschaft zum Sauerstoff erheblich größer ist als zum Eisen, ohne daß ihre Oxyde in diesem löslich sind. Es ist jedoch stets darauf zu achten, daß der Einsatz von diesen Legierungsbestandteilen möglichst rein ist, da der fertige Stahl im laufenden Betriebe nicht auf sie untersucht wird, während gelegentlich solche Beimengungen der tiefere Grund zu späteren Beanstandungen des Werkstoffes sind.

Desoxydation.

Die Desoxydation am Schluß der Schmelzung erfordert Zuschläge, die das im Stahl gelöste Eisenoxydul zerstören, deren Oxyde aber darin unlöslich und verhältnismäßig leicht abzuscheiden sind. Die drei wichtigsten Desoxydationsmittel sind: Mangan, Silizium und Aluminium. Die zugehörigen Reaktionsgleichungen sind:



a) **Mangan als Desoxydationsmittel.** Die Wirkung des Mangans nach Gleichung (23) ist dieselbe, wie sie unter (16) gelegentlich der Manganabscheidung besprochen wurde. Nach den eingehenden Gleichgewichtsuntersuchungen von Mc Cance¹⁾ sinkt die Desoxydationswirkung des Mangans mit steigender Temperatur und fallendem Mangangehalt im Stahl (s. Abb. 225).

Je nach Temperatur und Dickflüssigkeit der Schlacke geht während des Schmelzens des Zusatzes und des Ausfällens von Manganoxydul aus dem Stahlbad nach kurzem Stillstand eine neuerliche Auflösung von Eisenoxydul vor sich, da die Desoxydation durch Mangan, das sich gegen die übrigen Bestandteile der Schlacke — vor allem gegen Phosphor — indifferent verhält, im Regelfall im Ofen erfolgt. Letzteres ist auch deshalb wünschenswert, weil Gleichung (22) im Verhältnis zu den übrigen Desoxydationsgleichungen nur von einer sehr geringen Wärmeentwicklung begleitet ist. Rechnet man sie auf 1 kg Mangan um, so erhält man etwa 46 kcal, d. h. die entstehende Wärmemenge ist bei weitem zu klein, um den Zusatz zu schmelzen, selbst wenn er aus reinem Mangan bestünde. Bemißt man also die Zeit zwischen Zusatz und Abstich zu kurz, so tritt die Gefahr auf, daß beim Abstich selbst noch nicht der ganze Zusatz geschmolzen ist, was sich auf die Verteilung sowohl des Mangangehaltes als auch der Desoxydationswirkung nachteilig bemerkbar macht. Wartet man dagegen zu lang, so wird das Desoxydationsgleichgewicht durch neuerliche Auflösung von Eisenoxydul gestört. Dies kann besonders bei heiß abgestochenen Schmelzungen zu nachträglichen

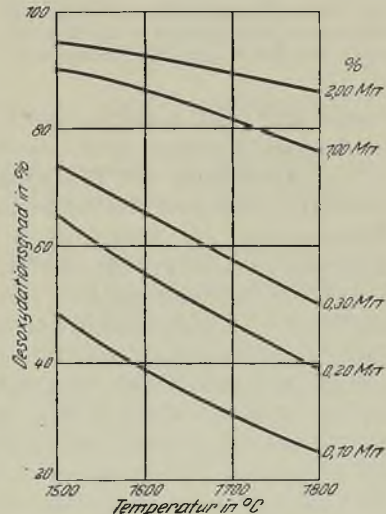


Abb. 225. Desoxydationswirkung von Mangan in Abhängigkeit vom Mangangehalt des Stahls und der Temperatur.

¹⁾ Mc Cance: Gleichgewichtsreaktionen bei der Stahlerzeugung. Iron Coal Trades Rev. 1925. Nr. 2990, S. 1002; Nr. 2991, S. 1038. Vgl. Stahleisen 1925. S. 1891. Vgl. Anm. I S. 179.

Umsetzungen in der Pfanne führen, die sich gelegentlich auch während des Vergießens noch weiter fortsetzen und so den Anlaß zu Einschlüssen geben.

b) **Silizium als Desoxydationsmittel.** Im Gegensatz zu Mangan verursacht Silizium eine Reduktion von Phosphor aus der Schlacke und kann daher im Ofen selbst nur dann zugeschlagen werden, wenn die phosphorhaltige Schlacke vorher entfernt worden ist. Die Wärmeentwicklung nach Gleichung (23) berechnet sich je Kilogramm Silizium zu 1786 kcal, so daß auch beim Zuschlag von niedrigprozentigem Ferrosilizium in die Pfanne noch ein reichlicher Wärmeüberschuß zum Schmelzen des Zusatzes bleibt. Allerdings ist dabei nicht zu vergessen, daß vor allem auch bei reichlichem Siliziumzusatz diese

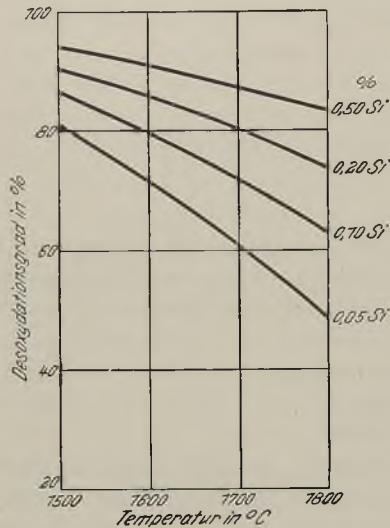


Abb. 226. Desoxydationswirkung von Silizium in Abhängigkeit vom Siliziumgehalt des Stahls und der Temperatur.

Wärmemenge zum Schmelzen des Siliziumüberschusses mit herangezogen wird. Auch beim Silizium sinkt die Desoxydationswirkung mit steigender Temperatur und fallendem Siliziumgehalt des Stahles (s. Abb. 226). Eine besondere Eigenschaft des Siliziums ist die Fähigkeit, den Stahl zu „stellen“. Sie beruht darauf, daß es die im Stahl gelösten Gase bindet. In welcher Form das geschieht, wissen wir nicht. Bei gemischtem Zusatz von Mangan und Silizium treten besonders bei größeren Siliziumzusätzen Wechselwirkungen zwischen beiden Körpern und ihren Oxyden auf, die außerordentlich stark von der Temperatur abhängen. Dies äußert sich bei hohen Temperaturen manchmal darin, daß man neben einem sehr hohen Siliziumabbrand fast gar keinen Manganverlust feststellen kann, während bei matten Schmelzungen gelegentlich das Umgekehrte der Fall ist.

Eine unbeabsichtigte Reaktion zwischen der Laufschlacke und dem in der Pfanne befindlichen, mit Silizium desoxydierten Metall wird am besten dadurch verhindert, daß man möglichst wenig Laufschlacke in die Pfanne bringt und sie durch reichlichen Kalk-

zusatz steif und basisch macht. Die Desoxydationswirkung des Siliziums verhält sich zu der des Mangans etwa wie 5 : 1.

c) **Aluminium als Desoxydationsmittel.** Die Desoxydation durch Aluminium weist qualitativ dieselben Merkmale auf wie die durch Silizium und Mangan. Die freiwerdende Wärmemenge ist 3300 kcal je kg Aluminium. Die Desoxydationswirkung selbst beträgt etwa das Achtfache des Mangans. Nach den Berechnungen von Mc Cance ergibt bereits ein Aluminiumgehalt von 0,017% im Stahl eine Desoxydationswirkung von 95% bei 1800° C. Unangenehm machen sich bei der Verwendung von Aluminium die weniger guten Legierungseigenschaften, sowie die große Neigung der Tonerde, im Stahl als Einschluß zurückzubleiben, bemerkbar. Aluminium macht den Stahl beim Vergießen dickflüssig, ohne die Gase in dem Maße zu binden, wie Silizium. Bemerkenswert erscheint die Tatsache, daß reichlicher Aluminiumzusatz eine Aufkohlung des Stahles bewirken kann, die in keinem Verhältnis zu dem meist außerordentlich geringen Kohlenstoffgehalt des als Zuschlag verwendeten Metalls steht. Dies läßt die Vermutung aufkommen, daß Aluminium nicht bloß das im Stahl gelöste Eisenoxydul, sondern auch das ebenso gelöste Kohlenoxyd zum Teil unter Kohlenstoffabscheidung zerstört.

d) **Desoxydation durch Kohlenstoff und andere Stoffe.** Die Desoxydation durch Kohlenstoff in Form von Koks klein, gemahlener Kohle u. dgl. mehr ist unter dem Namen Darby-Verfahren bekannt, wird aber heute nur noch wenig angewandt, da sie die Eigenschaften des Stahles nicht sehr günstig beeinflußt und außerdem sehr unsicher ist. Die gleichzeitig dabei beabsichtigte Aufkohlung kann man heute meist entbehren, da man die Schmelzungen abfängt, d. h. in dem Augenblick abbricht, wo der Kohlenstoff die gewünschte Höhe erreicht hat. Der Kohlenstoffgehalt von Ferromangan, Spiegeleisen und Ferrosilizium geht, soweit diese als Desoxydationsmittel verwendet

werden. erfahrungsgemäß vollständig in den Stahl über und nimmt an der Desoxydation nicht teil.

Wiederholt als Desoxydationsmittel anempfohlen wurde Titan¹⁾, ohne sich allgemein durchsetzen zu können. Wesentlich ist seine Eigenschaft, den Stickstoffgehalt des Stahles zu binden, doch bleiben die dabei entstehenden Stickstoffverbindungen als unter dem Mikroskop rötlich erscheinende feine Nadeln im Stahl zurück. In neuerer Zeit wurden auch Versuche mit Zirkon²⁾ gemacht. Auch bei Zirkon treten im Stahl würfelförmig kristallisierte Einschlüsse von Zirkonnitrit auf. Desoxydierende Eigenschaften haben endlich die Legierungselemente Chrom und Vanadin.

Bau und Abmessungen der Öfen.

Allgemeines.

Bei der Konstruktion eines Siemens-Martin-Ofens sind in erster Linie wärmetechnische Gesichtspunkte maßgebend. Betrachtet man den Ofen von diesem Standpunkt aus, so kann man an ihm folgende Teile unterscheiden:

1. Die Zuführungen von Gas und Luft und damit verbunden die Einrichtungen, die zur Vorbereitung des Brennstoff-Luftgemisches — Vorwärmung von Gas und Luft — dienen, um die im Ofen nötige Temperatur zu erzeugen. Die Gesamtheit dieser Einrichtungen bildet den Unterofen.

2. Die Ofenköpfe, deren Hauptaufgabe es ist, für die Mischung von Gas und Verbrennungsluft und für eine zweckentsprechende Richtung der Flamme zu sorgen.

3. Der Herdraum selbst, in dem die erzeugte Wärme auf den Einsatz übertragen wird. Erst bei seiner Ausbildung sprechen neben den wärmetechnischen auch metallurgische Rücksichten mit.

Die unter 2 und 3 genannten Einrichtungen bilden zusammen den Oberofen. Das Zusammenarbeiten der einzelnen Teile macht man sich am besten an dem in Abb. 227 dargestellten Schema klar, in dem zur besseren Übersichtlichkeit die Luft- und Gaszuführungskanäle in die Zeichenebene geklappt sind.

Die Vorwärmung von Gas und Luft in Wärmespeichern, die abwechselnd von Abgas und Frischgas bzw. Verbrennungsluft durchströmt werden, erfordert die wechselweise Beheizung des Herdraumes von zwei Seiten. Die Gas- und Luftzuführungen zu diesen, die Köpfe, sind an den beiden Querseiten angeordnet und dienen abwechselnd als Brenner und Abzug. Das abziehende Gas gelangt dem Kaminzug folgend durch den einen Ofenkopf je nach den ihm sich anbietenden Querschnitten zum Teil in die Gas-, zum anderen Teil in die Luftkammer und heizt dabei beide auf. Nach dem Verlassen der Kammern entweicht es durch die Umstellventile in die Esse. Gleichzeitig treten Frischgas und Frischluft durch die Umstellventile ein und nehmen ihren Weg nach der anderen Seite durch das zweite Paar der Kammern zum anderen Ofenkopf. Dabei erwärmen sie sich in den Kammern auf Kosten der darin aufgespeicherten Wärme (Entladezeit). Die Mischung und Verbrennung erfolgt nach dem Austritt aus dem Kopf im Herdraum über dem Bad. Nach einer gewissen Zeit werden die Ventile herumgeworfen, so daß sich derselbe Vorgang in umgekehrter Richtung abspielt. Dabei werden die aufgeheizten Kammern

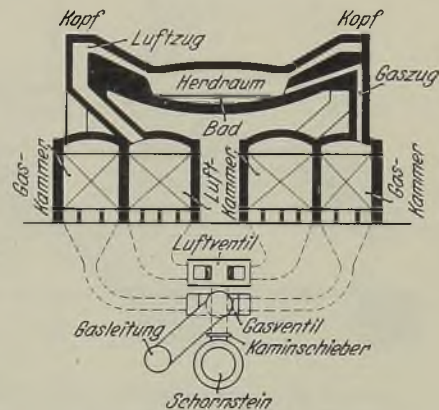


Abb. 227. Schema eines S.M.-Ofens.

¹⁾ Burgeß und Quick: Vergleichende Untersuchung der desoxydierenden Wirkung von Titan und Silizium auf die Eigenschaften von Schienenstahl. Technol. Papers of the Bureau of Standards 1923. Nr. 241. Vgl. Stahleisen 1924. S. 537 u. 1252.

²⁾ L. Feild: Über den Einfluß von Zirkon auf Kohlenstoffstähle. Am. Inst. Min. Met. Eng. 1923. Vgl. Stahleisen 1924. S. 181; L. Feild: Über den Einfluß des Zirkons auf die Walzbarkeit von schwefelhaltigen Stählen. Am. Inst. Min. Met. Eng. 1924. Vgl. Stahleisen 1924. S. 1120.

entladen, während auf der anderen Seite die den Kammern vorher durch Frischgas und Frischluft entzogene Wärmemenge durch das nunmehr hindurchströmende Abgas ersetzt wird. Die Dauer einer solchen Umstellperiode, d. i. die Zeit von einem Umstellen zum anderen, beträgt im Regelfalle eine halbe Stunde, kann aber gelegentlich zwischen 10 und 45 Minuten schwanken.

Umstellventile und Gaszuführung.

Die älteste Form der Umsteuerventile ist die Siemensklappe, deren neuere Ausführungsart Abb. 228 wiedergibt. Sie wird heute noch fast allgemein für die Umsteuerung der Luft verwendet. Die Regelung der eintretenden Luftmengen erfolgt durch einen

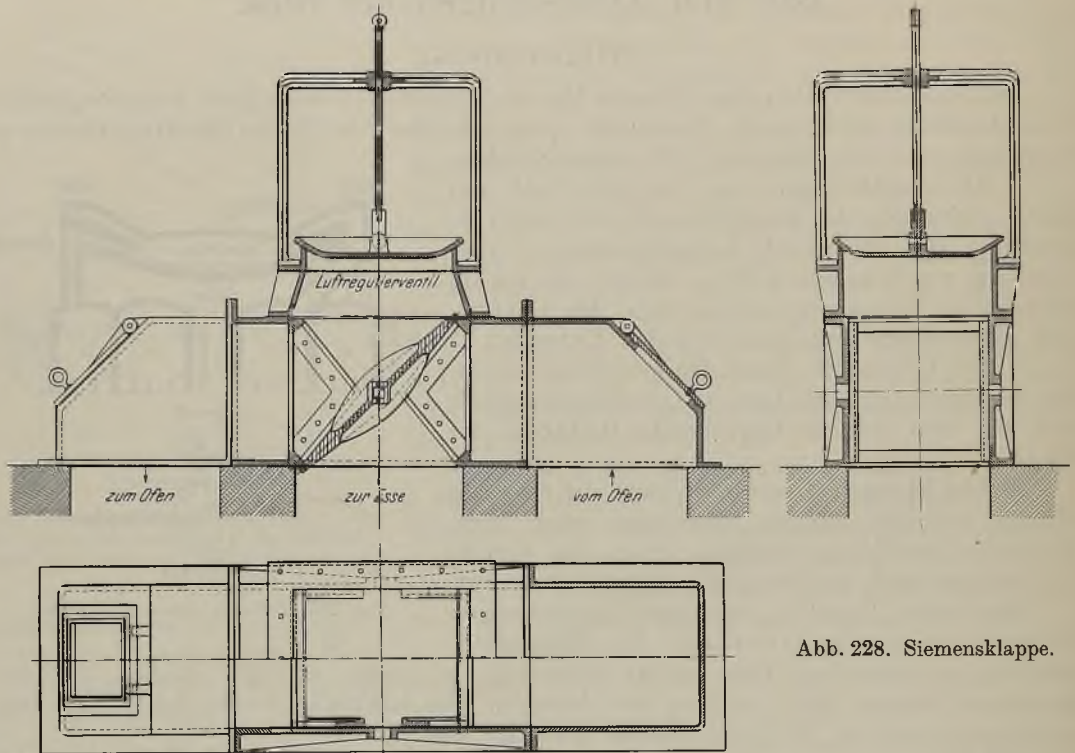


Abb. 228. Siemensklappe.

einfachen Teller über der Eintrittsöffnung. Ihre Vorteile sind einfache Bauart und große Betriebsicherheit. Ihr hauptsächlichster Nachteil besteht darin, daß sich Gehäuse und Klappe unter dem Einfluß der wechselweise einseitig auftretenden Abgastemperaturen von $500-700^{\circ}$ und mehr leicht verziehen. Die dadurch entstehenden Undichtheiten können Werte bis zu 20% und mehr der Abgasmenge erreichen, was beispielsweise einer Herabsetzung der Abgastemperatur von 700° auf 550° entspricht. Solange die Abgase nicht einer weiteren Ausnutzung in Abhitzekesteln unterworfen werden oder bei an sich tiefliegenden Abgastemperaturen der Schornstein knapp bemessen ist, spielt dieser Verlust keine Rolle; anderenfalls aber, besonders beim Vorhandensein von Abhitzekesteln, wird sich eine Bekämpfung immer lohnen. Bei den neueren Klappen werden zu diesem Zweck die Dichtungsflächen durch starke, bearbeitete Leisten gebildet und der meist mechanische Antrieb der Klappe so stark gewählt, daß sich einklemmende Kalkteilchen u. dgl. durch den Schlag beim Umstellen zertrümmert werden. Diese Schläge beschädigen jedoch auf die Dauer das Fundament der Klappe, so daß neue Undichtheiten an dieser Stelle entstehen. Gegenüber diesen Verlusten sind die eigentlichen Ausstrahlungsverluste dieser Ventile gering und können mit etwa 400 kcal je Quadratmeter und Stunde, bezogen auf die gesamte Gehäuseoberfläche, veranschlagt werden. Früher wurden solche Klappen, zum Teil mit wassergekühlter Zunge, auch für die Umstellung des Gases

verwendet. Die Undichtheitsverluste machten sich dabei auf den Brennstoffverbrauch der Öfen derartig empfindlich bemerkbar, daß man sie heute nur noch ganz vereinzelt für diesen Zweck vorfindet.

Diesem Übelstand helfen Ventile mit Wassertasse ab. Von den vielen Bauarten, die zu diesem Zweck entstanden sind, hat sich das Fortervertil am weitesten verbreitet. Abb. 229 zeigt ein solches in einer weit verbreiteten Ausführung¹⁾. Solche Ventile arbeiten ähnlich wie die Muschelschieber einer Dampfmaschine. Eine andere Art von Ventilen mit Wasserabdichtung sind die Glockenventile²⁾. Gegenüber der erstgenannten Konstruktion haben sie den Nachteil, daß sie bedeutend mehr Platz benötigen, ohne besondere Vorteile zu bieten.

Neuere Bauarten von Umsteuerapparaten, besonders amerikanischer Herkunft, verfolgen den Gedanken, für jedes Kammerpaar besondere Ventile anzuordnen, wie z. B.

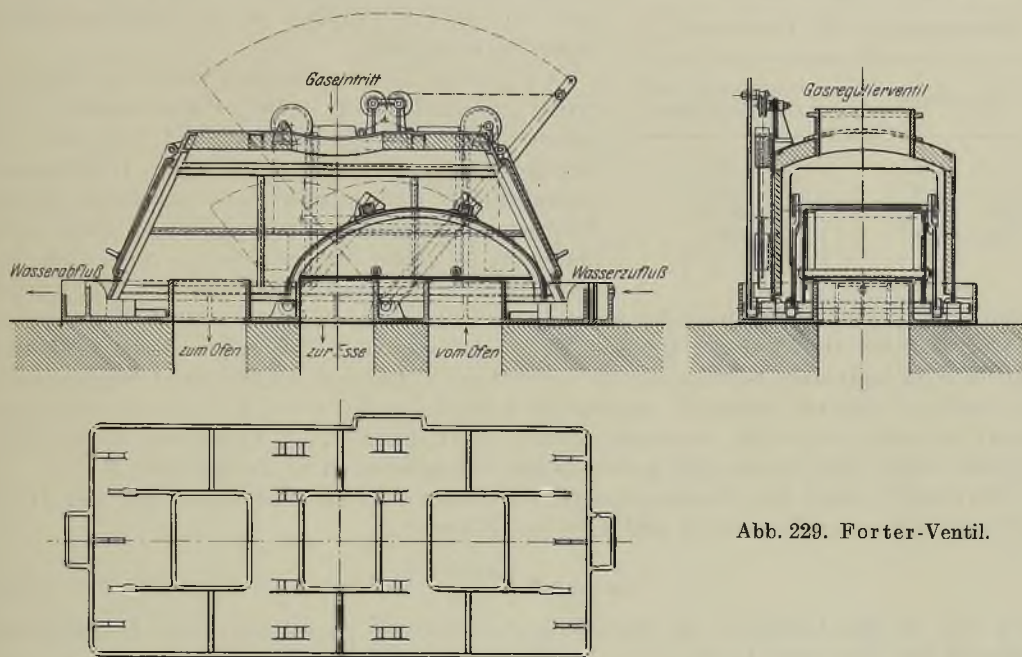


Abb. 229. Forter-Ventil.

die Einrichtung von Schumann³⁾. Auch Schieberumsteuerungen mit verhältnismäßig verwickelten Gaskanalsystemen wurden ausgeführt⁴⁾. Dieser Gedanke gründet sich auf dem Bestreben, die sog. Umstellverluste zu vermeiden, die dadurch entstehen, daß während des Umstellens die Gasleitung eine gewisse Zeit unmittelbar mit dem Schornstein verbunden ist. Bei dem gleichzeitigen Betrieb mehrerer Öfen, die an ein gemeinsames Gasleitungssystem angeschlossen sind, macht sich das Umstellen eines einzelnen oft an allen übrigen durch sekundenlanges Ausbleiben des Gases bemerkbar. Abhilfe schaffen Schnellschlußventile, die man zwangsläufig mit der Umstellvorrichtung koppeln kann. Sie haben jedoch den Nachteil, daß sie sich beim Einofenbetrieb nicht verwenden lassen, da es zu gefährlich ist, die Gasleitung ohne Ausweg für das Gas abzusperren. Hat jeder Ofen seine eigenen Gaserzeuger, so kann man die Windzufuhr für diesen während des Umstellens mechanisch drosseln. Im großen Maßstab haben sich diese Einrichtungen jedoch bisher noch nicht durchgesetzt.

Die Bedienung der Umsteuer-Einrichtungen erfolgt bei kleineren Abmessungen unmittelbar von Hand, bei schwereren Ausführungen durch Druckwasser, Preßluft oder

¹⁾ Bauart Demag, Duisburg.

²⁾ Hütte: Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Berlin 1922. 2. Aufl. S. 544. Abb. 16.

³⁾ Stahlisen 1922. S. 1136.

⁴⁾ W. C. Bulmer: Neue Wechselventile für Martin-Öfen. J. Iron Steel Inst. 1922. Vgl. Stahlisen 1923. S. 635.

elektrisch. Für den Fall des Versagens des mechanischen Antriebs sollte stets die Möglichkeit bestehen, die Umsteuerung durch Flaschenzüge oder dergleichen vorzunehmen. Die Mechanisierung der Umstellzeit durch Verbindung mit einer Uhr, so daß die Umsteuerung nach einmaliger Einstellung des Relais selbsttätig in bestimmten Zeiten erfolgt, hat den Vorteil, daß man von der Aufmerksamkeit der Bedienung unabhängig wird. Andererseits muß es beim Vorhandensein guter Schmelzer als ein Nachteil empfunden werden, daß sich dann die Umsteuerzeiten weniger dem Ofengang anpassen. An Stelle der ohne Rücksicht auf den Ofengang arbeitenden Uhr läßt sich das Umstellen auch durch Thermoelemente selbsttätig regeln, die in die Kammern eingebaut sind, so daß die Umsteuerung in dem Augenblick erfolgt, wo die Kammer bis auf eine bestimmte Temperatur abgekühlt oder auf eine bestimmte Temperatur aufgeheizt ist. Eine derartige Einrichtung wird sich stets in einer Erhöhung der Kammerhaltbarkeit bemerkbar machen.

Zahlentafel 27.

Abmessungen der Gasventile.

Ofeneinsatz	Durchmesser des Gasanschlusses
5—15 t	500—700 mm
15—25 t	700—900 ..
25—50 t	900—1100 ..
50—100 t	1100—1300 ..

Vor jedem Umsteuerorgan muß ein Regulierventil vorhanden sein. Bei Forterventilen wird dieses häufig als Eck-Teller-Ventil vor oder auf das Gehäuse aufgebaut. Nach dem Durchmesser dieser Ventile richten sich meist sämtliche übrigen Abmessungen des Umsteuerapparates. Doch sollte man, um zu große Zugverluste zu vermeiden, mit den Geschwindigkeiten in den mit Richtungswechsel

verbundenen Querschnitten nicht zu nahe an die obere Grenze von etwa 2,5 m/sec, bezogen auf 0° und 760 mm QS für Abgas, herangehen. Besonders beim Luftventil kann eine zu sparsame Bemessung die Ursache von dauernd schlechtem Ofengang sein. Man muß je 1000 m³ stündlich angesaugte Luftmenge mit etwa 0,12 m² Eintrittsquerschnitt rechnen, wenn die Verbrennungsluft nicht durch einen Ventilator in den Ofen gedrückt wird. Für Gasventile gebräuchliche Abmessungen s. Zahlentafel 27.

Pavloff¹⁾ setzt den Einstromungsdurchmesser für das Luftventil mit der Herdfläche des Ofens in Beziehung und gibt die Formel:

$$d_{\text{Luftventil}} = \sqrt{\frac{\text{Herdfläche}}{5}} \text{ m} \quad (25)$$

Nach ihm ist das Gasventil im Verhältnis 5 : 3 kleiner zu wählen. Die Geschwindigkeiten in den Gas- und Luftkanälen liegen meist zwischen 0,8 und 1,2 m/sec, bezogen auf 0° und 760 mm QS für Frischluft und Frischgas. Bei kleinen Öfen werden diese Querschnitte mehr durch die Befahrbarkeit als durch die Gas- und Luftgeschwindigkeit bestimmt.

Kammern.

Die Erhitzung von Gas und Luft in den Kammern erfolgt durch Aufnahme der in der Beheizungsperiode von den Abgasen an das Gitterwerk abgegebenen Wärmemenge. Dabei treten folgende Fragen auf:

1. In welchem Verhältnis steht die Abwärme aus dem Oberofen zu der erforderlichen Vorwärmungsleistung, und wie verhält sich mit Rücksicht auf die Verluste dazu der Wärmehaushalt?

2. Welche Heizflächenleistung gibt das Gitterwerk her, ohne daß es durch Auftreten zu hoher Temperaturen zerstört wird?

3. Welches Gitterwerksgewicht ist nötig, um die zu übertragende Wärmemenge einschließlich der Verluste zu speichern?

4. Welche Kammerform ist mit Rücksicht auf die Wärmeübertragung und auf die Ausnutzung der vorhandenen Heizfläche, sowie auf den Verbrauch an Gitterwerksbaustoff am günstigsten?

¹⁾ M. Pavloff: Abmessungen von 100-t-Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. Nr. 122, S. 6. S. auch Pavloff: Die Abmessungen von Martin-Öfen. Berlin 1911. 1. Aufl.

5. In welchem Verhältnis muß die Gaskammer zur Luftkammer stehen rücksichtlich der Vorwärmungsleistung und der Strömungsverhältnisse?

Die zur Vorwärmung zur Verfügung stehende Abwärmemenge aus dem Oberofen ist abhängig von der Temperatur, mit der ihn die Abgase verlassen, und von der Abgasmenge, die aus 1 Nm³ Frischgas entstanden ist. Auf S. 171 u. ff. wurde zur Berechnung der je Nm³ Frischgas im Oberofen verfügbaren Wärmeleistung eine Abgastemperatur von 1800° C zugrunde gelegt. In Wirklichkeit liegt diese Temperatur, vor allem beim Einschmelzen von kaltem Einsatz, etwas tiefer, so daß in dieser Annahme ein gewisser Sicherheitszuschlag steckt. Aus dem gleichen Grunde legt man zweckmäßig für die

Zahlentafel 28.

Vorwärmungsverhältnisse für verschiedene Gase. Sämtliche Werte sind auf einen Nm³ des Frischgases bezogen.

Gasart	Abgasmenge je Nm ³ Frischgas	Luftbedarf je Nm ³ Frischgas	Wärmeinhalt des Abgases bei 1700° C je Nm ³ Frischgas	Zur Vorwärmung auf 1200° erforderliche Wärmemenge bei 80% Wirkungsgrad je Nm ³ Frischgas		Erforderliche wirksame Heizfläche je Nm ³ Frischgas u. Stunde		Erforderliches wirksames Steingewicht je Nm ³ Frischgas bei 100° (200°) C Temp.-Bewegung	
				Luftvorwärmung	Gasvorwärmung	Luftkammer	Gas-kammer	Luft-kammer	Gas-kammer
	Nm ³	Nm ³	kcal	kcal	kcal	m ²	m ²	kg	kg
Steinkohlen-generatorgas kalt	2,14	1,28	1610	645	570	0,13	0,11 bis 0,12	12,8 (6,4)	11,4 (5,7)
warm	—	—	—	645	300	0,13	0,1	12,8 (6,4)	6,0 (3,0)
Braunkohlen-generatorgas kalt	2,39	1,7	1860	850	570	0,17	0,115	17,0 (8,5)	11,4 (5,7)
warm	—	—	—	850	400	0,17	0,1	17,0 (8,5)	8,0 (4,0)
Mischgas aus 25% Koks-fengas, 75% Generatorgas kalt	2,85	2,04	2170	1020	570	0,20	0,115	20,4 (10,2)	11,4 (5,7)
warm	—	—	—	1020	350	0,20	0,1	20,4 (10,2)	7,0 (3,5)
Koks-fengas	5,0	4,3	3240	2050	810	0,43	0,16	41,0 (20,5)	16,0 (8,0)

Beurteilung der zur Vorwärmung verfügbaren Wärmemenge die untere Grenze der Abzugstemperatur von 1700° zugrunde. Die verfügbare Abgasmenge steigt mit dem Luftüberschuß. Dieser kann von der ursprünglichen Ofeneinstellung und der durch die Türen und die Undichtheiten des Oberofens eingezogenen Falschluftherrühren. Solange aber dieser Luftüberschuß das bei geregelter Ofenbetrieb übliche Maß nicht übersteigt, ergibt die Zugrundelegung der Gas- und Luftmenge für luftüberschußfreie Verbrennung ebenfalls Mindestwerte. Durch sie wird daher ein zweiter Sicherheitsfaktor in die Berechnung hineingetragen.

Dem Vorwärmungsaufwand steht die Vorwärmungsleistung gegenüber. Diese zerfällt in eine effektive, die für die verlustlose Vorwärmung erforderlich wäre, und in den Anteil, der zur Deckung der Verluste aufgebracht werden muß. In Zahlentafel 28 sind die Abgasmengen, die Verbrennungsluftmengen, die verfügbare Wärmemenge bei 1700°, die effektive Vorwärmungsleistung, sowie der zu erwartende Wärmearaufwand unter Zugrundelegung eines Wirkungsgrades der Vorwärmung von 80% (bezogen auf die Vorwärmungsleistung) für verschiedene Gasarten zusammengestellt.

Man sieht daraus, daß bei verlustloser Vorwärmung Temperaturen erreicht werden könnten, die zwischen 1600° und 1700° liegen. Die Aufspeicherung der Wärme erfordert aber Temperaturbewegungen um $100-200^{\circ}$. Dazu kommt, daß die höchste mittlere Heizflächentemperatur ungefähr in der Mitte zwischen der Vorwärmungstemperatur und der Abgaseintrittstemperatur liegt. Bei der Vorwärmung von Luft wird sie mit Rücksicht auf die Strahlungsfähigkeit des Gases, die der Luft abgeht, näher an die Abgastemperatur heranrücken. Aus diesen Überlegungen heraus folgt, daß bei einer Vorwärmung auf 1200° die Heizflächentemperaturen eine mittlere Temperatur von etwa 1450° oder etwas darüber annehmen müssen. Infolge der Speicherung werden diese dann gelegentlich 1500° erreichen bzw. übersteigen. Dies ist aber die Grenze der praktischen Feuerfestigkeit der Steine mit Rücksicht auf die übrigen im praktischen Ofenbetrieb auftretenden Verhältnisse. Aus diesem Grund wurde in Zahlentafel 28 auch die Vorwärmung auf 1200° als Bestwert der Berechnung zugrunde gelegt. In der Praxis wird übrigens besonders bei kohlenwasserstoffreichen Gasen die Erreichung einer so hohen Gasvorwärmungstemperatur nicht einmal immer erwünscht sein. Aus der Aufstellung geht hervor, daß die Wärmemengen zur Erreichung einer solchen Temperatur bei allen angeführten Gasen vorhanden sind. Wenn sie trotzdem nicht erreicht wird, so liegt es entweder an der zu geringen Bemessung der Heizfläche oder an dem Überwiegen der Verluste.

Die Verluste bei der Vorwärmung entstehen in der Heizperiode zunächst dadurch, daß das Abgas durch eingezogene Falschlufft abgekühlt wird. Dadurch wird das Temperaturgefälle zwischen Heizfläche und Gas vermindert, ganz abgesehen von der Wärmemenge, die zur Erwärmung der kalt eintretenden Falschlufft verbraucht wird. Um diesem Verlust entgegenzuwirken, muß auf größtmögliche Dichtheit der Abgaswege gesehen werden. Ein weiterer Verlust entsteht durch das Abfließen von Wärme durch die Außenwände der Kammern. Diesem kann man durch entsprechend starke Ausführung bzw. Isolierung entgegen wirken, doch muß man sich vor Anbringung von Isolierschichten darüber klar sein, ob die Isolierung nicht zu einer Überanstrengung des feuerfesten Baustoffes führt¹⁾. Die Verluste durch Leitung und Strahlung betragen bei gut gebauten Öfen im Regelfall etwa $15-20\%$ der Vorwärmungsleistung. Zieht man die Summe aus letzterer und diesen Verlusten von der im Abgas bei 1700° vorhandenen Wärmemenge ab, so erhält man den Abgasverlust, d. i. diejenige Wärmemenge, die für das Ofensystem nicht mehr nutzbar gemacht werden kann. Die Größe dieses Abgasverlustes ist ebenso wie die Vorwärmungstemperatur in erster Linie abhängig von den zum Wärmeaustausch gebotenen Heizflächen. Zu kleine Heizflächen haben große Abhitzeverluste und geringe Vorwärmung zur Folge. Übermäßig große Heizflächen können zu einer so niedrigen Abgastemperatur führen, daß, zumal mit Rücksicht auf die Undichtheit der Umstellventile, der Schornsteinzug zu klein wird. Bei natürlichem Zug und ausreichend bemessenen Schornsteinen dürfte 300° die untere Temperaturgrenze bilden. Unterhalb dieser Temperaturgrenze wird man zu künstlichem Zug greifen müssen. Eine weitere Folge kann eine geringe Kammerhaltbarkeit, zum mindesten aber ein sehr rasches Ausbrennen der ebenfalls als Heizfläche wirkenden Oberflächen der Gas- und Luftwege von der Kammer zum Ofenkopf, sein. Im Regelfall betragen diese zusätzlichen Heizflächen unter Einschluß der Gas- und Luftkanäle zwischen Kammer und Ventil etwa 20% der Gitterwerksheizfläche.

Für die praktische Berechnung bezieht man sich am besten auf die effektive Vorwärmungsleistung. Erfahrungsgemäß lassen sich in der Luftkammer je Quadratmeter Gesamtheizfläche $5000-6000$ kcal/Std. nutzbar übertragen. In der Gaskammer hängt die Heizflächenleistung naturgemäß sehr stark von der Eintrittstemperatur des Frischgases ab. Je nach dieser wird man $3000-5000$ kcal/Std. und m^2 in Rechnung setzen können, wobei der untere Wert für eine Gaseintrittstemperatur von 700° , der obere für Kaltgas anzunehmen ist. Diese Zahlen haben zur Voraussetzung, daß im Gitterwerk die üblichen Gas- und Luftgeschwindigkeiten von $0,35-0,4$ m/sec, bezogen auf

¹⁾ Diesbezügliche Berechnungen s. auch C. Schwarz: Berechnungsart des Speichervermögens einseitig beheizter Ofenwände. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 112.

0° und 760 mm QS, herrschen. Eingehendere zahlenmäßige Angaben lassen sich nach dem heutigen Stande unserer Kenntnisse, trotz der vielen Forschungsarbeiten, die in letzter Zeit auf diesem Gebiet entstanden sind¹⁾, nicht machen. Dagegen läßt sich aus diesen bereits eine ganze Reihe allgemeiner Richtlinien aufstellen. Wenn eine Kammer noch zur Zufriedenheit arbeitet, obwohl sie teilweise bereits zusammengefallen ist, so sieht man daraus, daß entweder die Beaufschlagung durch das Heizgas keine vollkommene war, oder daß die durch teilweise Verstopfung hervorgerufene Geschwindigkeitserhöhung übereinstimmend mit den Arbeiten von Nusselt und Schwarz infolge der Verbesserung der Wärmeübertragung den Heizflächenausfall zum großen Teil wieder ausgleicht. Klarheit über die Beaufschlagung können Zugmessungen, fallweise auch ein Modellversuch nach Schleicher²⁾ bringen. Führt jedoch die stärkere Heizflächenbeanspruchung zu einer rascheren Zerstörung auch des übrigen Kammerteils, so war der Kammerquerschnitt zu klein bemessen. Allgemein läßt sich ferner sagen, daß man zweckmäßig in den Teilen der

Zahlentafel 29.

Anteilkfaktor Ψ für doppelseitig beheizte Silikawände bei halbstündiger Umstellzeit und erforderliches Steingewicht.

Wandstärke in mm d	60	70	80	90	100	110	120	150	200
Anteilkfaktor Ψ	0,77	0,65	0,56	0,48	0,43	0,38	0,33	0,28	0,20

	Erforderliches Steingewicht für 10 ⁶ kcal Speicherung in t bei									
	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t
100° Oberflächentemperatur-Schwankung	52	61,5	71,2	83,3	93,0	105	121	143	200	
150° Oberflächentemperatur-Schwankung	34,7	41,0	47,5	55,5	62,1	69,5	86	95,2	133	
200° Oberflächentemperatur-Schwankung	26,0	30,7	35,6	41,7	46,5	52,5	60,5	71,5	100	

Kammer, in denen hohe Temperaturen herrschen, das Verhältnis von Heizfläche zu Gittergewicht klein macht, während umgekehrt dort, wo niedrige Temperaturen herrschen, infolge der trägeren Wärmeübertragung viel Heizfläche bei geringerem Gewicht von Vorteil ist.

Die Frage nach dem erforderlichen Steingewicht führt von selbst zu der Wärmespeicherung. Das Speichervermögen einer steinernen Wand oder eines Gitterwerks ist in hohem Maße abhängig von der Umstellzeit, mit der es gleichsinnig steigt³⁾. Es genügt daher, den Berechnungen die normale halbstündige Umstellzeit zugrunde zu legen, ohne daß man Gefahr läuft, bei mäßigen Überschreitungen dieser Zeit, wie sie der Betrieb gelegentlich mit sich bringt, zu wenig Gewicht in den Kammern zu haben. Von wesentlicherem Einfluß auf das Speichervermögen ist die Steinstärke, insofern als der mitarbeitende Teil einer Wand um so geringer wird, je stärker sie ist. Bezeichnet man die Oberflächentemperatur-Schwankung während einer Doppelperiode mit Δ_0 , mit G_s das Steingewicht, mit c die spezifische Wärme der Steine und mit ψ den mitarbeitenden Anteil der speichernden Wand, so gilt bei doppelseitiger Beheizung für die in einer halben Periode aufgenommene bzw. abgegebene Wärmemenge $Q_{t/2}$ die einfache Beziehung:

$$Q_{t/2} = G_s \cdot c \cdot \Delta_0 \cdot \psi \quad \text{bzw.} \quad G_s = \frac{Q_{t/2}}{c \cdot \Delta_0 \cdot \psi} \quad (26)$$

Zahlentafel 29 enthält die Werte von ψ für Steinstärken von 60–200 mm nach Groeber und Rix bei halbstündiger Umstellung und Verwendung von Silikasteinen,

¹⁾ W. Heiligenstaedt: Die Speicherung der Wärme in Regeneratoren. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 73; W. Heiligenstaedt: Die rechnerische Untersuchung des Wärmeaustausches in den Wärmespeichern des Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 95; H. Bansen: Einfluß der Vorwärmung von Gas und Luft auf den Gang des Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 92.

²⁾ S. Schleicher: Die Strömungsverhältnisse in den Kammern eines Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 123.

³⁾ H. Groeber: Zur Theorie der Winderhitzer. Stahleisen 1924. S. 33.

sowie das für die Speicherung von 10^6 kcal je Umstellung erforderliche Steingewicht bei zugelassenen Temperaturschwankungen von 100, 150 und 200°.

Die sogenannten zusätzlichen Heizflächen arbeiten als einseitig beheizte Wände. Ihr Speichervermögen ist im wesentlichen abhängig von den Wärmeverlusten, die das Abfließen der Wärme nach außen verursachen. Diese Verluste steigen mit abnehmender Wandstärke und sind nach den üblichen Formeln für den Wärmedurchgang unter Einsatz einer mittleren Innentemperatur zu berechnen¹⁾. Der mitarbeitende Teil dieser Wände ist unabhängig von der Wandstärke, solange diese — normale Betriebsverhältnisse vorausgesetzt — etwa 100 mm nicht unterschreitet. Bedeutet Q_v den stündlichen Wärmeverlust, z die Umstellzeit und $Q_{\tau/2}$ wieder, wie oben, die während einer Umstellzeit aufgespeicherte bzw. abgegebene Wärmemenge unter Annahme unendlicher Wandstärke, so hat man für Wände endlicher Stärke die in der Aufheizperiode aufgenommene bzw. in der Entladeperiode abgegebene Wärmemenge Q_p nach der Formel:

$$Q_p = z \cdot Q_v \pm Q_{\tau/2} \text{ kcal/Std. und m}^2 \quad (27)$$

zu berechnen. Die entsprechenden Werte für Q_p und $Q_{\tau/2}$ je Quadratmeter beheizter Fläche für verschiedene Wandstärken und verschiedene Temperaturbewegungen Δ_0 ,

Zahlentafel 30.

**Wandverluste nicht isolierter Wände
aus feuerfestem Baustoff
in kcal/Std. = Q_p .**

Innen- tempe- ratur	Wandstärke in mm			
	125	230	360	490
° C	kcal	kcal	kcal	kcal
500	2860	1790	1220	925
750	4300	2680	1830	1385
1000	5700	3560	2400	1850
1250	7200	4300	3880	2310
1500	9300	5820	3880	3030
1750	11100	7000	4820	3680

Zahlentafel 31.

**Speichervermögen einseitig beheizter Wände
bei $1/2$ stündlicher Umstellung in kcal = $Q_{\tau/2}$
bei unendlicher Stärke.**

Mittlere Innen- tempe- ratur	Temperaturbewegung Δ_0			
	100°	200°	300°	400°
° C	kcal	kcal	kcal	kcal
500	860	1720	2580	3440
750	910	1810	2730	2630
1000	1000	2000	3000	4000
1250	1050	2100	3150	4200
1500	1160	2320	3480	4640
1750	1230	2460	3690	4930

der Innenfläche unter Zugrundelegung einer halbstündigen Umstellzeit ($z = 0,5$) enthalten Zahlentafel 30 und 31 (Zahlenbeispiel s. S. 209).

Das Gitterwerk selbst wird meist aus prismatischen Gittersteinen gebildet, wobei man versetzte (Abb. 230a) und freizügige Rostpackung unterscheidet (Abb. 230b). Die Verwendung von Formsteinen hat sich bisher trotz vieler Versuche noch nicht durchzusetzen vermocht, wohl aber stellenweise die Anwendung von Schächten nach Art der Cowperausgitterung (Abb. 231). Letztere werden besonders als Verschleißgitter der Hauptkammer vorgelegt (Kühnsche Vorkammer) oder zur Vergrößerung der vorhandenen Heizflächen in einer zweiten, hinter der Hauptkammer angeordneten Nachkammer (s. Abb. 232 u. 233, S. 194).

Vom Standpunkt der Bau- und Betriebskosten aus gilt es, mit einem Kleinstmaß an Gitterraum und Gittergewicht auszukommen, ohne durch Überanstrengung der Heizfläche die Haltbarkeit der Kammer und durch Mangel an Reserve-Gitterraum die Haltbarkeit des Ofens herabzusetzen. Mit Rücksicht auf wärmewirtschaftliche Gesichtspunkte ist aber große Gesamtheizfläche und reichliches Gittergewicht anzustreben. Das Maß, in dem irgendeine Gitterwerksform beiden Forderungen gerecht wird, läßt sich zahlenmäßig durch folgende Größen ausdrücken:

1. Gitterwerksheizfläche in Quadratmeter je Quadratmeter Gitterwerksraum.
2. Wirkliches und wirksames Gitterwerksgewicht in Tonnen je Quadratmeter Gitterwerksraum.

¹⁾ S. Anmerkung 1 auf S. 188.

3. Heizfläche in Quadratmeter je Tonne wirkliches und wirksames Gittergewicht. Die Strömungs- und Zugverhältnisse verlangen möglichst geringe Gas- und Luftgeschwindigkeiten, während die Ausnutzung der Heizflächen mit wachsender Geschwindigkeit zunimmt. Zu den obigen Kennzahlen ist infolgedessen noch eine weitere hinzuzufügen, nämlich:

4. Freier Gitterwerksquerschnitt in Prozent des gesamten Gitterwerksquerschnittes.

Die Frage, ob versetzte oder freizügige Rostpackung vorzuziehen ist, scheint sich nach den neuesten Erfahrungen zugunsten der freizügigen Packung zu entscheiden. Bei jeder Rostpackung sind Heizflächen parallel zur Gasströmungsrichtung und solche senkrecht zu ihr vorhanden. Von den senkrechten Heizflächen wird die eine Hälfte in der Aufheizperiode vom Heizgas getroffen, während die andere in dessen Strömungsschatten liegt. Umgekehrt trifft das zu erwärmende Medium die letzteren und läßt die vorher stark beheizten Flächen in seinen Strömungsschatten treten. Die Auswirkung dieser Verhältnisse zeigt sich im praktischen Betrieb darin, daß die Steine der oberen Gitterwerkslage vor allem durch sattelförmige Anfressungen der oberen Seite angegriffen werden, während die untere Seite vielfach noch unversehrt ist, wenn bereits fast die Hälfte des Steines der Zerstörung anheim fiel. Der Wert dieser

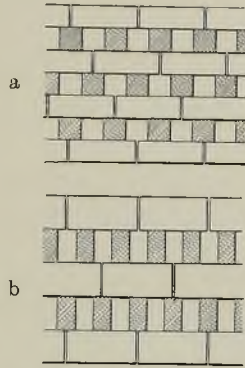


Abb. 230 a u. b. Versetzte und freizügige Rostpackung.

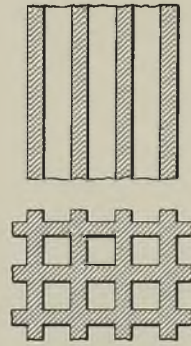


Abb. 231. Schachtförmige Gitterwerkspackung (Cowperpackung).

senkrechten Heizflächen für die Wärmeübertragung kann daher nicht sehr groß sein. Deshalb wurden sie bei der Zusammenstellung der Kennzahlen für verschiedene Ausgitterungen in Zahlentafel 32 und 33, sowie bei der Aufstellung der dort angegebenen Formeln nicht berücksichtigt. Ein Unterschied zwischen Rostpackung und schachtförmiger Packung bzgl. der Wärmeübertragungsverhältnisse besteht in der bei ersterer allem Anschein nach auch bei geringen Gasgeschwindigkeiten stärker auftretenden Wirbelbildung (Turbulenz), welche die Wärmeübertragung begünstigt. Zugunsten der Rostpackung spricht ferner, daß sie sich bei Erneuerung des Gitterwerks leichter auspacken läßt. Demgegenüber weist schachtförmiges Gitterwerk nach Art der Cowperausgitterung höhere Heizflächenwerte je Raumeinheit, aber geringere Heizflächenwerte je Tonne wirkliches und wirksames Steingewicht auf. Gerade diese beiden Eigenschaften rechtfertigen seine Bevorzugung im Gebiet niedriger Temperaturen, wo ein Verschleiß und infolgedessen ein wiederholtes Auspacken nicht in Frage kommt, und andererseits für verhältnismäßig klein bemessene und gut zugängliche Verschleißkammern im Gebiet höchster Temperaturen, da es an sich der Zerstörung besser widersteht.

Bei der Wahl der Steinstärke (= Wandstärke) muß berücksichtigt werden, daß geringe Wandstärken gerade wegen der besseren Ausnutzung des Steingewichtes dem Verschleiß, besonders durch auftretende Spitzentemperaturen, weniger Widerstand leisten als größere. Bei der Entscheidung der Frage des Steinformats ist zu bedenken, daß die Handlichkeit der einzelnen Steine für die Auswechslung des Gitterwerks eine wesentliche Rolle spielt. Kleine Steine erfordern viel Handgriffe beim Gitterwerksaufbau und sind selbstredend bei ihrer Herstellung mit höheren Formkosten verknüpft als große. Bei Rostpackung zeigen kleine Steine überdies eine leichtere Zerstörbarkeit. Da zudem eine Heizflächenvergrößerung durch Wahl kleinerer Steine nur durch Vermehrung der toten Heizflächen stattfindet, die zum Gasstrom senkrecht stehen, so wird man zweckmäßigerweise dem größeren Steinformat den Vorzug geben. In der Praxis schwanken die Gewichte der einzelnen Steine zwischen 5 und 10 kg. In Zahlentafel 32

Zahlentafel 32.

Kennzahlen für Gitterwerke mit Rostpackung.

Berechnungsformeln: alle Maße in m.

s = Steinstärke. d_1 = lichter Abstand zwischen zwei Steinen, in der einen Richtung, d_2 = lichter Abstand zwischen zwei Steinen in der dazu senkrechten Richtung.

Für quadratische Packungen wird $d_1 = d_2 = d$.

	Rechteckiges Gitterwerk.	Quadratisches Gitterwerk.
Freier Querschnitt in % des Gitterwerks- querschnittes	$q = 100 \cdot \frac{d_1 \cdot d_2}{(s + d_1)(s + d_2)} \%$	$q = 100 \cdot \left(\frac{d}{s + d}\right)^2 \%$
Heizfläche in m ² je m ³ Gitterwerks- raum	$H_{m^3} = \frac{1}{s + d_1} + \frac{1}{s + d_2} \text{ m}^2/\text{m}^3$	$H_{m^3} = \frac{2}{s + d} \text{ m}^2/\text{m}^3$
Gitterwerksgewicht in t je m ³ Gitter- raum für Silikasteine mit dem spez. Gewicht von 1900 kg/m ³	wirkliches G = 0,95 · s · H _{m³} t/m ³ wirksames G _w = $\psi \cdot G$	
Heizfläche in m ² je t Gewicht	$H_t = \frac{1,05}{s} \text{ m}^2/\text{t}$ bez. auf das wirkliche Gewicht. $H_{tw} = \frac{1}{\psi} \cdot H_t$ bez. auf das wirksame Gewicht.	

ψ = Anteilfaktor nach Zahlentafel 29.

Werte für quadratisches Gitterwerk.

Steinstärke s = 60 mm					Steinstärke s = 80 mm				Steinstärke s = 100 mm			
Heizfläche je t												
wirkliches Gewicht 17,5 m ² /t wirksames Gewicht 22,5 m ² /t					wirkliches Gewicht 13,1 m ² /t wirksames Gewicht 23,5 m ² /t				wirkliches Gewicht 10,5 m ² /t wirksames Gewicht 24,4 m ² /t			
d in mm	H _{m³}	G	G _w	q	H _{m³}	G	G _w	q	H _{m³}	G	G _w	q
60	16,7	0,951	0,738	25,0	14,3	1,085	0,608	18,4	12,5	1,186	0,511	14,1
80	14,3	0,816	0,628	32,6	12,5	0,950	0,530	25,0	11,1	1,053	0,453	19,7
100	12,5	0,713	0,549	39,0	11,1	0,844	0,472	30,8	10,0	0,950	0,408	25,0
120	11,1	0,633	0,487	44,5	10,0	0,760	0,425	36,0	9,1	0,865	0,372	29,8
150	9,5	0,541	0,416	51,1	8,7	0,661	0,370	42,5	8,0	0,760	0,327	36,0
200	7,7	0,439	0,338	59,2	7,1	0,539	0,302	51,0	6,7	0,636	0,274	44,5

kommt das Steinformat nicht zur Geltung, da hier die toten Heizflächen nicht berücksichtigt sind. Im übrigen sprechen die beiden Zahlentafeln für sich selbst. Die Verbindung zu Zahlentafel 33 stellen die Spalten „wirksames Gittergewicht je Kubikmeter Gitterraum“ und „Heizfläche je Tonne wirksames Gittergewicht“ her.

Die bisher angegebenen Zahlen für Heizflächenleistung und Speichervermögen würden an sich genügen, um eine überschlägige Berechnung der Kammern nach wärmetechnischen Gesichtspunkten durchzuführen. Die übliche Berechnungsweise jedoch geht vom Verhältnis des Einsatzes oder der Herdfläche zum Gitterwerksraum aus. Dabei werden selbstredend Kammern vorausgesetzt, wie sie bisher gebaut wurden, also mit verhältnismäßig kurzem Gasweg (3–5 m Gitterwerkshöhe) und Unterbringung des gesamten Gitterwerks in einem einzigen Raum. Mit Rücksicht auf die jahrzehntelange Erfahrung, die in diesen Zahlen steckt, dürfen sie auch bei Berechnungen nach heutigen Gesichtspunkten nicht außer acht gelassen werden. Sie seien darum hier wiedergegeben.

Pavloff¹⁾ rechnet mit 4,5 m³ Gitterinhalt eines Wärmespeicherpaars (je eine Gas- und eine Luftkammer zusammen) je Quadratmeter Herdfläche. Die übrigen Abmessungen folgen dann aus der Wahl der Gitterwerkshöhe zwischen 3 und 5 m und einer Teilung des Gesamtgitterraumes im Verhältnis von 3 : 2. Diese Berechnungsart

¹⁾ M. Pavloff: Abmessungen von 100-t-Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 122, S. 6.

Zahlentafel 33.

Kennzahlen für Glattschacht-Gitterwerk.

Berechnungsformeln: Bezeichnungen wie in Zahlentafel 32.

Freier Querschnitt in % des Gitterwerksquerschnittes	Rechteckiges Gitterwerk $q = \frac{100 \cdot d_1 \cdot d_2}{(s + d_1)(s + d_2)} \%$	Quadratisches Gitterwerk $q = 100 \cdot \left(\frac{d}{s + d}\right)^2 \%$
Heizfläche in m ² je m ³ Gitterwerksraum	$H_{m^3} = 0,02 q \cdot \frac{d_1 + d_2}{d_1 \cdot d_2} m^2/m^3$	$H_{m^3} = 0,04 \cdot \frac{q}{d} m^2/m^3$
Gitterwerksgewicht in t je m ³ Gitterwerksraum für Silika mit dem spez. Gewicht 1900 kg/m ³	Wirkliches Gewicht $G = 19 \cdot (100 - q) t/m^3$ Wirksames Gewicht $G_w = \psi \cdot G t/m^3$	
Heizfläche in m ² je t wirkliches Gewicht	$H_t = 0,00105 \frac{q}{100 - q} \cdot \frac{d_1 + d_2}{d_1 \cdot d_2} m^2/t$	$H_t = 0,0021 \frac{q}{100 - q} \cdot \frac{1}{d} m^2/t$
je t wirksames Gewicht	$H_{tw} = \frac{1}{\psi} \cdot H_t$	

Werte für quadratisches Gitterwerk.

d in mm	Steinstärke s = 60 mm						Steinstärke s = 80 mm					
	H _{m³}	G	G _w	H _t	H _{tw}	q	H _{m³}	G	G _w	H _t	H _{tw}	q
80	16,4	1,280	0,994	12,8	16,6	32,6	12,5	1,425	0,798	8,77	15,7	25,0
100	15,6	1,160	0,900	13,5	17,5	39,0	12,3	1,315	0,736	9,37	16,8	30,8
120	14,6	1,053	0,818	13,9	18,0	44,5	12,0	1,215	0,680	9,89	17,7	36,0
150	13,6	0,929	0,722	14,6	18,9	51,1	11,3	1,093	0,612	10,35	18,5	42,5
200	11,8	0,776	0,597	15,3	19,8	59,2	10,2	0,931	0,522	11,00	19,6	51,0

d in mm	Steinstärke s = 100 mm						Steinstärke s = 120 mm					
	H _{m³}	G	G _w	H _t	H _{tw}	q	H _{m³}	G	G _w	H _t	H _{tw}	q
100	10,0	1,425	0,613	7,02	16,3	25,0	—	—	—	—	—	—
120	9,9	1,333	0,573	7,42	17,3	29,8	8,3	1,425	0,470	5,82	17,6	25,0
150	9,6	1,215	0,523	7,90	18,4	36,0	8,2	1,315	0,434	6,24	18,9	30,8
200	8,9	1,053	0,453	8,46	19,7	44,5	7,8	1,156	0,382	6,74	20,4	39,1
250	8,2	0,929	0,400	8,82	20,5	51,1	7,5	1,030	0,340	7,28	22,0	45,7
300	—	—	—	—	—	—	6,8	0,929	0,307	7,34	22,2	51,1

liefert verhältnismäßig große Kammern und versagt bei Anwendung von Nachkammern oder Verschleißkammern. In der Praxis findet man je Tonne Einsatz folgende Gitterwerksräume:

Gesamthalt einer	Gaskammer:	1,4—1,8 m ³ .
„	„ Luftkammer:	1,8—2,4 „
Gitterraum	„ Gaskammer:	0,9—1,2 „
„	„ Luftkammer:	1,2—1,6 „

Das Verhältnis von Gitterwerkshöhe zum gesamten Gitterwerksquerschnitt läßt sich übrigens auch sehr gut durch Annahme mittlerer Gasgeschwindigkeiten im freien Gitterwerksquerschnitt überschlagen. Die Wahl von etwa 0,35—0,4 m/sec, bezogen auf 0⁰ und 760 mm QS, verbürgt neben geringen Widerständen im Gitterwerk auch genügend Reserveraum für den Fall, daß sich die Kammer teilweise zusetzt. Bansen¹⁾ gibt die zulässigen Geschwindigkeiten mit 1—2 m/sec, bezogen auf 0⁰ und 760 mm QS, an. Vor allem die obere Grenze dieser Angabe setzt aber die Zuführung der Verbrennungsluft durch Ventilatoren voraus. Hohe Gitterwerke mit verhältnismäßig großen Gasgeschwindigkeiten haben im Betrieb den Nachteil, daß beim Verschmoren der obersten Lagen

¹⁾ H. Bansen: Beiträge zur Untersuchung der Vorgänge im Siemens-Martin-Ofen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 111, S. 8, ferner Nr. 128.

sich die abtropfende Schlacke im mittleren und unteren Teil des Gitterwerkblockes absetzt, so daß man bei der Erneuerung der Kammer jedesmal den gesamten Gitterinhalt herausbrechen muß. Dieser Gesichtspunkt führte zunächst zur Anlage von liegenden Nachkammern hinter verhältnismäßig niedrigen Hauptkammern, wie es Abb. 233 zeigt. Das

Gitter der Nachkammer bleibt bei jahrelangem Betrieb unversehrt.

Neben der hohen Temperatur ist die Schmelzpunktserniedrigung des feuerfesten Baustoffes, aus dem das Gitterwerk besteht, durch die von den Flammgasen mitgerissenen Schlacken am gefährlichsten. Der große Vorteil der Kühnschen Anordnung (Abb. 232) liegt darin, daß neben der Verlängerung des Gasweges durch die Verschleißkammer die aus den Schlackensäcken mitgerissene Schlacke in dieser wie in einem Filter festgehalten wird.

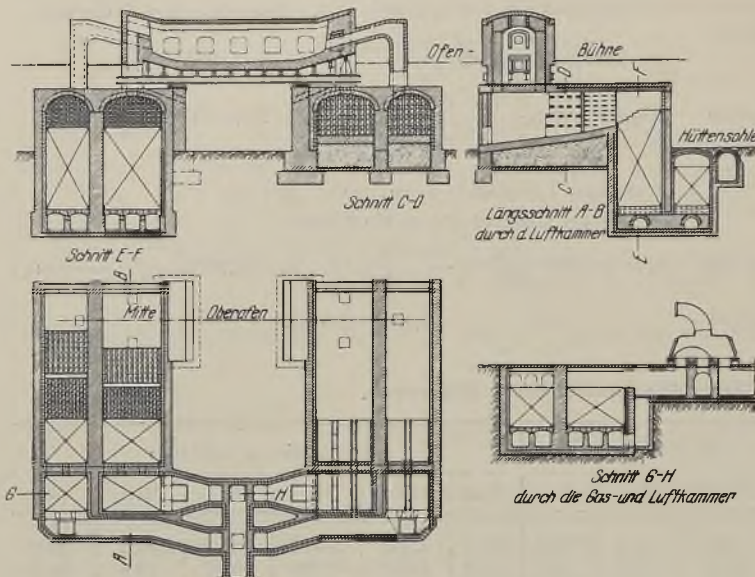


Abb. 232. Kühnsche Vorkammer.

Das Verhältnis der Gaskammer zur Luftkammer schwankt bei ausgeführten Anlagen zwischen 1:1 und 1:2. Hier spricht nicht allein die Heizflächenverteilung mit, sondern auch die Verteilung der Abgase, die im wesentlichen von dem Querschnittsverhältnis

der Gas- und Luftzüge zueinander abhängig ist. Im allgemeinen werden bei gleichgroßen Luftzügen die Gaszüge um so kleiner, je höherwertig das Gas ist. Infolgedessen wird man ohne Anwendung besonderer Einrichtungen eine um so geringere Abgasmenge in der Gaskammer zur Verfügung haben, je höher der Gasheizwert ist. Bezeichnenderweise fällt auch im allgemeinen die Haltbarkeit der Luftkammern im Vergleich zu den Gaskammern beim Übergang des Betriebes von geringerwertigem zu höherwertigem Gas, vor allem dann, wenn die Luftkammern vorher nicht groß genug bemessen waren. Durch Einbau

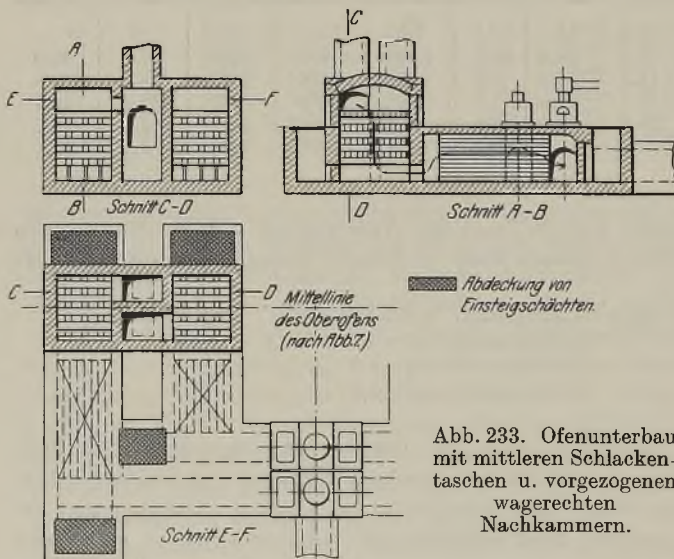


Abb. 233. Ofenunterbau mit mittleren Schlackentaschen u. vorgezogenen wagerechten Nachkammern.

eines Zwischenschiebers zwischen Gas- und Luftventil, der es ermöglicht, den Schornsteinzug der Luftkammer allein zu drosseln, läßt sich eine größere Abgasmenge für die Gaskammern erzwingen. Vor allem bei ungekühlten Köpfen jedoch hat diese Maßnahme sehr leicht infolge der größeren Abgasgeschwindigkeiten ein starkes Ausbrennen der Gaszüge zur Folge. Dies führt dann zu einer Verringerung der Kopfhaltbarkeit und zu häufigen Zugreparaturen während des Betriebes. Bei Koks-

ofengasbetrieb ging Hoesch¹⁾ mit Erfolg zum Kaltgasbetrieb mit reiner Luftvorwärmung über. Allerdings zeigen sich dabei sehr hohe Luftkammertemperaturen.

Um die von den Abgasen mitgerissenen Schlacketeilchen abzuscheiden, baut man vor den Kammern Schlackensäcke, Schlackenkasten oder Schlackenammern ein. Wesentlich für die Wirksamkeit dieser Einrichtungen ist eine Richtungsänderung des Gasstromes, die nach Möglichkeit mit einer Geschwindigkeitsverminderung verbunden sein sollte. Da die Wände dieser Einrichtungen der ungebrochenen Abgastemperatur aus dem Oberofen ausgesetzt sind, müssen sie, soweit sie vom Gasstrom getroffen werden, kräftig und aus besten feuerfesten Stoffen hergestellt sein. Bei ihrer Ausbildung ist darauf zu sehen, daß nicht durch schiefes Auftreffen des Gasstromes eine bloße Drehbewegung entsteht, die ihn mit unverminderter Geschwindigkeit mehr oder weniger geschlossen an das Schlackenammerngewölbe treibt und dadurch dessen starke Abnutzung verursacht.

Die Ausführung eines einfachen Schlackensackes zeigt Abb. 234. Seine Wirkung ist gering, da er sehr wenig Raum bietet und eine Verminderung der Geschwindigkeit nicht stattfindet. Etwas besser wirken bereits die in Abb. 243 (S. 207) dargestellten Schlackenkmern, die mitten in das Gitterwerk hineingebaut sind. Sie bieten etwas mehr Raum als die einfachen Schlackensäcke und entsprechen auch sonst den oben angeführten Gesichtspunkten. Es besteht nur die Gefahr, daß besonders bei der innen liegenden Luftkammer das Abgas in geschlossenem Strahl auf die Vorderwand des Kastens auftrifft und diesen verhältnismäßig rasch zerstört. Zumal wenn dies gegen Ende der Woche eintritt, wo meistens ein Teil der aufgefangenen Schlacke flüssig ist, ergießt sich diese in das Gitterwerk und führt im Verein mit dem dann ungehemmt auf letzteres wirkenden Abgasstrom dessen rasche Zerstörung herbei. Die Abb. 244—246 zeigen endlich die Anordnung von Schlackenammern, wie sie bei neueren Öfen üblich sind. Mit dieser Anordnung lassen sich unter normalen Verhältnissen ohne weiteres Kammerhaltbarkeiten von 1000—1500 Schmelzungen erreichen, so daß sich das Vorziehen der Kammern älterer Öfen immer lohnt, wenn es die Raumverhältnisse zwischen Schornstein und Ofen gestatten. Besonders bei der später zu besprechenden Anlage von Abhitzekesteln an Öfen, die noch keine vorgezogenen Kammern haben, muß darauf Rücksicht genommen werden, daß man sich den Platz nicht verstellt. Für die Größe der Schlackenmenge, die während einer Ofenreise aufgefangen werden muß, erhält man einen Anhaltspunkt, wenn man je Tonne Stahlerzeugung 1,25—1,5 Liter Schlacke rechnet.

Die Gesamtanordnung der Kammern wird meistens so getroffen, daß die Gaskammern innen und die Luftkammern außen liegen. Bei kleinen Öfen bis etwa 15 t Einsatzgewicht werden alle vier gewöhnlich zu einem einzigen Block vereinigt, dessen Umfassungswände meist noch die Stützen für den Oberofen bilden (s. Abb. 243). Sobald jedoch dieser Block Abmessungen von über 12 m erreicht, wird seine Verankerung schwierig, so daß die Anordnung von zwei je ein Kammerpaar enthaltenden Blocks vorzuziehen ist. Besonderes Augenmerk ist auf die Trennungswände zwischen Gas- und Luftkammer zu legen. Sie werden vollständig aus feuerfesten Stoffen aufgeführt und sollten mindestens 600 mm stark sein. In letzter Zeit hat man bei großen Ofeneinheiten und Kaltgasbetrieb mit Erfolg Gas und Luftkammer auf jeder Seite getrennt ausgeführt. Die Umfassungswände werden dabei ebenfalls aus feuerfesten Stoffen aufgeführt und sollten mindestens 600 mm stark sein.

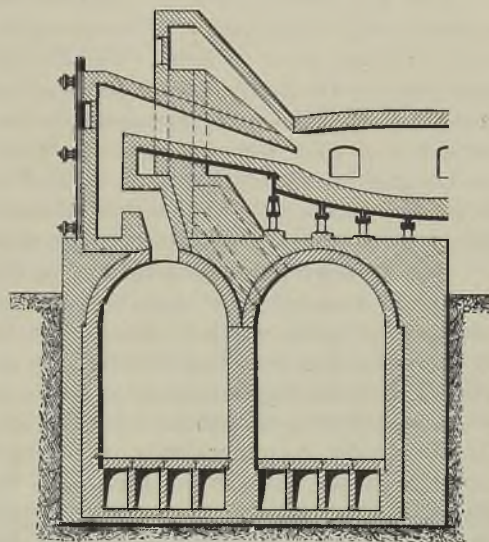


Abb. 234. Schlackensack.

¹⁾ O. Schweitzer: Arbeitsweise im Martinwerk des Eisen- und Stahlwerks Hoesch. Stahl Eisen 1923. S. 649; Fr. Springorum: Die Beheizung von Martin-Öfen mit kaltem Koksogas. Stahl Eisen 1920. S. 9.

wände der Kammerblöcke erhalten meist, ebenso wie die Schlackenkammern, ein feuerfestes Futter von $1\frac{1}{2}$ Stein und darüber, das von einem etwa 2 Stein starken Ziegelmauerwerk umgeben wird. Letzteres dient bei kleineren Öfen gleichzeitig als Unterbau, während es bei größeren Öfen vor allem einen gewissen Wärmeschutz bietet. Neuerdings wird zwischen das feuerfeste Futter und das Umfassungsmauerwerk eine Schicht Isoliersteine eingelegt, um die Wärmeverluste der Kammern noch weiter zu vermindern. Bei der Auswahl der Wärmeschutzsteine ist neben geringer Wärmeleitfähigkeit großer Wert auf hohe Druckfestigkeit bei höheren Temperaturen ($500-800^\circ$) zu legen, da sie sonst dem Druck des wachsenden feuerfesten Futters nicht standhalten.

Die Kammergewölbe wurden früher durchweg als Rundgewölbe ausgeführt, während man heute vielfach Flachgewölbe mit $10-20\%$ Stich vorfindet. Die Gewölbstärke beträgt meist 2 Steine. Die Fundamente der Kammern bestehen gewöhnlich aus einer $800-1000$ mm starken Betonschicht, darüber $1-2$ Flachlagen Ziegel, auf die dann $1-2$ Rollschichten feuerfeste Steine zu liegen kommen. Darauf setzt man in Abständen von $400-600$ mm etwa $\frac{1}{2}$ Stein starke und $600-800$ mm hohe Tragwände in der Längsrichtung der Kammer. Ihre Zwischenöffnungen werden durch besondere Tragsteine überdeckt, auf die sich das Gitterwerk stützt. Zwischen Gitterwerk und Gewölbe läßt man zur besseren Gasverteilung einen Raum von $800-1000$ mm Höhe.

Die Verankerung selbst erfolgt in üblicher Weise durch senkrechte Träger in etwa $1-1\frac{1}{2}$ m Abstand, die oben und unten durch $2-3$ zöllige Rundeisenanker paarweise zusammengehalten werden. Bei großen Öfen findet man gelegentlich zur Unterbringung der Verankerung zwischen Fundament und Kammer eigene Kanäle oder Keller. Diese geben jedoch häufig, besonders wenn sie schlecht entlüftet sind, Anlaß zu kleinen Explosionen und sind auch während des Betriebes infolge der Gasgefahr nicht zugänglich. Die Einfassung der Kammerblöcke in Eisenbeton an Stelle der Verankerung, die neuerdings versucht wurde, hat den Nachteil, daß Beton an sich gegen hohe Temperaturen, wie sie gelegentlich bei stellenweisem Durchbrennen des Kammerfutters auftreten können, sehr empfindlich ist. Die Panzerung mit Eisenplatten verhindert Undichtigkeiten durch Reißen des Mauerwerks nicht, wohl aber die Entdeckung und Dichtung dieser Risse (s. Abb. 246).

Ofenköpfe.

Von den Kammern steigen Gase und Verbrennungsluft durch Züge zu den Ofenköpfen auf. Die Hauptschwierigkeit in der Ausbildung der Köpfe liegt darin, daß sie abwechselnd als Brenner und als Abzug arbeiten müssen. Als Brenner haben sie die Aufgabe, Gas und Luft am richtigen Ort im Herdraum zu mischen, um eine günstige Verbrennung zu erzielen und der Flamme eine für ihre Aufgabe im Herdraum zweckentsprechende Richtung zu erteilen. Als Abzug müssen sie unter dem Einfluß des Kaminzuges die Abgase aus dem Herdraum aufnehmen und nach Möglichkeit so auf Gas- und Luftkammern verteilen, daß der Wärmebedarf sowohl der Gas-, als auch der Luftkammer gedeckt wird.

Die Erfüllung beider Aufgaben ist in erster Linie eine Strömungsfrage. Als solche kann sie nur mit Kenntnis der Strömungsursachen und Strömungswiderstände in den Gas- und Luftwegen gelöst werden. Für das Frischgas kommt als Strömungsursache in erster Linie der in verhältnismäßig weiten Grenzen willkürlich einstellbare Gasdruck p vor dem Gasventil in Frage. Er wird, wenn auch in geringem Maße, unterstützt durch den Auftrieb a , den das heiße Gas in den Kammern erfährt. Die Summe beider wird aufgezehrt durch die Austrittsgeschwindigkeit des Gases aus dem Zug in den Herdraum und die Widerstände, die es auf seinem Weg vom Ventil bis zum Zugaustrittsquerschnitt vorfindet. Diese Widerstände entstehen durch Geschwindigkeitsänderungen, durch Richtungsänderungen der Strömung und endlich durch die Reibung zwischen Kanalwänden und Gas. Da bis auf die in letzter Zeit erschienene Arbeit von Bansen¹⁾ nur wenig Erschöpfendes über diese Fragen im Zusammenhange mit den im S.M.-Ofen

¹⁾ H. Bansen a. a. O.: S. auch Anmerkung 1 auf S. 176.

herrschenden Verhältnissen bekannt ist, sei an dieser Stelle etwas näher darauf eingegangen.

Nimmt man zum Ausgangspunkt den Gasdruck am Ventileintritt, so ergibt sich als Auftriebshöhe H_g der Höhenunterschied zwischen diesem und dem Zugaustritt in Metern. Vernachlässigt man, was bei warmem Gas ohne weiteres zulässig erscheint, seine geringe Erwärmung auf dem Weg bis zur Höhe des Ventileintritts, so erhält man bei einem auf 0° und 760 mm QS bezogenen spezifischen Gewicht des Gases γ_0 in kg/m^3 , einer Frischgastemperatur von T_g , einer Vorwärmungsendtemperatur T_v , beides nach absoluten Temperaturen gemessen¹⁾ und einem üblicherweise angenommenen spezifischen Gewicht der den Ofen umgebenden Raumluft von $1,2 \text{ kg/m}^3$ einen Auftrieb von

$$a_g = H_g \left(1,2 - \gamma_0 \cdot \frac{273}{\frac{1}{2}(T_g + T_v)} \right) = H_g \left(1,2 - \gamma_0 \cdot \frac{546}{T_g + T_v} \right) \text{ mm WS} \quad (27)$$

Bei Kaltgasen ist für H_g die Höhendifferenz zwischen Kammersohle und Gaszugaustritt einzusetzen. Der an der Brennermündung zur Geschwindigkeiterteilung verfügbare Überdruck ist selbstredend genau genommen unter Berücksichtigung des im Herdraum herrschenden Druckes in Rechnung zu setzen. Bei gut eingestellten Öfen weicht dieser Druck mit Rücksicht auf das Ausflammen bzw. das Einziehen falscher Luft nur um Bruchteile von Millimetern von ± 0 ab, so daß man praktisch mit dem vollen Gasdruck rechnen kann. Endlich erhält das Gas seine Austrittsgeschwindigkeit nicht erst im Zugaustrittsquerschnitt. Für den Gesamtaufwand an dynamischem Druck ist sie jedoch allein maßgebend, wenn man die Druckverluste bei der stufenweisen Geschwindigkeitserhöhung oder -verminderung in den einzelnen Querschnitten als Widerstände in die Rechnung einbezieht. Mit der Gasaustrittsgeschwindigkeit v_0 in m/sec , bezogen auf 0° und 760 mm QS, ergibt sich der in Geschwindigkeit umzusetzende Druck unter Zusammenziehung der physikalischen Konstanten zu:

$$p_v = 0,000186 \cdot v_0^2 \cdot \gamma_0 \cdot T_v \text{ mm WS} \quad (28)$$

Die Widerstände der Richtungswechsel und Querschnittsänderungen ergeben sich am besten unter Anwendung der Widerstandszahl ζ , die von der Art des Widerstandes abhängt zu

$$p_w = 0,000186 \cdot v_0^2 \cdot \gamma_0 \cdot T \cdot \zeta \text{ mm WS} \quad (29)$$

für jeden einzelnen Widerstand. Für die Geschwindigkeit v_0 ist dabei stets die in seinem engsten Querschnitt herrschende Gasgeschwindigkeit und für T die dort herrschende Temperatur in Grad absolut einzusetzen. Die Beiwerte ζ hat Bansen in Schaubildform nach eigenen Untersuchungen und nach Rietschel-Brabbée²⁾ zusammengestellt (s. Abb. 235)³⁾.

Die Reibungswiderstände spielen im allgemeinen bei Geschwindigkeiten unter 1 m/sec (0° 760 mm QS) keine sehr große Rolle. Vor allem aber in den Gaszügen, wo verhältnismäßig hohe Geschwindigkeiten und Temperaturen herrschen, können sie größere Werte erlangen. Zur Berechnung dieser Widerstände kann man sich der von Brabbée aufgestellten Beziehung bedienen:

$$\Delta p = K \cdot \frac{\gamma^{0,852} \cdot v^{1,924}}{d^{1,281}} \text{ mm WS/m} \quad (30)$$

Darin bedeutet: γ = spezifisches Gewicht und v = Geschwindigkeit des Gases, beides bei den herrschenden Temperatur- und Druckverhältnissen. d ist der sogenannte hydraulische Durchmesser, den man erhält, wenn man den vierfachen Querschnitt des Kanales durch dessen Umfang dividiert. Er ist in Millimetern einzusetzen. K ist ein Beiwert, der für metallglatte (also auch glasierte) Wände mit 5,66, für rauhe gemauerte Kanäle mit 11,32 anzusetzen ist. Δp gibt dann den je Längenmeter-Kanal zu erwartenden Druckverlust in mm WS an. Diese Beziehung wurde übrigens auch für Hochofengas- und Koksofengasleitungen vom Verfasser auf kilometerweite Strecken nachgeprüft,

¹⁾ Hier wird der einfachen Schreibweise wegen mit absoluten Temperaturen gerechnet. Es ist $T = 273 + t$, wenn T die absolute Temperatur und t die Temperatur in $^\circ \text{C}$ bedeutet.

²⁾ Rietschel-Brabbée: Leitfaden der Lüftungs- und Heizungstechnik. Bd. 2. Berlin 1922.

³⁾ Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 111. S. 6. Abb. 7.

wobei der Koeffizient 11,32 für den Rauheitszustand der Leitungswände im Dauerbetrieb bei Durchmessern von 100—3000 mm und Geschwindigkeiten bis 20 m/sec sich mit Fehlern von $\pm 10\%$ als zutreffend erwies. Für den praktischen Gebrauch ergibt

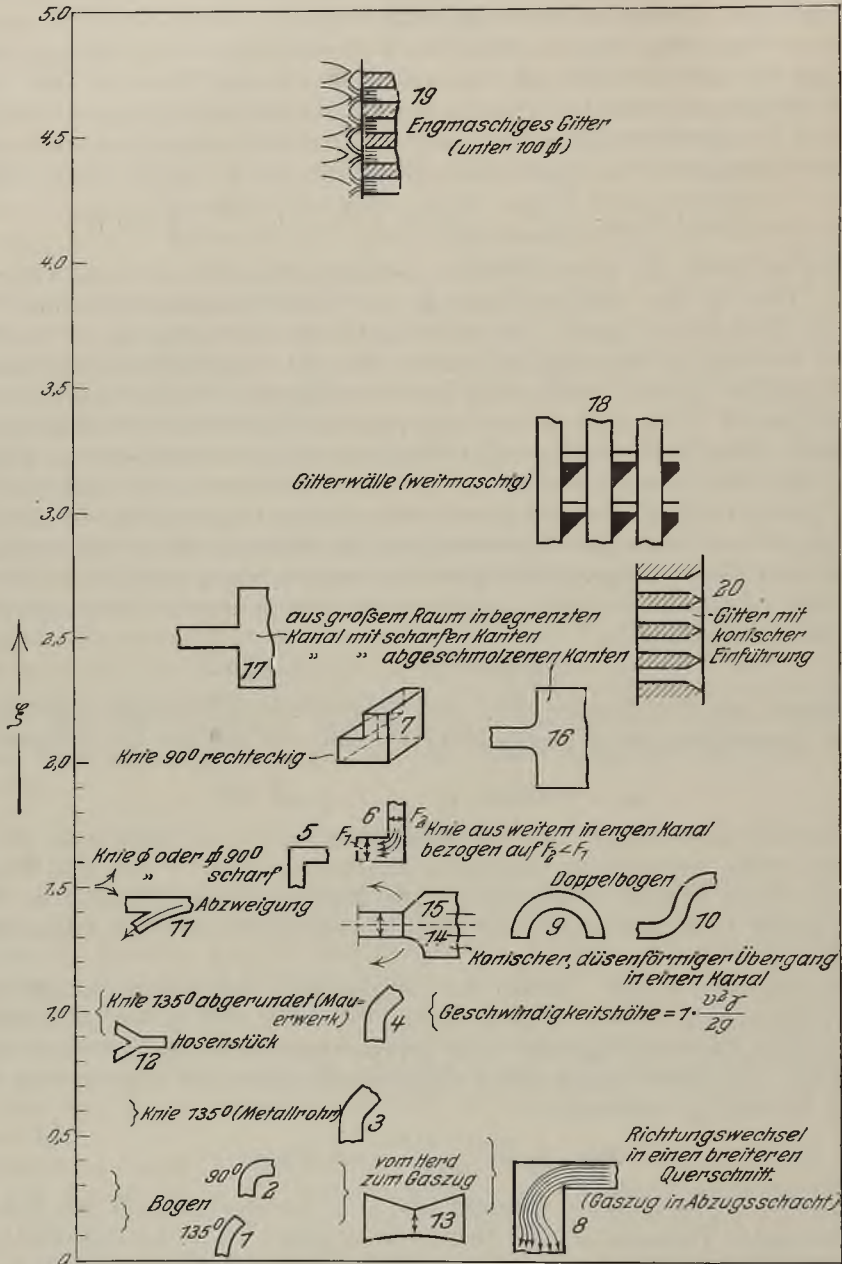


Abb. 235. Widerstandszahlen nach Bansen.

die bedeutend einfacher zu handhabende Näherungsformel in solchen Fällen, in denen der Gesamtdruck 500—600 mm WS nicht übersteigt:

$$\Delta p = 0,001 \cdot K \cdot (0,85 \gamma_0 + 0,15) T \cdot v_0^2 \text{ mm WS/m} \tag{31}$$

genügend genaue Werte. Der Beiwert K ist darin abhängig vom hydraulischen Durchmesser und der Rauigkeit. Die entsprechenden Zahlenwerte findet man in Zahlentafel 34. Für die üblichen Kanalformen ist der hydraulische Durchmesser d_{hydr} bei kreisrundem

Querschnitt gleich dem wirklichen Durchmesser, bei quadratischem gleich der Seite des Quadrates, für rechteckigen hat man für die Kanalseiten a und b :

$$d_{\text{hydr.}} = \frac{2a \cdot b}{a + b} \text{ mm} \quad (32)$$

Betrachtet man Formel (28), (29) und (31), so erklärt sich aus ihnen zwanglos die im Betrieb häufig zu machende Beobachtung, daß kalte Öfen mit verhältnismäßig geringem Gasdruck außerordentlich viel Gas aufnehmen.

Zahlentafel 34.

Beiwerte K für Formel (31) in Abhängigkeit vom hydraulischen Kanaldurchmesser. Die höheren Werte gelten für raue verkrustete, die niedrigeren für glasierte, metallglatte Kanalwände (abgerundete Werte).

$d_{\text{hydr.}}$ mm	K	$d_{\text{hydr.}}$ mm	K	Bemerkungen
50	0,15 — 0,30	500	0,008 — 0,016	Wenn K_1 für den Durchmesser d_1 bekannt ist, dann ist für den Durchmesser: $d_2 = 2d_1 \div K_2 = 0,415 K_1$.
100	0,06 — 0,12	600	0,006 — 0,012	
200	0,025 — 0,050	700	0,005 — 0,010	
300	0,015 — 0,030	800	0,004 — 0,008	
400	0,010 — 0,020	1000	0,003 — 0,006	
		2000	0,0013 — 0,0025	

Für die Strömungsverhältnisse in den Luftkammern ist als Strömungsursache der Auftrieb der vorgewärmten Luft auf ihrem Weg vom Ventil in den Oberofen maßgebend, sofern nicht die Luftzuführung durch einen Ventilator erfolgt. Die Anwendung des letzteren gewährleistet eine gleichmäßigere Luftzuführung aber nur dann, wenn die Widerstände auf dem Luftwege so groß sind, daß die durch den Auftrieb entstehenden zusätzlichen Druckunterschiede im Verhältnis zum Ventilatorruck

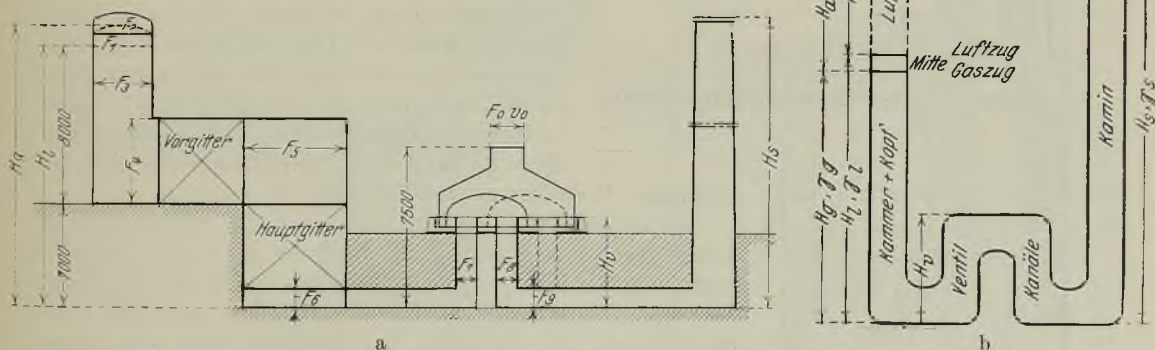


Abb. 236 a und b. Auftriebsverhältnisse nach Bansen.

am Ventil keine Rolle mehr spielen. Bei normal gebauten Öfen ist dies allerdings nicht der Fall; man würde bei entsprechender Erhöhung des Winddruckes an dieser Stelle den Ofen mit Luft überfüttern, zumal eine dementsprechende stärkere Gaszuführung in der Haltbarkeit des Oberofens ihre Grenze findet. Daraus folgt, daß man beim Übergang zum Ventilatorbetrieb kleinere Luftzüge wählen muß, um mit so hohen Drücken arbeiten zu können, daß der Einfluß der Auftriebsverhältnisse auf ein unschädliches Maß herabgedrückt wird. Ähnlich liegen die Verhältnisse bei der Anwendung von Saugzug. Für diese beiden Fälle muß gelegentlich die Größe des Auftriebes genauer nachgerechnet werden.

Abb. 236 a u. b zeigen schematisch die für den Auftrieb maßgebenden Verhältnisse. Es stehen sich die Auftriebshöhe H_1 als Höhenunterschied zwischen Lufteintritt in das Ventil und Kammersole und die Auftriebshöhe H_2 von Kammersole bis Mitte Luftzug

gegenüber. Die zugehörigen absoluten Temperaturen T_1 und T_2 entsprechen der Erwärmung der Luft im Ventil selbst, wenn T_1 die Temperatur der ins Ventil einströmenden Luft, T_2 ihre Temperatur bei Eintritt in das wagrechte Kanalstück unter dem Ventil bedeutet. Unterhalb der Kammern wird sie dann die Temperatur T_3 haben und mit der Vorwärmungstemperatur T_4 aus dem Luftzug in den Herdraum strömen. Der Temperaturunterschied von T_2 und T_3 ist verschieden je nach der Größe der Heizflächen, die zwischen den Punkten F_7 und F_6 liegen. Eine liegende Nachkammer vergrößert also den Auftrieb durch die Temperatursteigerung, die in ihr stattfindet. Für den Auftrieb im Kammersystem kommt das Mittel aus den Temperaturen T_3 und T_4 in Frage. Das spezifische Gewicht der Luft, bezogen auf 0° und 760 mm QS ist $1,29 \text{ kg/Nm}^3$. Die sinn-gemäße Anwendung von Formel (27) liefert daher für den Auftrieb der Luft:

$$a_1 = 1,2 (H_1 - H_v) - 705 \left(\frac{H_1}{T_3 + T_4} - \frac{H_v}{T_2 + T_1} \right) \quad (33)$$

Dieser Auftrieb hat die Beschleunigung der Luft nach Formel (28) sowie sämtliche Widerstände nach Formel (29) zu überwinden. Bei der Berechnung ist für γ_0 wieder der Wert $1,29 \text{ kg/Nm}^3$ einzusetzen.

Die Überschlagung der dynamischen Verhältnisse beim Abzug durch die Kammern gestaltet sich insofern etwas schwieriger, als man eigentlich die eintretende Falschluff

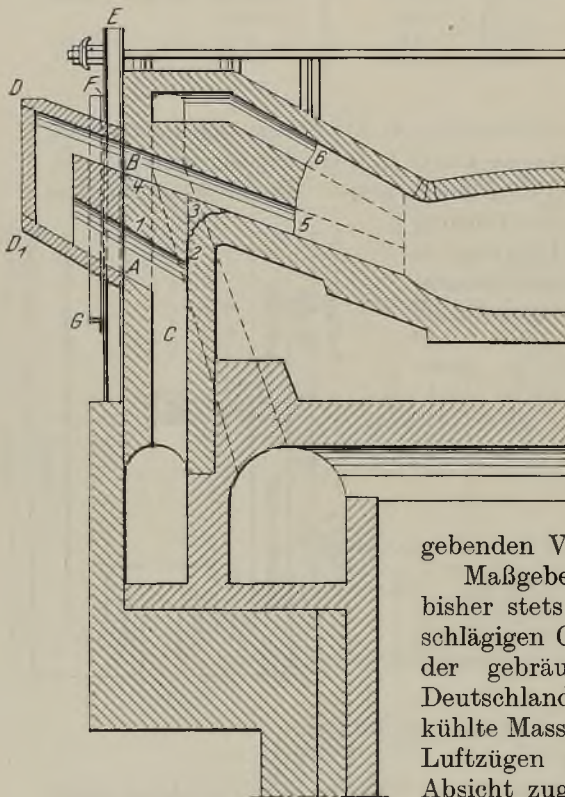


Abb. 237. Kopfanbauten.

mit in Rechnung setzen müßte. Vor allem, wenn die Luftumsteuerung durch eine Siemensklappe erfolgt, sind die dadurch hervorgerufenen Zugverminderungen erheblich. Da man außerdem bei der Vorausberechnung eines Ofens die Esse schon aus Gründen der Zugreserve stets für einen Höchstzug von 40 bis 50 mm WS bei $300-400^\circ$ Abgastemperatur am Schornsteinfuß und etwa 100% Luftüberschuß an dieser Stelle bemessen sollte, hat eine derartige Nachrechnung nur Zweck, wenn es sich um die Abgasverteilung zwischen Gas- und Luftkammer handelt. Dies ist unter der sinn-gemäßen Anwendung der bisherigen Formeln auf die Abgasverhältnisse ohne weiteres durchzuführen. (Über die durch Einschaltung eines Abhitzeessels sich ergebenden Verhältnisse s. S. 245 ff.)

Maßgebend für die Durchbildung der Ofenköpfe ist bisher stets ihre Eignung als Brenner gewesen. Die einschlägigen Gesichtspunkte lassen sich am besten an Hand der gebräuchlichen Kopfkonstruktionen darlegen. In Deutschland ist vor allem bei kleineren Öfen der ungekühlte Massekopf mit zwei Gas- und zwei darüberliegenden Luftzügen gebräuchlich. Dieser Ausführung liegt die Absicht zugrunde, Gas und Luft in etwa $\frac{1}{3}$ der Herdlänge vor dem Kopfende unmittelbar über dem Bade zu mischen. Das erfordert sowohl für Gas als auch für Luft Geschwindigkeiten von 4–5 m je Sekunde, bezogen auf 0° und 760 mm QS. Der Ort der Mischung wird durch die Neigungswinkel der Züge bestimmt, die für Gas etwa $13-18^\circ$, für Luft etwa $22-24^\circ$ betragen. Eigentümlicherweise findet man sowohl bei diesen, als auch bei anderen Kopfbauarten im oberschlesischen Industriegebiet eine ausgeprägte Vorliebe für steile Züge, während man im Westen flacheren Zügen den Vorzug gibt. Dies mag wohl mit den Eigenschaften der verwendeten Kohlsorten zusammenhängen. Sehr steile Züge bringen jedoch die Gefahr mit sich, daß die Flamme von ihrem Auftreffpunkt auf das Bad abprallt und in mehr oder weniger geschlossenem

Strom von dort stichflammenartig gegen das Gewölbe drückt. Um die Vorder- und Rückwand zu schonen, gibt man den Zügen gerne eine kleine Schwenkung nach der Längsachse des Ofens hin. Mit Rücksicht auf die größeren Schwierigkeiten beim Flickern der Vorderwand wird dabei meist der vordere Zug etwas stärker eingerückt als der rückwärtige. Da sowohl Gas als auch Luft in geschlossenen Strahlen in den Herdraum eintreten, hängt die Erreichung der Mischung an dem beabsichtigten Ort sehr stark von dem Zustand der

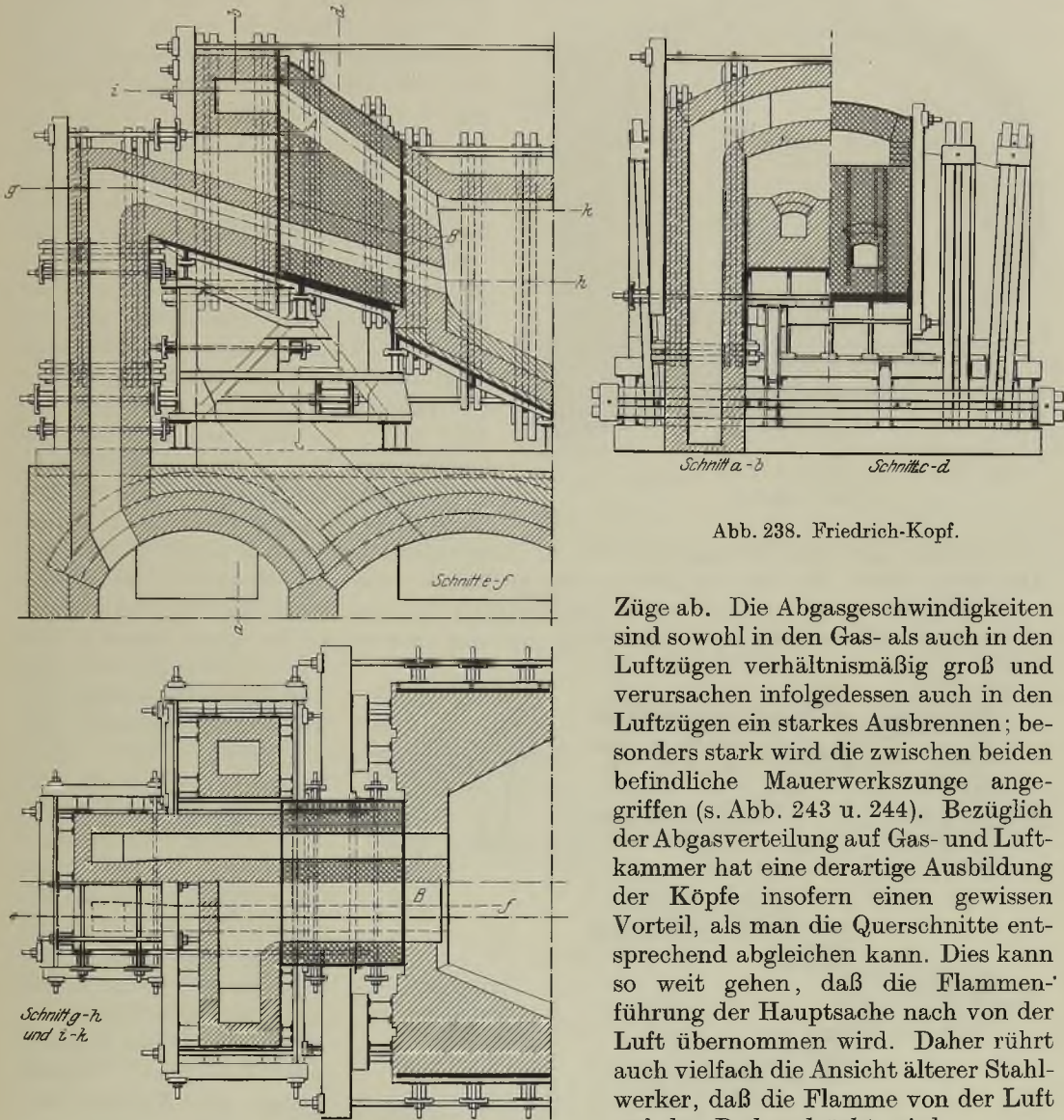


Abb. 238. Friedrich-Kopf.

Züge ab. Die Abgasgeschwindigkeiten sind sowohl in den Gas- als auch in den Luftzügen verhältnismäßig groß und verursachen infolgedessen auch in den Luftzügen ein starkes Ausbrennen; besonders stark wird die zwischen beiden befindliche Mauerwerkszunge angegriffen (s. Abb. 243 u. 244). Bezüglich der Abgasverteilung auf Gas- und Luftkammer hat eine derartige Ausbildung der Köpfe insofern einen gewissen Vorteil, als man die Querschnitte entsprechend abgleichen kann. Dies kann so weit gehen, daß die Flammenführung der Hauptsache nach von der Luft übernommen wird. Daher rührt auch vielfach die Ansicht älterer Stahlwerker, daß die Flamme von der Luft auf das Bad gedrückt wird.

Sowohl die Empfindlichkeit der Zunge zwischen den Luftzügen als auch die Begrenzung der Luftgeschwindigkeiten durch den vorhandenen Auftrieb führten im Verlauf der Entwicklung dazu, an Stelle der beiden engen Luftzüge einen einzigen mit verhältnismäßig großem Querschnitt anzuordnen (s. Abb. 238 u. 246). In diesem Falle übernimmt das Gas allein die Führung. Man wählt Gasgeschwindigkeiten von 6–8 m/sec (0° , 760 mm QS). Besonders gefährdet ist dann das Gewölbe der Gaszüge, dessen Gesamtstärke bei ungekühlten Köpfen mindestens 500 mm betragen sollte. Die Entscheidung für einen einzigen oder für zwei Gaszüge muß von der Form des Herdes abhängig gemacht werden. Zwei Gasstrahlen bieten der Verbrennungsluft im Verhältnis zu ihrem

Querschnitt eine größere Oberfläche und führen deshalb zu einer kürzeren Flamme als ein einziger. Für breite kurze Herde sind sie daher vorzuziehen, für lange schmale Herde dagegen eignet sich ein einziger Luftzug mit langer Flammenentwicklung besser. Für die Form der Züge ist zu beachten, daß bei gleicher Querschnittsfläche ein hochkant

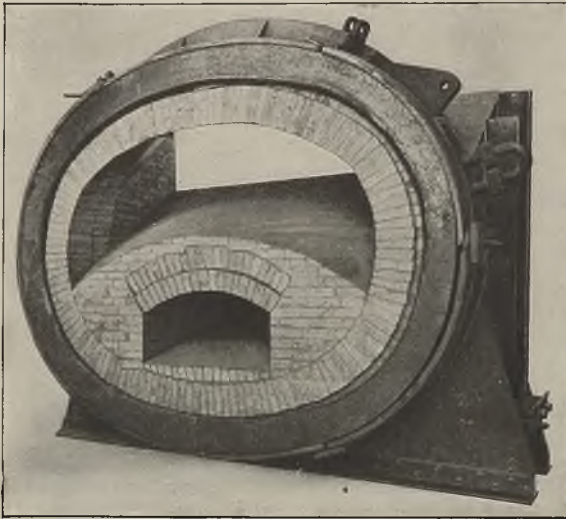


Abb. 239. Einsatzstück für den Friedrich-Kopf mit Kühlung.

Aus dem gleichen Beweggrunde ist der sogenannte Friedrich-Kopf entstanden (Abb. 238 u. 239). Er faßt den ganzen Teil des Kopfes, der dem Verschleiß unterworfen ist, durch eine starre Armatur zu einem Einsatzstück zusammen, das nach dem Aufbrauchen des Mauerwerks im ganzen durch ein neues ersetzt werden kann, während das

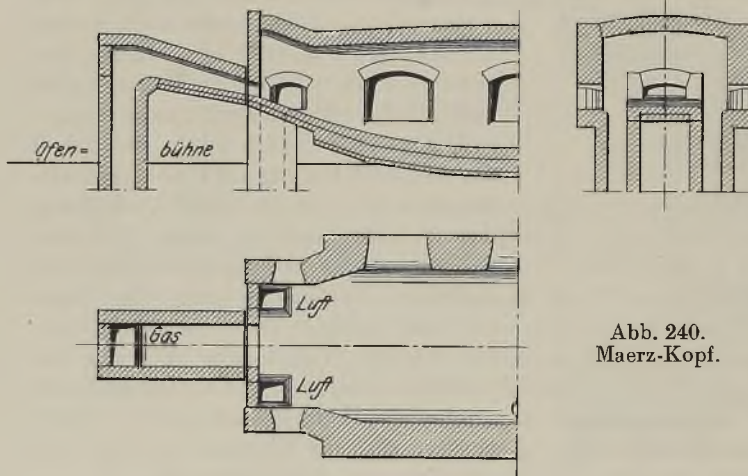


Abb. 240. Maerz-Kopf.

alte unabhängig vom Ofen mit verhältnismäßig geringem Steinaufwand neu zugestellt wird. Noch etwas weiter geht die Anordnung ausfahrbarer und im ganzen auswechselbarer Köpfe, wie man sie vielfach bei Kippöfen findet (s. Abb. 245). In diesem Fall ruhen die Züge an der Stelle, wo sie vom Unterofen abgetrennt werden, in einer Wasser- oder Sandtasse. Wasser bringt den Nachteil der Verdampfung und die Gefahr des Leckwerdens der Tassen mit sich, während Sandtassen Schwierigkeiten beim Ausfahren machen.

Für die Länge der Züge in den Masseköpfen können bindende Regeln nicht gegeben werden. Im Überschlag kann man mit einem wöchentlichen Zurückbrennen um 100 bis 150 mm rechnen, doch hängt dies außerordentlich stark von der Ofenführung ab.

Die Weiterverfolgung des Gedankens, die Flammenführung dem Gas allein zu über-

¹⁾ K. Kniepert: Eine bemerkenswerte Neuerung im Betrieb des Martin-Ofens. Stahlisen 1916. S. 25.

tragen und gleichzeitig soviel feuerfestes Mauerwerk als möglich zu sparen, ergab den Maerzkopf¹⁾ (Abb. 240). Hier wird auf eine Führung der Luft überhaupt verzichtet. Sie strömt seitlich des Gaszuges von unten in den freien Ofenraum. Trotzdem ist die Verbrennung, wie die Untersuchungen von Schleicher²⁾ zeigen, keine unvorteilhafte. Die Schwäche der Maerzöfen liegt vor allem darin, daß den Abgasen vor ihrem Eintritt in das eigentliche Gitterwerk zu wenig sogenannte zusätzliche Heizflächen zur Verfügung stehen, so daß die Haltbarkeit der Kammern keine übermäßig große ist. Die Vorschaltung von solchen Heizflächen durch Einbau starker Wände in die Schlackenammer u. dgl. führt wohl zu einer größeren Kammerhaltbarkeit, vernichtet aber zum Teil den Vorteil der Mauerwerksersparnis im Kopf, da diese Teile ebenfalls sehr starkem Verschleiß unterworfen sind³⁾. Für kaltes Koksofengas führte der Maerzofen zu einer Kopfausbildung nach Abb. 241, wobei auf die Gasvorwärmung vollkommen verzichtet wird. Die Gasabspernung beim Umstellen erfolgt durch Wasserverschlüsse. Auch Teeröl, Naphtha und andere flüssige Brennstoffe können in ähnlicher Weise zugeführt werden.

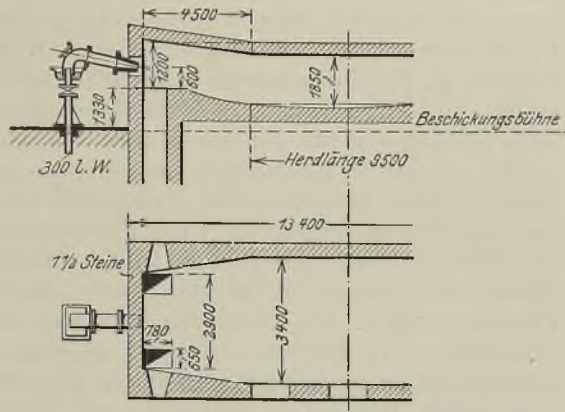


Abb. 241. Kopf für kaltes Koksofengas.

Den umgekehrten Weg der Luftzuführung beschreibt Bernhardt⁴⁾, der die heiße Luft in freistehenden Zügen um den Ofen herum bis über das Gewölbe führt und sie dann durch dieses von oben herunter in den Herdraum einführt (s. Abbildung 245). Wieder anders geht Moll vor, der Gas und Luft senkrecht zusammenprallen läßt, wobei er entweder dem Gas oder der Luft die Führung überträgt⁵⁾. Das Schema letzterer Bauart gibt Abb. 242. Dieser Kopf erzielt nach den Untersuchungen Schleichers eine außerordentlich kurzflammiige Verbrennung, gleichzeitig aber auch

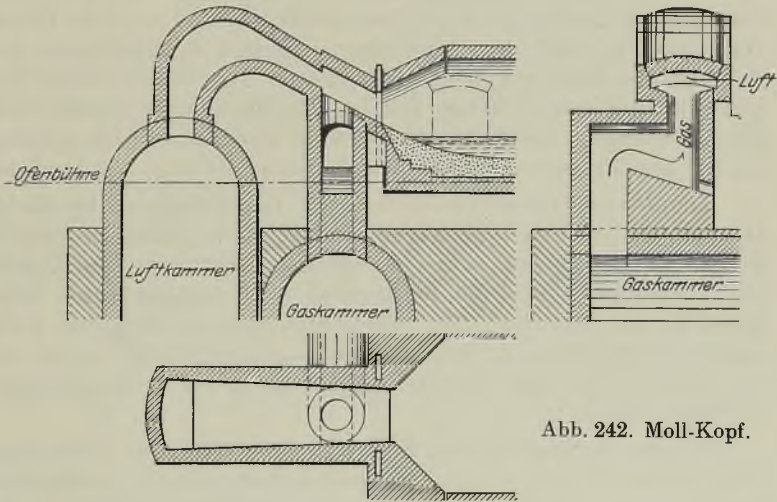


Abb. 242. Moll-Kopf.

¹⁾ Nähere Angaben über Maerzöfen s. Stahleisen 1913. S. 465, 1365. Ferner J. Puppe: Erfahrungen mit Maerzöfen. Stahleisen 1920. S. 1592 ff.

²⁾ S. Schleicher: Die Verbrennungsvorgänge im Herdraum von Siemens-Martin-Öfen verschiedener Bauart. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 124; ferner Untersuchungen über Gasbewegung und Verbrennungsvorgänge in S.M.-Öfen. Stahleisen 1927. S. 2222.

³⁾ O. Schweitzer: Über die Arbeitsweise im Martinwerk des Eisen- und Stahlwerks Hoesch. Stahleisen 1923. S. 654/655, Abb. 1-3.

⁴⁾ Fr. Bernhardt: Der heutige Stand der basischen Herdfrischverfahren im Vergleich zum Thomasverfahren. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 87. Ferner Stahleisen 1911. S. 1117 u. 1913. S. 311.

⁵⁾ H. Moll: Der Mollkopf für Siemens-Martin-Öfen. Stahleisen 1924. S. 193. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 76.

eine starke Frischwirkung, die den Roheisenverbrauch erhöht. Für das Roheisen-Erzverfahren mit sehr harten Einsätzen ist daher dieser Kopf das Gegebene.

Bereits die zuletzt beschriebenen Kopfanordnungen nötigen an einzelnen Stellen zu Kühlungen. Im allgemeinen stellen Kopfkühlungen einen Ausgleich zwischen dem durch sie verursachten Brennstoffmehrverbrauch, den erzielten Ersparnissen an feuerfesten Stoffen, ihrem Wasserverbrauch und ihren Reparaturkosten dar. Der Ausführung nach unterscheidet man Rohrkühlungen und Kastenkühlungen. Erstere haben den Vorteil guter Wasserführung bei hohen Wassergeschwindigkeiten. Ferner lassen sich bequem die Kühlungs-systeme in verhältnismäßig kleine Elemente mit gesonderter Wasserzuführung unterteilen, so daß bei Beschädigungen nur ein kleiner Teil ausfällt. Nachteilig ist dagegen die außerordentlich schwierige Verbindung des zu kühlenden Mauerwerkes mit den Kühlschlangen, obwohl eine wirksame Kühlung an eine innige Berührung zwischen dem zu kühlenden Mauerwerk und dem Kühlelement gebunden ist. Dem letzteren Gesichtspunkt trägt die kastenförmige Ausbildung von Kühlelementen besser Rechnung. Hierher gehören auch Vierkantrohre und Kühlbalken. Ferner lassen sich Kühlkörper mit zusammenhängender Fläche ohne vorgelegtes Mauerwerk unmittelbar in die Flammen stellen. Die Kühlwirkung letzterer beträgt dann je Quadratmeter feuerberührter Oberfläche etwa 200 000—250 000 kcal in der Stunde. Sobald sich auf den Kühlflächen Schlackenüberzüge befinden, geht die Kühlwirkung außerordentlich stark zurück. Bei vorgelegtem Mauerwerk richtet sich die Wärmeabfuhr selbstredend nach dessen Dicke. Bei den Kopfkühlungen kommt es weniger darauf an, die mittlere Oberflächentemperatur des Mauerwerks herabzusetzen, als die Spitzentemperaturen in der Abgasperiode zu brechen. Dies gelingt aber nur, wenn das vorgelegte feuerfeste Futter schwächer als 100 mm ist ¹⁾, da die Temperaturschwankungen bei den in Betracht kommenden Umstellungszeiten nicht tiefer in das Mauerwerk eindringen. Bei Rohrkühlungen kann man bei guter Berührung den Wirkungsradius eines Rohres zu etwa 75 mm annehmen. Eine Überschreitung der angegebenen Mauerwerkstärken hat gewöhnlich den Erfolg, daß der feuerfeste Werkstoff dauernd fortschmilzt, bis sie dann im Betriebe doch erreicht werden, vorausgesetzt, daß die Berührung zwischen Kühlelement und Mauerwerk durch das Arbeiten des letzteren nicht gelitten hat. Die Wärmeabfuhr für solche Kühlungen kann mit etwa 100 000—150 000 kcal in der Stunde je Quadratmeter gekühlter Fläche eingesetzt werden. Bei Rohren wird man zweckmäßig die gesamte Rohroberfläche, soweit sie im Bereich des zu kühlenden Mauerwerks liegt, in Rechnung stellen.

Die Wasserfrage ist insofern von Bedeutung, als die Kühlungen vollkommen reines Wasser verlangen, da sonst an örtlich stark beanspruchten Stellen Kesselsteinablagerungen stattfinden, die sehr bald zu einer Zerstörung des Kühlelementes führen. Man ist also gezwungen, entweder enthärtetes oder rückgekühltes Wasser mit geringem Frischwasserzusatz zu verwenden. Verzichtet man in letzterem Falle auf die Enthärtung, so sollten die Kühlwasser-Austrittstemperaturen 50—60° nicht übersteigen. Man wird also im Regelfall für etwa 40 000 kcal abzuführende Wärmemenge 1 m³ Wasser zu veranschlagen haben ²⁾.

Bei der Bemessung der Zugquerschnitte für die Verbrennungsluft dürfen die durch den Auftrieb gegebenen Geschwindigkeitsgrenzen nicht überschritten werden. Um hierfür einen raschen Überblick zu ermöglichen, wurde in Zahlentafel 35 der Höchstauftrieb für verschiedene Höhen des Luftzugaustrittes über der Kammersohle und verschiedene Vorwärmungstemperaturen zusammengestellt. Die wirklichen Auftriebsdrücke sind stets etwas geringer, je nach den Widerständen und der Höhe des Luftventileintrittes über der Kammersohle. Doch halten sich diese Unterschiede bei den üblichen

¹⁾ S. Anmerkung 1 S. 188.

²⁾ Eine weitgehende Beschreibung ausgeführter Kühlungen hat Gg. Bulle im Bericht Nr. 110 des Stahlwerksausschusses gegeben. In diesem finden sich auch Ausführungen amerikanischer Köpfe, bei denen nach unseren Begriffen eine fast übertriebene Häufung von Kühlelementen stattgefunden hat. Dem Vernehmen nach macht sich aber auch dort schon ein Abrücken von diesen Übertreibungen bemerkbar. Vgl. auch: J. W. Kagarise: Neuerung an amerikanischen Siemens-Martin-Öfen. Am. Iron Steel Inst. 1921. Auszugsw. Stahleisen 1922. S. 1133.

Zahlentafel 35.

Luftkammerhöhe und Auftrieb bei verschiedenen Vorwärmungstemperaturen für normale Ofenbauarten.

Vorwärmungs- temperatur ° C	Verfügbare Höhe zwischen Kammersohle und Luftzugaustritt:				
	8 m	10 m	12 m	14 m	15 m
800	5,6 mm WS	7,0 mm WS	8,4 mm WS	9,8 mm WS	11,2 mm WS
1000	6,1 ..	7,8 ..	9,2 ..	10,6 ..	12,1 ..
1200	6,4 ..	8,0 ..	9,6 ..	11,2 ..	12,6 ..

Bauarten in Grenzen von 1—2 mm. Beim Vorhandensein von Nachkammern sind etwas höhere Werte zu erwarten, die sich aber leicht nach Formel 33 (S. 200) errechnen lassen. In Zahlentafel 36 sind diesen Auftriebsdrücken die Geschwindigkeiten gegenüber gestellt, die sich bei den verschiedenen Vorwärmungstemperaturen und verlustloser Umsetzung der

Zahlentafel 36.

Höchst erreichbare Luftgeschwindigkeiten in m/sec (0°, 760 mm QS) für verschiedene in Geschwindigkeit umgesetzte Überdrücke.

Vorwärmungs- Temperatur ° C	Geschwindigkeitsdrücke in				
	4 mm WS	6 mm WS	8 mm WS	10 mm WS	12 mm WS
800	4,5 m/sec	5,6 m/sec	6,4 m/sec	7,2 m/sec	7,8 m/sec
1000	4,0 ..	5,0 ..	5,7 ..	6,4 ..	7,0 ..
1200	3,6 ..	4,5 ..	5,2 ..	5,8 ..	6,4 ..

Drücke im Bereich von 4—12 mm WS ergeben würden. Es stellen also auch diese Werte Höchstwerte dar. Bei praktischen Ausführungen wird man mindestens um 20% darunter bleiben, sofern man sich nicht durch Anwendung eines Ventilators vom Auftrieb unabhängig macht.

Zahlentafel 37.

Erforderliche Gaszugquerschnitte für verschiedene Gase.

Gasart	Heizwert einschl. Ruß und fühlbare Wärme kcal/Nm ³	Gasverbrauch je t Stahl Nm ³	Gaszugquerschnitt	
			je t Stunden- leistung cm ²	je m ² Herdfläche cm ²
Generatorgas aus Steinkohle	1500—1600	680—870	270—340	55—80
Generatorgas aus Braunkohle	1500—1800	620—870	250—340	50—80
Mischgas aus Koksofengas und Gene- ratorgas oder Hochofengas	2000—2500	425—650	170—260	34—60
Koksofengas vorgewärmt ¹⁾	4000—4200	260—330	100—130	20—30

Da man bei der Wahl der Gasgeschwindigkeit in den üblichen Grenzen vom Druck unabhängig ist, insofern als man durch das Gebläse an den Gaserzeugern jeden beliebigen Druck bis etwa 80 mm WS einstellen kann, während bei Kaltgasen derartige Leitungsdrücke in das selbstverständlich zu fordernde Maß fallen, läßt sich diese in weitestgehender Weise der Kopfform und den Herdraumverhältnissen anpassen. Bei Köpfen, bei denen die Flammenführung dem Gas übertragen wird, sind Gasgeschwindigkeiten von 6—8 m/sec (0°, 760 mm QS) anzunehmen, wie auf S. 201 bemerkt wurde. Kleinere

¹⁾ Für kaltes Koksofengas werden bedeutend kleinere Düsenquerschnitte angewendet.

Gasgeschwindigkeiten verursachen leicht ein Flattern der Flamme. Größere Gasgeschwindigkeiten führen infolge der höheren Drücke mit Rücksicht auf die Gasdurchlässigkeit

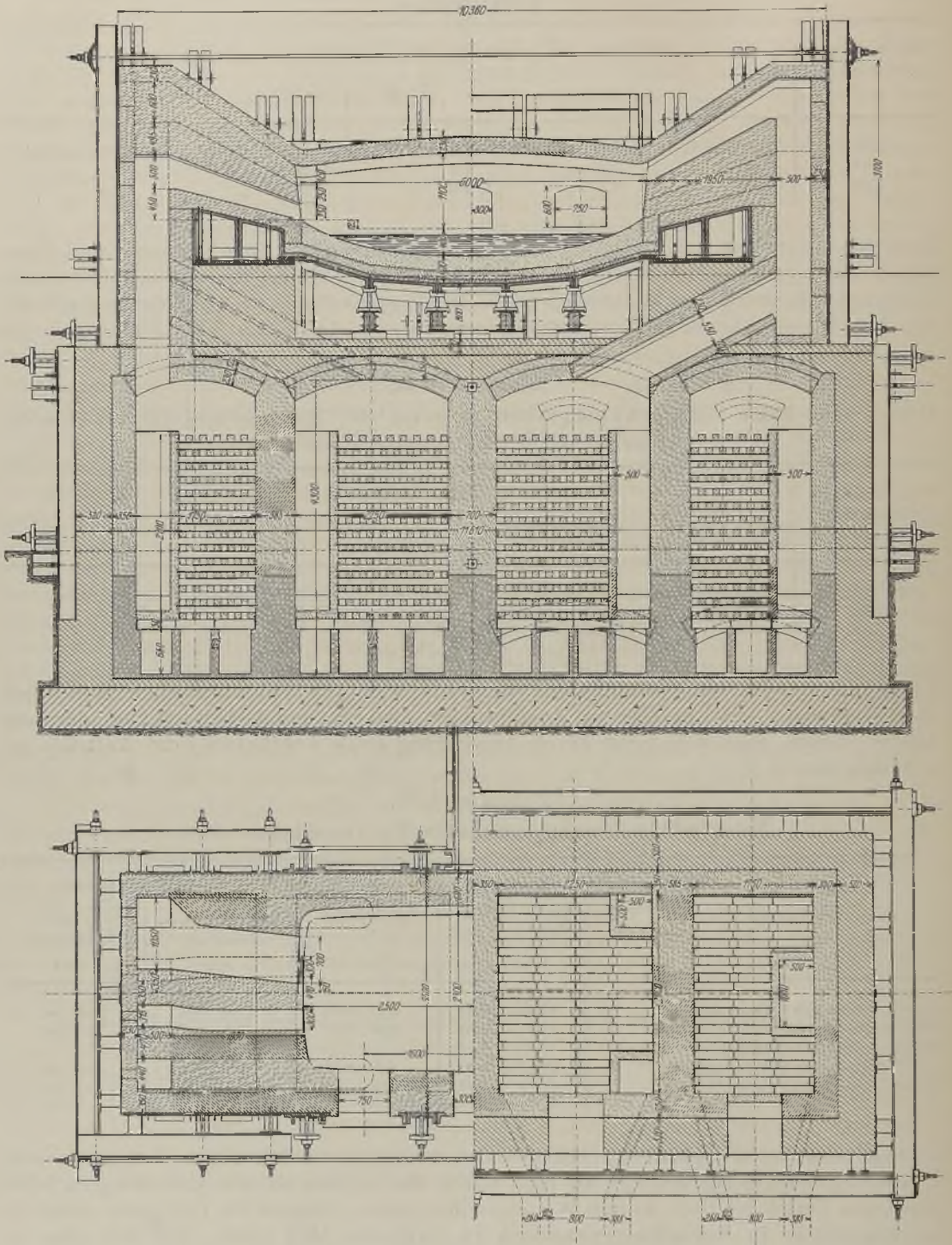
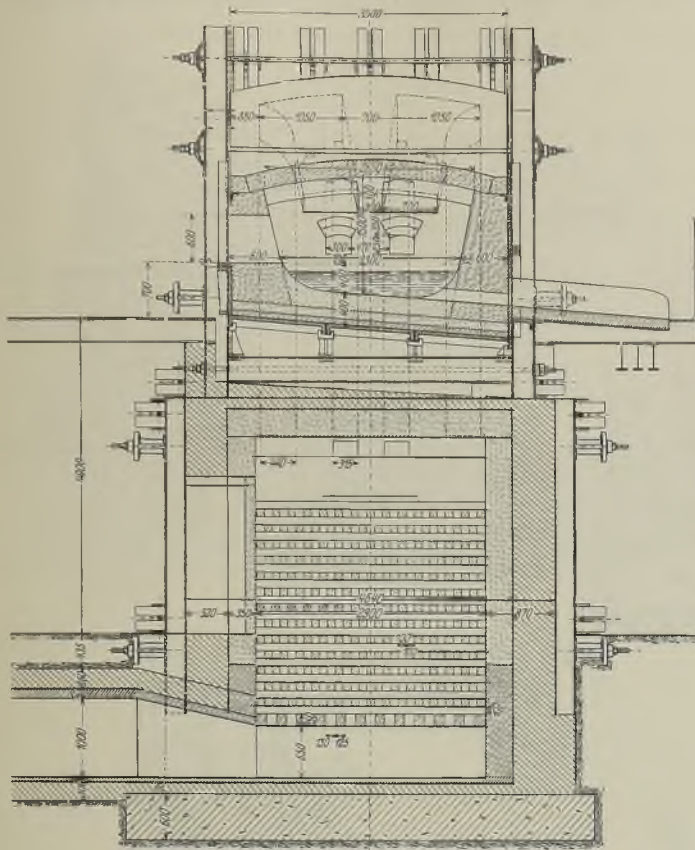








Abb. 243. 12,5-t-Siemens-Martin-Ofen.

des Mauerwerks zu unnötig hohen Gasverlusten. Für Neubauten empfiehlt es sich allerdings, mit den Querschnitten an der oberen Grenze zu bleiben, da man sie im Betrieb

leicht kleiner machen, aber nur schwer vergrößern kann. Bei wassergekühlten Zugmündungen ist letzteres überhaupt unmöglich. Pavloff¹⁾ verlangt $100-120 \text{ cm}^2$ für 1 m^2



	Beton		Dinas
	Rote Ziegel		Silika
	Schamotte		Quarzsand

Zu Abb. 243. 12,5-t-Siemens-Martin-Ofen.

Magnesitabfällen, seltener mit Chromerz ausgelegt. Das Verkleinern läßt sich dann ohne weiteres durch eine stärkere Auflage erreichen, während man eine Vergrößerung durch mühseliges Ausspitzen herbeiführen muß. Die Erleichterung der letzteren Arbeit durch Auflegen kleiner Mengen Ferrosilizium u. dgl. ist immer gefährlich, da dann leicht Löcher in der Sohle entstehen. Wesentlich ist, daß man die Züge etwas konisch ausführt, um der Gasführung mehr Nachdruck zu verleihen. Die Ausführung aller mit den Köpfen zusammenhängenden Teile aus besten Silikasteinen bei größter Sorgfalt der Mauerwerks-herstellung ist selbstverständlich. Magnesitsteine sind zu empfindlich gegen Temperaturschwankungen, um an dieser Stelle mit Erfolg Verwendung zu finden.

Die Verbindung zwischen Köpfen und Luftkammern wird durch die aufsteigenden Gas- und Luftzüge hergestellt. Bei kleineren Öfen bis etwa 15 t Einsatzgewicht sind die

Herdfäche, was bei 1200° Vorwärmung einer Geschwindigkeit von $20 \text{ m/sec} = 3,5 \text{ m/sec}$ (0° , 760 mm QS) entspricht. Diese Geschwindigkeit ist für gutgehende Öfen mit neueren Köpfen zweifellos reichlich klein. Aus den Aufstellungen Bansens²⁾ ergeben sich für Öfen mit 15–40 t Einsatzgewicht Querschnitte von 100 bis 130 cm^2 je Quadratmeter Herdfäche, während für die größeren Öfen bei Generatorgasbetrieb $60-80 \text{ cm}^2$ Gaszugquerschnitt je Quadratmeter Herdfäche gefunden werden. In Zahlentafel 37 sind die Gaszugquerschnitte unter Zugrundelegung einer Austrittsgeschwindigkeit von 7 m/sec (0° , 760 mm QS) und eines Wärmeverbrauches von $1,1-1,3 \cdot 10^6 \text{ kcal/t}$ Stahl sowie einer Herdfächenleistung von 200–230 kg Stahl je Quadratmeter Herdfäche und Stunde für verschiedene Gase zusammengestellt. Für den Gas- bzw. Wärmeverbrauch ist der effektive Stundenverbrauch und nicht der mit sämtlichen Leerlaufverlusten belastete Monatsdurchschnitt in Rechnung gesetzt.

Die Sohle der Gaszüge wird gewöhnlich mit Magnesitgrauen, kleingeschlagenen

¹⁾ M. Pavloff: Abmessungen von 100-t-Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 122, S. 6.

²⁾ H. Bansen: Über Abmessungen und Leistungen von Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 81.

vier Züge, zwei außenliegende Luft- und zwei innenliegende Gaszüge, zu einem einzigen Block vereinigt (s. Abb. 243). Die Gas- und Luftgeschwindigkeiten in diesen Zügen betragen bis zu 3 m/sec (0° , 760 mm QS). Sie erhalten ein feuerfestes Futter von 1 bis

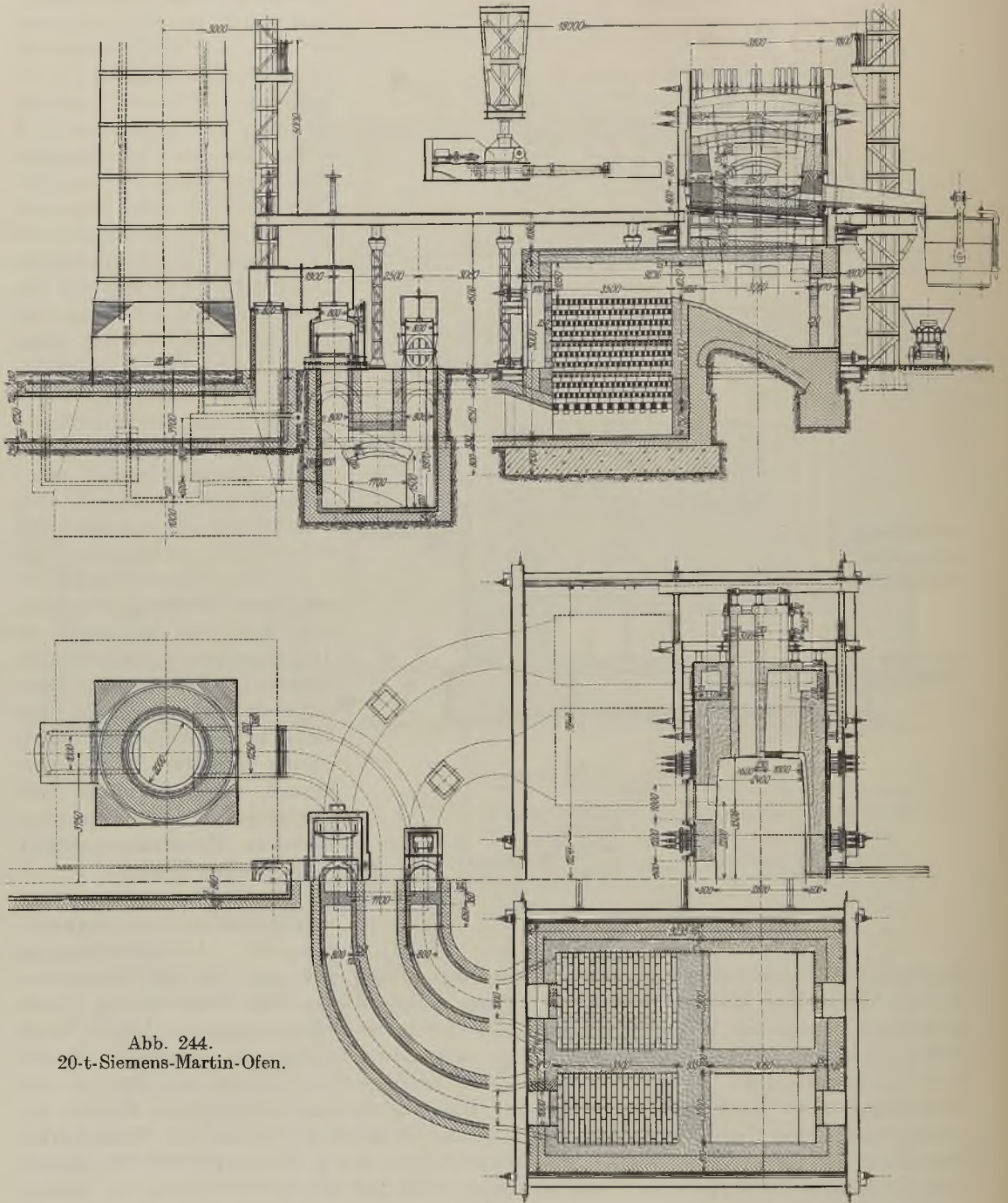


Abb. 244.
20-t.-Siemens-Martin-Ofen.

$1\frac{1}{2}$ Stein, dabei wird im Innern $\frac{1}{2}$ Stein außer Verband gemauert und nach beendgter Reise im Bedarfsfall ersetzt. Öfen mit vorgezogenen Kammern erhalten häufig vollständig freistehende Züge, wie Abb. 244 u. 245 zeigen. In diesem Fall muß auf die Dichtigkeit der Ausführung des Zugmauerwerks besonders große Sorgfalt verwendet werden. Von Meter zu Meter armiert man diese Züge mit kleinen Ankern oder Zugbändern.

Die durch solche Züge gebildete zusätzliche Heizfläche des Kammersystems hat für die Wärmespeicherung einen außerordentlich schlechten Wirkungsgrad, wie sich ohne weiteres aus den Angaben in Zahlentafel 31 auf S. 190 errechnen läßt. Bei $1\frac{1}{2}$ Stein = 360 mm starker Ausführung und einer mittleren Temperatur der inneren Zugerfläche von 1600° in der Abgas- und 1400° in der Luftperiode, entsprechend einer Temperaturbewegung von 200° und einer mittleren Temperatur von 1500° , erhält man nach Zahlentafel 30 einen stündlichen Wärmeverlust von $Q_v = 3880$ kcal/m². Die Speicherung entsprechend 200° Temperaturbewegung für $\frac{1}{2}$ -stündige Umstellzeiten bei 1500° mittlerer Innentemperatur und unendlich dicker Wand ergibt nach Zahlentafel 31

$$Q_{t/2} = 2320 \text{ kcal/m}^2.$$

Dann folgt nach Formel 27 eine Wärmeaufnahme in der Abgasperiode von $Q_{p_1} = \frac{1}{2} \cdot 3880 + 2320 = 4260$ kcal/m² und Periode.

In der Windperiode werden dagegen nur

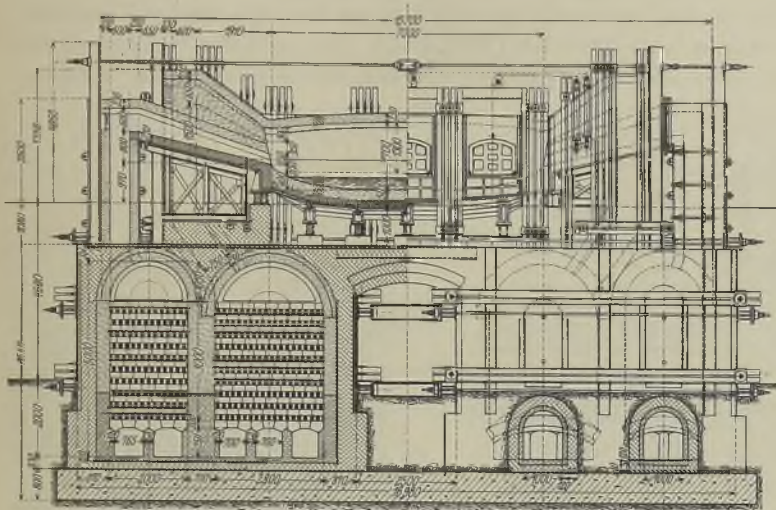
$$Q_{p_2} = \frac{1}{2} \cdot 3880 - 2320 = -380 \text{ kcal/m}^2 \text{ und Periode}$$

abgegeben. Dies entspricht einem Wirkungsgrad der Wärmeübertragung von rund 9%. Zwei Stein starke Ausführungen würden zu einem Wärmeübertragungs-Wirkungsgrad von 20% führen.

Herdraum.

Zwischen den Köpfen des Ofens liegt der Herdraum. Bei festem Einsatz sollte er so groß bemessen sein, daß der gesamte Einsatz in einem Zug aufgegeben werden kann, ohne daß die Einsetzmaschine beim Einbringen der letzten Mulde das Gewölbe beschädigt. Das Heizgas muß oberhalb des Einsatzes noch genügend Raum finden, um ohne gefährliche Stichflammenbildung gegen das Gewölbe abziehen zu können. Bei flüssigem Einsatz wird das Gewölbe durch die Schlacken- und Metallspritzer bei heftigem Kochen gefährdet, deren Einwirkung es nur durch eine entsprechende Höhe über dem Bade entzogen werden kann.

Die untere Begrenzung des Herdraumes bildet der Herd selbst, eine flache Mulde, die zur Aufnahme des geschmolzenen Metalls und der Schlacke bestimmt ist. Die Rückwand erhält im Regelfall außer dem Stichloch und beim Roheisen-Erz-Verfahren einer Öffnung zum Eingießen flüssigen Roheisens keine weitere Durchbrechung. In der Vorderwand werden zum Einsetzen je nach Größe des Ofens 2–5 Türen ausgespart. Die Krone der Vorder- und Rückwand bildet das Widerlager für das Ofengewölbe. Die ganze Last des Herdraumes wird von Querträgern aufgenommen, die unter dem Herd durchgehen. Sie stützen sich bei kleineren feststehenden Öfen auf die Umfassungsmauern der Kammern (Abb. 243), bei mittleren, die bereits zwei getrennte Kammerblöcke besitzen, auf Längsträgern, die brückenartig auf den Querwänden der letzteren ruhen. Sie werden meist



	Beton		Silika
	Rote Ziegel		Magnesitsteine
	Schamotte		Basische Masse
	Dinas		

Zu Abb. 244. 20-t-Siemens-Martin-Ofen.

durch ein über die Öffnung geschlagenes Gewölbe unterstützt (Abb. 244). Bei großen Öfen (Abb. 245) endlich liegen die Längsträger auf eisernen oder Betonstützen, die die ganze Last des Oberofens unmittelbar auf das Fundament übertragen. Bei kippbaren Öfen finden sich an Stelle der Stützen Wälzbahnen, die entweder auf Rollen oder auf Gegenbahnen laufen; ihre Form wird so gewählt, daß die Schnauze des Ofens sich beim Kippen nach Möglichkeit nur in senkrechter Richtung bewegt, um das lästige Verfahren der Pfanne während des Abstichs zu vermeiden (Abb. 246). Ein weiterer Gesichtspunkt für ihre Ausbildung ergibt sich aus der Flammenführung, die während des Kippens

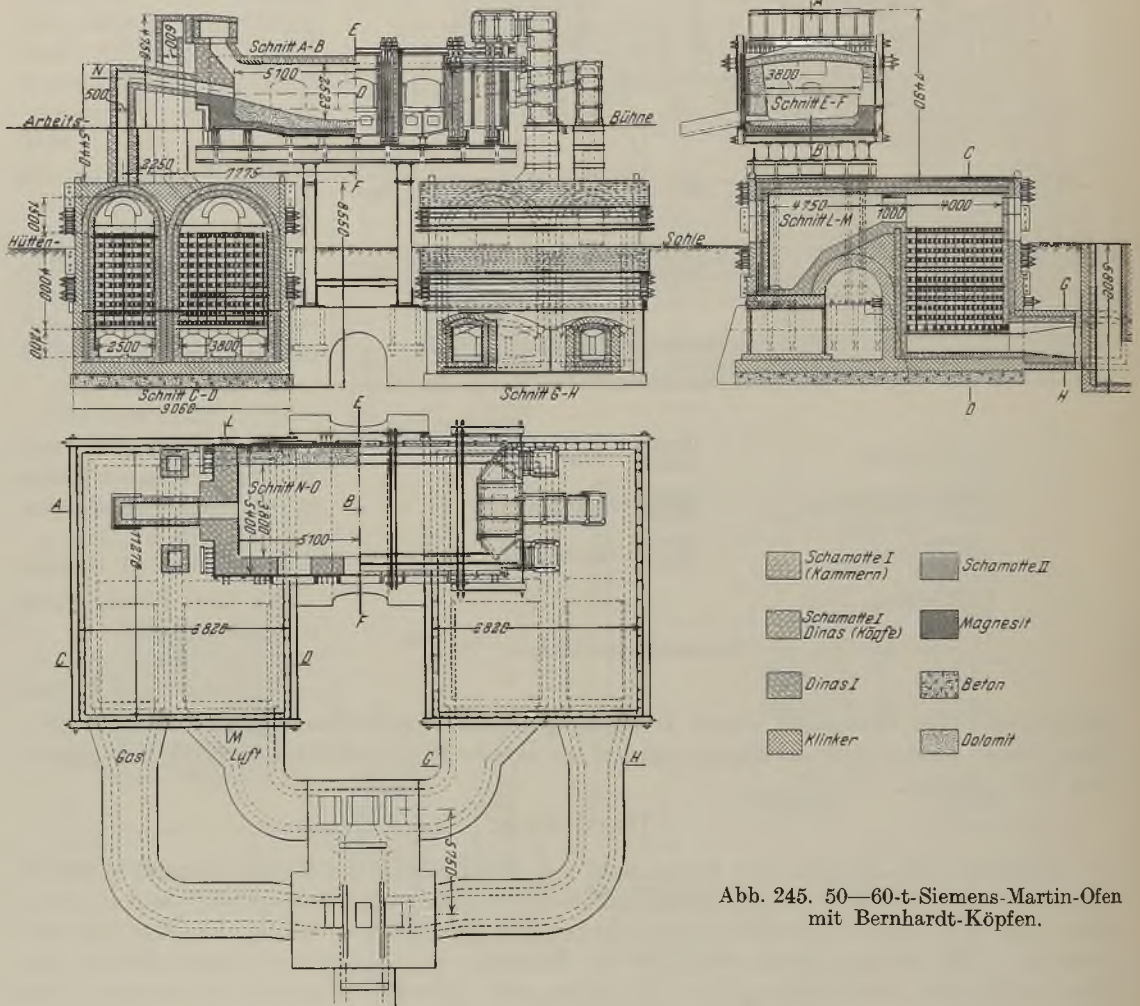


Abb. 245. 50—60-t-Siemens-Martin-Ofen mit Bernhardt-Köpfen.

möglichst wenig gestört werden soll. Deshalb findet man neuerdings meistens halb-kreisförmige Bahnen, die auf Rollen laufen. Ihr Mittelpunkt fällt annähernd mit dem der Mittelachse des Ofenraumes zusammen.

Der eigentliche Herd wird von gußeisernen Platten von 30—50 mm Stärke getragen. Über diesen befinden sich 1—2 Flachsichten aus Schamotte, auf die, je nachdem der Ofen sauer oder basisch zugestellt ist, eine Flach- oder Rollschicht aus Silika- oder Magnesitsteinen folgt. Darüber wird eine 150—300 mm starke Schicht aus weißem Sand (bei saurer Zustellung) oder feingemahlenem Dolomit mit 10—12% Teerzusatz oder gemahlenem Magnesit (bei basischer Zustellung) aufgestampft. Nach dem Anheizen des Ofens werden auf dieser Unterlage noch 4—6 Doppelschichten aus Martinofenschlacke und Zustellungstoff eingeschmolzen. Zum Schluß, nach Abstich der letzten Schlacke, stellt man den Ofen auf 1—2 Stunden kalt, so daß die Oberfläche des Herdes glasiert.

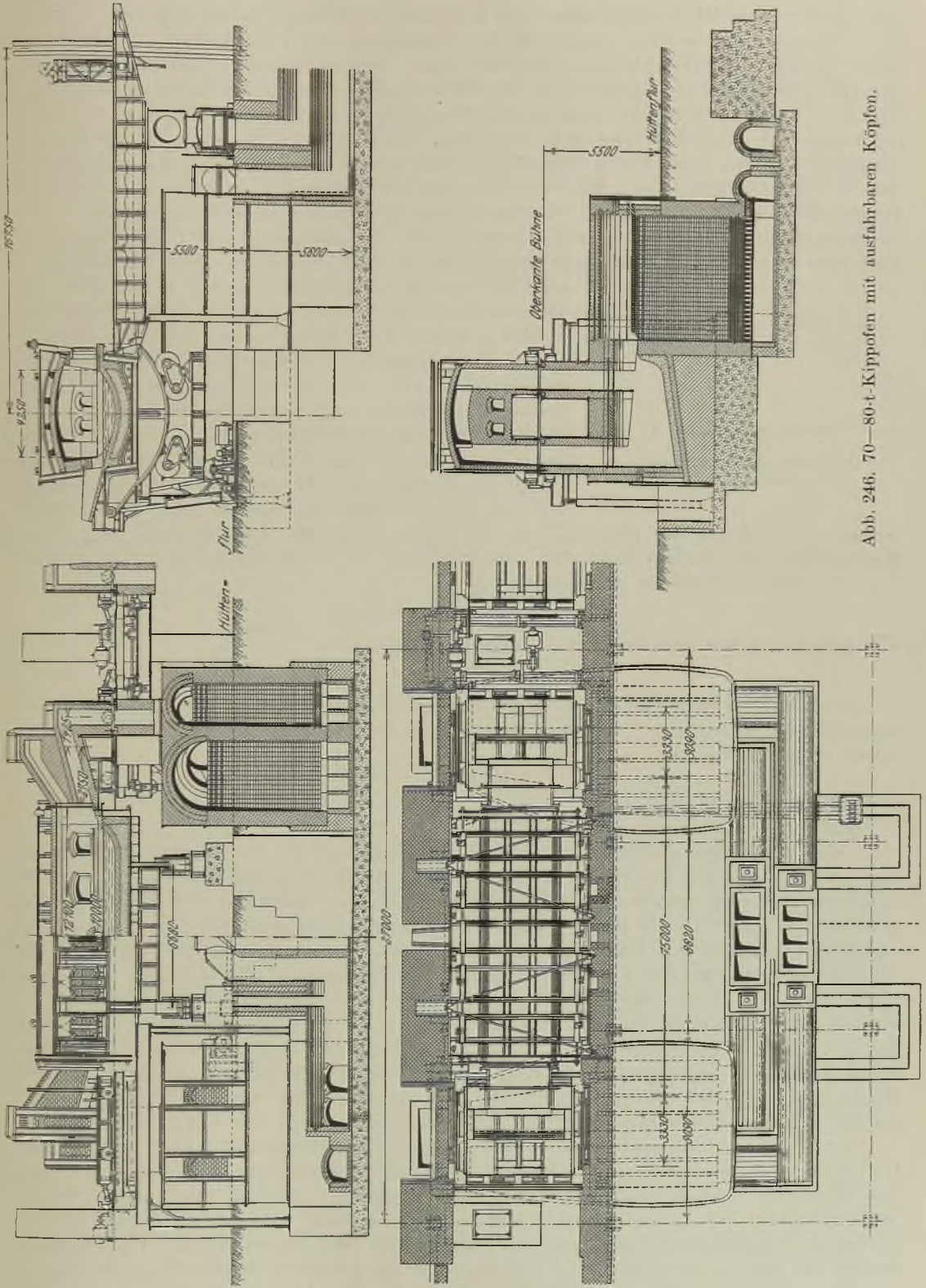


Abb. 246. 70—80-t-Kippofen mit ausfahrbaren Köpfen.

Je nach Größe des Ofens beträgt die gesamte Herdstärke 450—1200 mm. Auf die Schmelzleistung des Ofens ist die Herdstärke von wesentlichem Einfluß, da sie in gewissem Sinne die Wärmestauung bewirkt, durch die das Schmelzen und Warmhalten des geschmolzenen Einsatzes überhaupt erst ermöglicht wird. Dünne Herde verursachen besonders in Verbindung mit tiefen Bädern ein starkes Temperaturgefälle senkrecht zur Badoberfläche. Überhitzte Schlacke, Störung des Desoxydationsgleichgewichtes beim Ausgleich der Temperatur nach dem Abstich in der Pfanne und langsamer Ofengang sind die Folgen. Umgekehrt tragen dicke Herde sehr viel zu einer gleichmäßigeren Temperaturverteilung und flottem Ofengang bei. Die Abmessungen der Herdmulde ergeben sich aus dem Raumbedarf des geschmolzenen Stahles, dessen spezifisches Gewicht man mit 7 t/m^3 einsetzen kann und der Schlacke, die beim sauren Verfahren etwa 30% , beim basischen Verfahren $50\text{—}75\%$ des vom Stahl ausgefüllten Raumes einnimmt. Beim Fertigmachen

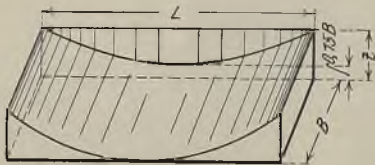


Abb. 247. Herdmuldenform, schematisch.

muß die Schlackenoberfläche ungefähr in der Höhe der Türschwellen liegen. Steht sie gelegentlich etwas höher, so hilft man sich durch Auflegen von Sand oder Dolomit auf die Schaffplatten. Die Mündung der Gaszüge muß grundsätzlich 200—300 mm über der voraussichtlichen Schlackenoberfläche angeordnet werden, um zu verhindern, daß bei gelegentlichem Schäumen des Bades die Schlacke in die Züge tritt. Bei feststehenden Öfen erhält die Mulde gewöhnlich ein parabolisches Längs- und ein trapezförmiges Querprofil (Abb. 247). Dabei

beträgt die Neigung der Herdsohle in der Mitte gegen den Abstich etwa 15% . Der Rauminhalt einer solchen Mulde bei L m Herdlänge, B m Herdbreite und t m größter Tiefe vor dem Abstich ist annähernd:

$$J = 0,6 \cdot B \cdot L (t - 0,07 B) \text{ m}^3 \quad (33)$$

Die sogenannte mittlere Badtiefe t_m ergibt sich dann zu:

$$t_m = 0,6 (t - 0,07 B) \text{ m.} \quad (34)$$

Bei Kippöfen findet man mehr trapezförmige Längsprofile und Kreis- oder Ellipsensegmente als Querprofile. Je nach Ausführung der letzteren ergibt sich der Rauminhalt dieser Herde zu:

$$J = 0,6 \text{ bis } 0,8 \cdot t \cdot B \cdot L \text{ m}^3 \quad (35)$$

und die mittlere Badtiefe zu:

$$t_m = 0,6 \text{ bis } 0,8 t \text{ m} \quad (36)$$

Große Badtiefen wirken ähnlich wie dünne Herde auf die Temperaturverteilung im Bad, doch pflegt bis zu einem gewissen Grade die Herdleistung in Tonnen Stahl je Quadratmeter und Stunde mit der Badtiefe zu steigen. Letzteres dürfte jedoch zum größten Teil seinen Grund in der Verbesserung des Verhältnisses zwischen Nutzleistung und Strahlverlusten des Ofens haben. An sich kochen tiefe Bäder langsamer, da der Diffusionsweg des Eisenoxydes in das Bad ein längerer ist. Flache Bäder haben vor allem den Nachteil, daß Ansätze auf dem Herd sich verhältnismäßig stärker bemerkbar machen. Die Herdbreite wird im allgemeinen durch die Flickmöglichkeit der Rückwand bestimmt und übersteigt selten 4,2—4,8 m. Die Herdlänge muß im richtigen Verhältnis zu der durch den Gasbedarf und die Kopfbauart bedingten Flammenlänge stehen. Lange Herde gefährden die Gleichmäßigkeit der Zusammensetzung des Bades beim Fertigmachen. Kurze Herde bringen leicht ein starkes Abbrennen der Köpfe mit sich.

Zahlenmäßige Berechnungswerte auf theoretischer Grundlage lassen sich für die Herdabmessungen nicht geben. Dagegen bieten die Zusammenstellungen von Bansen und Pavloff reichlich erfahrungsmäßige Anhaltspunkte. Bei der Streuung der Werte ist allerdings zu berücksichtigen, daß sich bei der Sammlung von solchen Zahlen aus der Praxis unvermeidlich Abmessungen von überlasteten Öfen einschleichen. Eigentümlich berührt es, daß in der Aufstellung von Bansen bei genauerer Nachprüfung durchwegs $11\text{—}13 \text{ m}^3$ Herdraum je Tonne Stundenleistung gefunden werden (Zusammenhang zwischen Stundenleistung und Einsatzgewicht s. Abb. 252, S. 241). Meist werden jedoch

die Herdabmessungen auf das Einsatzgewicht bezogen. Zahlentafel 38 enthält die einschlägigen Werte nach Bansen und Pavloff.

Bei basischer Zustellung trennt man die Wände von dem eigentlichen Herd durch einige Lagen von Magnesitsteinen in der Höhe der Schlackenzone, um Unterspülungen entgegen zu wirken. Auf der Innenseite erhalten sie eine leichte Schrägung von etwa 10–30 mm auf 1 m Höhe. Ihre Stärke am Fuß beträgt 400–700 mm je nach Größe des Ofens. Die Rückwand, selten auch die Vorderwand, wird bei basischen Öfen aus Teer-Dolomit-Mischung gestampft oder aus gepreßten Teer-Dolomitsteinen, bei saurer Zustellung aus Silikasteinen gemauert. Letzteres ist auch bei basischen Herden für die Vorderwand die Regel. Die saure Ausführung der Rückwand bei basischer Herdzustellung ist weniger günstig, da dann leicht Schwierigkeiten beim Flicken auftreten; letzteres wird in der Weise vorgenommen, daß man bei heißem Ofen feuerfeste Masse entsprechend der Herdzustellung durch die Türen gegen die Rückwand wirft. Versuche, das Anwerfen der Rückwand durch Anspritzen (Torkretverfahren) zu ersetzen, sind bisher noch nicht von Erfolg gewesen.

Zahlentafel 38.
Herdabmessungen und Einsatzgewicht.

Einsatzgewicht t	Herdfläche m ²	Herdlänge nach Bansen m	Herdbreite m	Mittlere Bادتiefe cm	Herdfläche je t Einsatz nach Pavloff m ²
10–20	10–20	3–7	2,2–3,3	14–18	1,2–1
20–30	15–30	5–8	2,5–3,7	16–27	1,0–0,9
30–40	20–34	6–10	2,7–3,7	16–27	0,9–0,84
40–50	25–42	7–11	3,0–4,2	16–27	0,84–0,8
50–60	27–45	8–13	—	—	0,8–0,76
60–70	27–50	—	—	—	0,76–0,70
70–80	40–65	9–14	4,0–4,8	16–32	—
80–100 und darüber	50–65	11–15	—	25–35	—

Die Vorderwand besteht eigentlich nur aus den Pfeilern, die von den Einsatztüren übrig gelassen werden, und den Türbogen. Infolge der beschränkten Flickmöglichkeit während des Betriebes — das Anlegen der Vorderwand kann nur mit dem Flicklöffel geschehen — hält man sie meistens etwas stärker als die Rückwand und bevorzugt hier auch die Ausführung aus feuerfesten Steinen gegenüber dem Stampfen. Zweckmäßig erhalten die Pfeiler in ihrem Ansatz auf dem Herd eine leicht nach außen geneigte Grundfläche, um ihrer Neigung, umzustürzen, entgegenzuwirken. Die Kühlung der Pfeiler durch eingemauerte Rohrschlangen hat vor allem den Vorteil, daß sie dadurch in ihrer Krone einen gewissen Halt bekommen. Bei kleineren Öfen bis zu etwa 12 t findet man meist zwei Einsetztüren von etwa 700–800 mm Höhe und 900–1000 mm Breite. Die Breite der zwischenliegenden Pfeiler sollte 800 mm nicht unterschreiten. Bei etwas größeren Öfen findet man häufig im Mittelpfeiler noch eine kleinere Türe für die Probeaufnahme. Bei über 30 t Einsatzgewicht ordnet man bereits drei große Einsetztüren an, deren Öffnungen Ausmaße bis zu 1400 × 1400 mm aufweisen. Bei Herdlängen von über 9 m werden außerdem an den Köpfen noch kleinere Türen angebracht, um das Flickn der Köpfe und Brücken zu erleichtern (Ausmaße 500–700 mm im Geviert).

Die Türen werden meist als $\frac{1}{2}$ Stein starke, durch einen schmiedeisernen Rahmen zusammengehaltene Platten gemauert. Hin und wieder findet man auch Ausführungen in Stahlguß, die dann entsprechende Verstärkungen durch Rippen erhalten. Sie hängen an Seilzügen und werden bei kleineren Öfen von Hand, bei größeren durch Preßluft, Druckwasser oder elektrisch aufgezogen. Bei mechanischem Antrieb werden die Hebel gemeinsam mit den Steuerapparaten für das Umstellen und die Kaminschieberbetätigung gegenüber dem Ofen zu einem Steuerstand vereinigt. Der wesentlichste Gesichtspunkt bei der Ausbildung der Türe ist dichtes Schließen. Dies ist gefährdet durch schlechtes

Anliegen, durch Verziehen der Türplatte und durch das Ausbrennen der Türöffnung. Der Ausflammverlust undichter Türen¹⁾ kann ganz erhebliche Beträge erreichen. Er entsteht durch das eigentliche Ausflammen von mehr oder weniger verbranntem Gas in der oberen Türhälfte und durch Einziehen von kalter Luft durch den unteren Türspalt, da infolge der Höhe des Herdraumes Auftriebsdrücke von etwa 1 mm/m Türhöhe nicht zu vermeiden sind. Bei ungekühlten Türöffnungen hält man vielfach Türen verschiedener Größe vorrätig, die ihrem Ausbrennen Rechnung tragen. Zweckmäßiger ist es jedoch, sie durch Kühlrahmen zu schützen (Abb. 248). Die Außenfläche dieser Kühlrahmen sollte eine Neigung von über 5° aus der Senkrechten erhalten, um ein sicheres Anliegen der Türe durch ihr Eigengewicht zu gewährleisten. Der Kühlwasserverbrauch beträgt bei größeren Rahmen etwa 6–7, bei kleineren 4–5 m³ Wasser je Stunde bei einer Erwärmung um 30–40° C. Neuerdings werden auch die ganzen Türplatten gekühlt. Abb. 249 zeigt eine dergestalt gekühlte Tür. Das Steinfutter auf der Innenseite ist wesentlich, da sonst die Ofen-

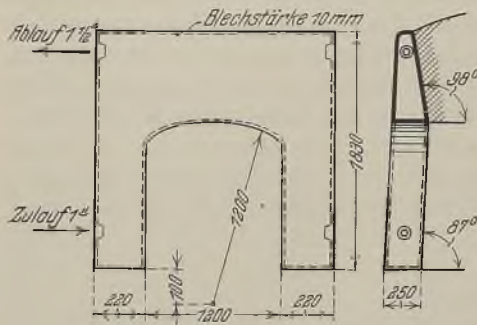


Abb. 248. Wassergekühlter Türrahmen.

leistung stark zurückgeht. Bei der dargestellten Ausführung kann man mit einem Kühlwasserverbrauch von 2–3 m³ Wasser je Stunde und Quadratmeter gekühlter Türfläche rechnen.

Das Ofengewölbe wird stets aus Silika in 1½–2 Steinstärke mit 10–15% Stich ausgeführt²⁾. In der Längsrichtung des Herdes hat man bei größeren Öfen meist eben verlaufende Gewölbe, die über den Köpfen eingezogen sind, um die aus dem Kopf kommende Luft mehr auf das Bad zu drücken. Allzu starke Heranziehung des Gewölbes zur Beeinflussung der Flammenführung beeinträchtigt dessen Haltbarkeit. Dicke Gewölbe oder Isolierung der Gewölbe führen ebenfalls zu raschem Abschmelzen bis auf Stärken, die einem Wärmefluß von etwa 6000–7000 kcal/st entsprechen.



Abb. 249. Wassergekühlte Tür.

Stellenweise findet man Rippengewölbe³⁾. Die Wirkung der Rippen ist weniger kühlend, als vor allem mechanisch verstärkend. In letzterer Zeit angestellte Versuche mit aufgehängten Gewölben sind bisher noch zu keinem Abschluß gelangt. Die Haltbarkeit des Gewölbes ist in erster Linie eine Frage guter Flammenführung.

Hinter dem Stichloch befindet sich eine auswechselbare Rinne. Ihr Mantel besteht aus Eisenguß, Stahlguß oder genietetem Blech in halbrunder oder Kastenform. Als feuerfestes Futter dienen an den Wänden eine, am Boden meist zwei Lagen Schamottesteine. Darüber wird Formsand oder eine ähnliche feuerfeste Masse gestampft. Von der Sorgfältigkeit des Stampfens und des Trocknens hängt die Haltbarkeit der Rinnen ab. Manchmal werden sie auch gebrannt. Gut hergestellte Rinnen sollten mindestens 3–4 Güsse aushalten. Lange Rinnen wirken ebenso wie gebogene bzw. geteilte stark abkühlend auf den Stahl. Letztere findet man vielfach dann bei feststehenden Öfen, wenn man aus zwei Pfannen gießen will. Die Neigung der Rinne ist mit 10–15% ausreichend bemessen.

Zusammenbau und Rüstung.

Der Zusammenbau der Öfen geht am besten aus den Abb. 243–246 hervor. Abb. 243 zeigt einen Ofen älterer Bauart für 12–15 t Einsatz, Abb. 244 einen solchen für etwa

¹⁾ C. Schwarz: Ausflammverluste an Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 114.

²⁾ Da basisches Mauerwerk in der Hitze schwindet, kann es nicht zum Gewölbebau benutzt werden.

³⁾ Abbildung eines Rippengewölbes s. G. Bulle: Die Kühlung von Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 110, S. 11. Abb. 35.

20—25 t. Neuere Ausführungen geben Abb. 245 u. 246 in Gestalt eines feststehenden 50/60-t-Ofens mit freistehenden Zügen und Köpfen, Bauart Bernhardt, sowie eines Kippofens für etwa 80 t Einsatz mit ausfahrbaren Köpfen und gepanzerten Kammern wieder. Für die Darstellung von Stahlguß kommen bei uns größere Öfen als für 20—25 t Einsatz seltener in Frage. In Nordamerika dagegen liegen die Verhältnisse für größere Öfen günstiger.

Kippbare Öfen sind in der Anlage wesentlich teurer als feststehende, auch stehen sie den letzteren in wärmewirtschaftlicher Hinsicht infolge der Schlitzverluste zwischen Kopf und Herdraum nach. Ihre Vorteile liegen vor allem auf metallurgischem Gebiet. Bei der Herstellung von hochwertigem Stahl, sowie bei der Verwendung von minderwertigem Einsatz ist der Schlackenwechsel durch einfaches Abkippen bedeutend schneller durchzuführen als bei feststehenden Öfen. Ferner kann man durch teilweises Abkippen der Schmelzung auch kleinere Stahlmengen in bestimmter Zusammensetzung für Sonderzwecke herstellen, ohne größere Mengen davon auf Lager legen zu müssen, wenn der vorliegende Bedarf eine ganze Schmelzung nicht deckt. Beim Abgießen großer Stahlgußstücke, die aus mehreren Pfannen gegossen werden müssen, kann man unmittelbar eine nach der anderen füllen, während man beim feststehenden Ofen entweder zur geteilten Rinne greifen oder nach Abstich in eine große Pfanne die Hilfspfannen zuerst aus dieser füllen muß. Letzteres hat unweigerlich einen starken Temperaturunterschied der Hilfspfannen gegenüber dem Stahl in der Hauptpfanne zur Folge.

Die Verankerung der Öfen ist eine reine Erfahrungssache. Kammerblöcke und Oberofen werden getrennt für sich gefaßt. Der Herdraum erhält zwischen den Türen senkrechte Träger, die mit eben solchen auf der Rückseite oberhalb des Gewölbes und unterhalb des Herdes durch Zugstangen — die eigentlichen Anker — von 25—75 mm Durchmesser je nach Größe des Ofens verbunden werden. Dabei werden die Träger paarweise durch Querhäupter aus Stahlguß gefaßt. Der Anker wird gegen das Querhaupt unter Zwischenschaltung einer Holzunterlage, oder besser einer schweren Feder, verschraubt. Bei feststehenden Öfen wird in der gleichen Weise das Oberofenmassiv durch vier oder sechs Längsanker gefaßt. Bei großer Länge teilt man die Zugstangen und verbindet deren Teile durch Stangenschlösser. Die Durchführung der Längsanker oberhalb des Gewölbes macht keine Schwierigkeiten; wegen der Köpfe kann man indessen unterhalb des Herdes nicht für jedes Trägerpaar eine Zugstange anbringen. Daher faßt man durch schwere Querträger, die vielfach aus Stahlguß hergestellt werden, sämtliche senkrechten Träger der Kopfseiten zusammen, die man zu beiden Seiten des Ofens durch entsprechend stärkere Zugstangen verbindet. Die Trägerprofile schwanken je nach Größe des Ofens zwischen NP 20 und NP 40. An ihrer Stelle werden bei kleineren Öfen auch schwere Eisenbahnschienen verwendet. Auf alle Fälle soll das Trägerprofil gegen die Zugstangen so abgeglichen sein, daß beim Zubruchgehen letztere zuerst reißen. Die Anordnung der Zugstangen an solchen Stellen des Ofens, wo sie gegen Ende der Ofenreise durch höhere Temperaturen gefährdet werden, wie z. B. ihre Durchführung durch das Kopfmauerwerk in der Nähe der Züge, ist unter allen Umständen zu vermeiden. Die Länge der Gewinde an den Zugstangen sind reichlich zu bemessen, da man bei Silikamauerwerk mit einem linearen Wachstum von etwa 4‰ zu rechnen hat.

Schornstein.

Der Schornstein sollte mit Rücksicht auf die heutigen Ofenbauarten, die eine weitgehende Abkühlung der Abgase in den Kammern anstreben, an seinem Fuß je nach Größe des Ofens bei 300° Abgastemperatur und 100‰ Luftüberschuß einen Zug von 30—50 mm WS erzeugen. Der eigentliche Zugbedarf der Öfen ist je nach der Bauart ziemlich schwankend. Nach Erfahrungen des Verfassers genügte bei 15-t-Öfen zwischen Ventilen und Kaminschieber ein Schornsteinzug von etwa 10 mm, bei 30-t-Öfen ein solcher von 18 bis 20 mm, bei 65-t-Öfen wurden 25—30 mm gemessen. Bei Kippöfen wird man mit Rücksicht auf die Spaltverluste etwa 150‰ Luftüberschuß zugrundelegen müssen. Um gelegentlich genügend Zugreserve zu haben, ist der Schornsteinzug so zu wählen, daß

man bei einem neuen Ofen mit etwa der Hälfte des vorhandenen Zuges auskommt. Die Abdrosselung des Zuges wird durch gemauerte Schornsteinschieber herbeigeführt, deren Betätigung von der Bühne aus bei kleineren Öfen von Hand, bei größeren durch mechanische Hilfsmittel erfolgt. Der Querschnittsbemessung kann man unter den angegebenen Umständen eine Rauchgasgeschwindigkeit von $1\frac{1}{2}$ –2 m/sec (0° , 760 mm QS) zugrundelegen. Zu weite Kamine ziehen ebenso schlecht wie zu niedrige, da bei zu geringer Belastung die Rauchgase bereits im Schornstein zu weit abkühlen. Im übrigen findet man in der Praxis für gleichgroße Öfen die verschiedensten Abmessungen, ein Zeichen, daß vom rein technischen Standpunkt die Schornsteinfrage nicht sehr empfindlich ist. Beim Bau der Anlagen wird meistens in diesem Fall die Frage der Kosten gegenüber der Sicherheit genügender Zugreserve, nicht zuletzt auch mit Rücksicht auf gelegentliche Steigerung der Ofenleistung zurückgestellt. Wesentlich höhere Zugstärken erfordert gelegentlich der Betrieb mit kaltem Mischgas aus Hochofen- und Koksofengas, der eine heiße Führung der Gaskammern trotz verhältnismäßig kleinen Gaszügen erheischt.

Pavloff setzt den Schornsteindurchmesser mit der Herdfläche in Beziehung und fordert:

$$\text{Schornsteindurchmesser} = \frac{1}{3,8} \sqrt{\text{Herdfläche}} \quad (37)$$

$$\text{Schornsteinhöhe} = 25 \text{ bis } 30 \cdot \text{Schornsteindurchmesser} \quad (38)$$

Zur Beurteilung der Leistungsfähigkeit bestehender Kamine, die gelegentlich bei Ofenumbauten bedeutungsvoll werden kann, ist in Zahlentafel 39 die theoretische Schornsteinhöhe für verschiedene Zugstärken und verschiedene Rauchgastemperaturen zusammengestellt. Bei Durchmessern über 1500 mm und Temperaturen bis zu 700° ist die Gasreibung im Kamin ohne weiteres zu vernachlässigen, solange die Geschwindigkeit 4 m/sec (0° , 760 mm QS) nicht übersteigt. Wesentlicher kann der Widerstand der Richtungsänderung am Eintritt des Essenkanals in den Schornstein werden. Formel 29 auf die entsprechenden Verhältnisse umgerechnet, ergibt für den dort zu erwartenden Zugverlust

$$Z_v = \frac{v_0^2 \cdot T_R}{2000} \quad (39)$$

Darin bedeuten wie bisher v_0 die auf Normalbedingungen bezogene Rauchgasgeschwindigkeit und T_R die absolute Rauchgastemperatur. Dieser Zugverlust und die im Zweifelsfall nach Formel 31 unter Benutzung der größten in Zahlentafel 34 (S. 199) angegebenen K-Werte berechneten Reibungsverluste sind dann von dem in Zahlentafel 39 ermittelten theoretischen Schornsteinzug abzuziehen.

Zahlentafel 39.

Theoretische Schornsteinhöhe für verschiedene Zugstärken und Rauchgastemperaturen.

Zug mm	Rauchgastemperatur				
	300° C	400° C	500° C	600° C	700° C
	Theoretische Schornsteinhöhe in m				
50	87	75	67	63	60
40	69	60	53	51	48
30	52	45	40	38	36
20	34	30	27	25	24

Mit Rücksicht auf die hin und wieder auftretenden sehr hohen Abgastemperaturen erhält der Schornstein in seinem unteren Drittel eine Trommel aus feuerfesten Steinen. Im übrigen sei in bezug auf die bauliche Ausführung auf die einschlägige Literatur verwiesen¹⁾.

Gewöhnlich steht der Schornstein in der Verlängerung der Mittelachse der beiden

¹⁾ G. Lang: Der Schornsteinbau. Hannover 1913. Ferner Tetzner: Die Dampfkessel. 5. Aufl. Berlin 1914. S. 58 ff.

Umstellventile, entweder unmittelbar hinter diesen oder auf der anderen Seite des Schrottplatzes. Die Abgasführung aus den Ventilen selbst wird zweckmäßig auch noch in der Wagerechten bis auf etwa 1—2 m hinter den Ventilen unterteilt (s. Abb. 245), um das Aufeinanderprallen der beiden Gasströme zu verhindern. Seltener ist die Anordnung nach Abb. 244, deren Ursache wohl auf örtliche Verhältnisse zurückzuführen ist. Wesentlich ist noch eine Verbindungsmöglichkeit des Schornsteines mit den Frischgaskanälen, um deren Ausbrennen des Sonntags zu erleichtern. Jedoch muß hierbei mit größter Vorsicht vorgegangen werden, um Frischgasverluste zu vermeiden. Bei Zugschwierigkeiten wird es sich empfehlen, zunächst die Zugverluste des Ofensystems nachzurechnen und das Einziehen von Falschlufft auf ein Mindestmaß zu beschränken. Besonders bei älteren Öfen wird man dann sehr häufig Punkte finden, wo durch geringe Änderungen große Zugsparnisse gemacht werden können. Erst wenn im Ofensystem nichts mehr zu holen ist, sollte man zu einer Erhöhung des Schornsteins schreiten.

Künstlicher Zug wird im allgemeinen nur nach Einschaltung von Abhitzekesteln anzuwenden sein, da sonst die Ventilatoren zu leicht durch auftretende Übertemperaturen gefährdet sind. Bezeichnet A die zu bewältigende Abgasmenge in Nm^3/st , bei deren Berechnung man zweckmäßig ebenfalls einen 150—200%igen Luftüberschuß zugrundelegt, T_R die Rauchgastemperatur am Ventilatoreintritt in Grad, Z die absolut zu erzeugende Zugdifferenz in mmWS, so ergibt sich der Kraftverbrauch L in kWh:

$$L = \frac{A}{\eta} \cdot \frac{T_R}{273} \cdot \frac{Z}{75 \cdot 3600} \cdot \frac{1}{1,36} = \frac{2}{10^8} \cdot A \cdot T_R \cdot Z \text{ kWh} \quad (40)$$

unter Voraussetzung eines Wirkungsgrades der Kraftübertragung von $\eta = 50\%$. Ersetzt man den elektrischen Antrieb durch eine kleine Dampfturbine, so kann man deren Abdampf in wirtschaftlicher Weise unter die Gaserzeuger schicken, wodurch man etwa 0,10—0,15 kg Dampf je Kilogramm Kohle bei reinem Generatorgasbetrieb erhält. Der erforderliche Rest zur Vergasung läßt sich durch Frischdampf oder Luftbefeuchtung ersetzen.

Allgemeine Gesichtspunkte für Anordnung und Transportverhältnisse¹⁾.

Die Öfen werden Kopf an Kopf in einer Reihe aufgestellt. Zwischen den Köpfen soll so viel Platz vorhanden sein, daß Zugreparaturen während des Betriebes ohne Behinderung ausgeführt werden können. Bei Masseköpfen ist dazu etwas mehr als die von Außenseite Stirnwand bis Gaszugmündung gemessene Kopflänge erforderlich.

Mit Rücksicht auf die während des Fertigmachens vorzunehmenden Arbeiten legt man die Beschickbühne so, daß die Höhe der Schaffplatten etwa 700—800 mm beträgt. Ihre Anordnung auf Hüttenflur und die Verlegung der Kammern in den Keller verbilligt zwar die Baukosten infolge geringerer Hallenhöhe, setzt aber grundwasserfreien Baugrund voraus. Außerdem werden die Kammerreparaturen infolge des beschränkten Platzes behindert, und auf der Abstichseite muß die Pfanne in einem entsprechend tiefen Schacht aufgestellt werden, was wegen der überlaufenden Schlacke zu weiteren Unzuträglichkeiten führt²⁾. Bei den neueren Anlagen liegt die Ofenbühne meist 4—7 m über Hüttenflur. Ihre Breite beträgt etwa 10—15 m. Im Aufbau darf sie in keiner Weise in Verbindung mit den Öfen stehen. Auf das Wachsen der Öfen während des Betriebes muß dabei Rücksicht genommen werden. Über den Ventilen werden in der Konstruktion Aussparungen angeordnet, die während des Betriebes durch entsprechend große Platten verschlossen sind, bei Instandsetzungsarbeiten jedoch die Benutzung des über der Bühne laufenden Hilfskrans zum Auswechseln der Ventile u. dgl. gestatten.

Die Beschickseite der S.M.-Ofenanlage erhält ihr Gepräge durch den Schrotttransport und die Gaserzeugeranlage. Eine Ausnahme machen hiervon einige wenige

¹⁾ Ausführliche Besprechung der Transportanlagen s. H. Fromm: Transportanlagen in Siemens-Martin-Stahlwerken unter besonderer Berücksichtigung der Kosten der Materialbewegung. Stahleisen 1922. S. 1737.

²⁾ Siehe z. B. Die Donawitzer Anlage. Stahleisen 1910. S. 22.

von vornherein auf flüssiges Verfahren eingerichtete Anlagen, deren Besprechung hier zu weit führen würde. Für die Leistungen der Schrott-Transporteinrichtungen ist nicht der durchschnittliche Tagesbedarf der Anlage zugrunde zu legen, sondern die Spitzenleistung, die auftritt, wenn je nach Größe der Anlage zwei oder mehr Öfen gleichzeitig beschickt werden. Die Beschickgeschwindigkeit muß dabei je Ofen mit 30—35 t/st für mittelmäßigen Kernschrott zugrunde gelegt werden. Schnelleres Aufgeben schreckt die Öfen ab und bringt infolgedessen keinen Gewinn. Langsameres Arbeiten verlängert die Schmelzungsdauer. Sind die Transporteinrichtungen der Spitzenleistung bei gleichzeitiger Beschickung mehrerer Öfen nicht gewachsen, so tritt im Betriebe sehr leicht der Fall ein, daß bei unterschiedlichem Gang der Öfen der am langsamsten gehende das Arbeitstempo angibt, solange die Unterschiede der Schmelzungsdauer das zulässige Maß nicht überschreiten.

Außer der Beschiekeinrichtung sollte die Ofenhalle, die die Bühne und die Öfen gemeinsam überspannt, noch mindestens einen Hilfskran für die Ofenreparaturen erhalten. Seine schwerste Arbeit ist das Entfernen der Bären aus den Herden. Beim Arbeiten mit teilweise flüssigem Einsatz übernimmt er auch den Roheisentransport, falls das Einkippen von der Ofenbühne aus vorgesehen ist. Auf alle Fälle muß er unabhängig von den Beschickmaschinen verfahren werden können. Sind letztere als Krane ausgebildet, so wird man ihn daher auf einer zweiten höherliegenden Kranbahn anordnen. Sein Ersatz durch Hilfskatzen auf den Beschickkränen dürfte kaum ausreichend sein.

Allen Beschickmaschinen gemeinsam ist das Arbeiten mit einem Ausleger, der die Mulden an ihrer Stirnseite erfaßt und sie im Ofen kippt (s. Abb. 244). Das Mindestmaß an Bewegungen, die er ausführen muß, sind daher die Drehbewegung für das Kippen, die Hubbewegung für das Aufheben, die der Katzfahrt entsprechende Vorschubbewegung zum Einfahren in den Ofen und endlich das Verfahren längs der Ofenfront. Derartige Maschinen werden vielfach als Wagen ausgeführt, seltener werden sie an einen Kran gehängt. Sie erfordern die Aufstellung der Mulden unmittelbar in der Ofenfront. Bei den neueren Beschickkränen dagegen gesellt sich zu diesen Bewegungen noch die Schwenkmöglichkeit des Auslegers um 360° in der Wagerechten. Zweckmäßig ist außerdem die Unterteilung der Hubbewegung in eine begrenzte senkrechte Schwenkbarkeit des Auslegers und in eine allgemeine Hubbewegung des gesamten Katzengehänges. Derartige Maschinen gestatten die Aufstellung der Mulden auf der den Öfen gegenüber liegenden Seite.

Die kastenförmigen Mulden haben rechteckiges, oder besser halbrundes Profil und tragen an der einen Stirnseite ein Schloß aus Stahlguß für den Ausleger. Der übrige Teil der Mulde wird vielfach aus starkem Blech gepreßt oder genietet. Zuweilen werden sie auch vollständig in Stahlguß ausgeführt. Ihr Fassungsvermögen beträgt je nach Größe der Öfen 1—5 t. Nach der Schrottart ist jedoch die Ausnutzung des Muldenraumes eine sehr verschiedene; Anhaltspunkte gibt Zahlentafel 40.

Zahlentafel 40.

Fassungsvermögen von 1 m³ Muldenraum.

Walzwerksabfälle, kleinstückiger Kernschrott	4—5 t/m ³
Roheisenmasseln, von Hand geladener Blechschrott	3—4 t/m ³
Beschickfähiger Kern- und Stahlschrott vom Magneten geladen	1,5—2,5 t/m ³
Sperriger Schrott, Schmelzeisen	0,5—1 t/m ³

Die Beförderung der Mulden erfolgt gewöhnlich zu je dreien auf Schmalspurwagen, in rahmenartigen Krangehängen oder zu 12—15 auf Eisenbahnwagen. Bei ihrer Aufstellung vor den Öfen bleiben sie auf ihren Fahrgestellen, da die Aufstellung von feststehenden Muldenbänken dort Schwierigkeiten bereitet. Die Beförderung über die Bühne übernimmt entweder eine Lokomotive oder der oben bereits erwähnte Hilfskran, der sie

dann auch durch eine Öffnung in der Bühne unmittelbar vom Hüttenflur aus hochzieht. Das Charakteristische dieser Anordnung ist der Längstransport des Schrotts über die Bühne, der auch die Arbeiten an nicht beschickenden Öfen stört. Zumal bei größeren Anlagen wird deshalb eine schwenkbare Beschickmaschine und Aufstellung der Mulden an der Rückseite der Ofenbühne vorgezogen, wodurch wenigstens in ihrem Bereich ein reiner Quertransport ohne Belästigung der übrigen Öfen zustande kommt.

Der im eigenen Werk anfallende Schrott wird zweckmäßig an den Entfallstellen unmittelbar in die Mulden verladen und durch ein Schmalspur- oder Elektrohängebahnnetz, bei größeren Entfernungen auch durch die Normalspurbahn zur S.M.-Ofenanlage gebracht. Besonders bei warmanfallendem Schrott muß auf rasche Beförderung größter Wert gelegt werden, um seine fühlbare Wärme für den Schmelzvorgang zu erhalten. Der in Normalspurwagen ankommende Fremdschrott wird auf dem Schrottplatz durch Magnetkrane entweder unmittelbar in die Mulden entladen oder auf den Platz gestapelt. Bei neueren Anlagen wird der Schrottplatz zwischen die Gaserzeuger und Ofenhalle gelegt; auch findet man Schrottplätze in großem Ausmaß abseits von der Ofenanlage. Sie werden dann mit allen Einrichtungen zur Zurichtung des Schrotts wie Paketierpressen, Schrottscheren, Sauerstoffschneidanlage u. dgl. mehr ausgerüstet. Wesentlich ist bei einer solchen Anordnung, daß die Beförderung von diesen Plätzen zur Ofenanlage nur in Muldenwagen vor sich geht; im Bereich der Ofenanlage selbst müssen dann nur Einrichtungen zum Aufsetzen vorhanden sein. Eine doppelte Umladung ist stets zu vermeiden.

Auf den Schrottplätzen unmittelbar vor der Ofenanlage muß der Schrott geladen und auf die Bühne gesetzt werden. Bürdet man beides ein und demselben Kran auf, so muß die Getriebeausbildung ein Übergehen vom Laden zum Aufsetzen ohne Zeitverlust gestatten. Verwendet man dazu jedoch verschiedene Hebezeugtypen, so müssen sie unabhängig voneinander in der Längsrichtung des Schrottplatzes verfahren werden können, da das Aufsetzen der Mulden, die unmittelbar vom Eisenbahnwagen aus beladen werden, häufig Längstransporte über den ganzen Platz erfordert. Bei dieser Anordnung stört die Aufstellung der Kamine unmittelbar hinter dem Ventil, da sie dann einen Zwischenraum von einigen Metern zwischen der Schrottplatz- und Ofenbühnen-Kranbahn verursachen. Die Überbrückung dieses Zwischenraumes erfordert eine verhältnismäßig schwere Auslegerkonstruktion des Aufsetzkranes¹⁾. Dazu kommt, daß die Aufstellung von Abhitzekeßeln unmittelbar unter der Bühne auf behördliche Schwierigkeiten stößt. Bei den in letzter Zeit gebauten Anlagen²⁾ stellt man den Schornstein deshalb zwischen Schrottplatz und Gaserzeuger und ordnet den Abhitzekeßel unmittelbar bei ihm an. Allerdings nimmt man dabei lange Abgaskanäle in Kauf. Die Abkühlung der Abgase muß darin auf den laufenden Meter je nach Ausführung mit 0,5—1,5⁰ veranschlagt werden. Dazu kommt noch die Gefahr der Ribbildung, die bei Abgaskanälen unangenehmer ist als bei den Generatorgaskanälen, bei denen sich die Risse im Laufe der Zeit durch Ruß wieder zusetzen.

Bei kleineren und vor allem älteren Anlagen findet man auch heute noch häufig das Schrottladen von Hand. Man kann in diesem Falle bei halbwegs handlichem Schrott mit einer Leistung von etwa 20 t je Mann und Schicht beim unmittelbaren Verladen vom Eisenbahnwagen in den daneben stehenden Muldenwagen rechnen. Beim Aufladen vom Lager auf die Mulden geht die Leistung auf 12—15 t je Schicht zurück. In diesem Falle muß das zum Muldentransport dienende Schmalspurgleis auf eine ausreichende Länge neben dem Normalspurgleis entlang geführt werden. Der Umbau solcher Anlagen ist nur dann lohnend, wenn außer der Leuteersparnis noch eine Verkürzung der Einsetzdauer erreicht wird.

Beim Arbeiten mit festem Roheisen werden für seinen Transport dieselben Einrichtungen benutzt, wie für den Schrott. Dies muß beim Überschlag der erforderlichen Leistungsfähigkeit einer Anlage berücksichtigt werden. Kalk und Erz spielen im

¹⁾ Vgl. Stahlwerksanlage der Breuil-Stahlwerke. Stahleisen 1922. S. 1878.

²⁾ Werk Höntrop. Stahleisen 1926. Tafel 13 u. S. 429. Ferner S.M.-Werk 7 der Fr. Krupp, A.-G. Stahleisen 1923. S. 199. S.M.-Werk II von Königshütte. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 87, S. 3.

Verhältnis zur Schrottzufuhr beim Roheisen-Schrottverfahren nur eine untergeordnete Rolle. Beim Roheisen-Erzverfahren richtet man Bunker ein, aus deren Füllschnauzen das Gut unmittelbar in die Mulden läuft. Die beladenen Mulden werden in der gleichen Weise in den Bereich der Einsetzmaschine gebracht, wie bei der Schrottzufuhr. Für die Desoxydationszuschläge und die feuerfesten Stoffe sind Lagerschuppen nötig, die durch die üblichen Transportmittel mit dem S.M.-Werk verbunden sind.

Die Ausbildung der Hallen auf der Abstichseite der Öfen hängt davon ab, ob es sich um eine reine Stahlgießerei, eine Vereinigung von Rohblockherstellung und Stahlgießerei oder um reinen Blockguß handelt. In den beiden letzteren Fällen werden die Erfordernisse des Blockgusses und des Abtransportes der gegossenen Blöcke den Ausschlag geben. Die Pfannen für die Stahlgießerei werden vom Gießkran nach dem Abstich auf einen Wagen abgesetzt und auf diesem in die Formereihalle zum Vergießen gefahren. Nur bei kleineren Stahlgießereien kann man das Vergießen und Abholen des flüssigen Stahles vom Ofen ein und demselben Kran zumuten. In der Mehrzahl der Fälle wird man auch hier ein eigenes Schiff mit kleiner Spannweite für das Abholen des Stahles bevorzugen. Der darüber laufende Kran übernimmt dann noch die Arbeiten für den Abtransport der Laufsclacke, für die Pfannenreparaturen u. a. m. Wesentlich ist bei feststehenden Öfen die Anordnung von Pfannenböcken vor den Öfen, so daß die Pfannen von dem Augenblick an bereitstehen können, in dem der Stahl im Ofen geschmolzen ist.

Der Betrieb.

Rohstoffe.

Die wesentlichsten Einsatzstoffe für das Siemens-Martin-Verfahren sind Schrott und Roheisen. Maßgebend für die Beurteilung des Schrottes ist seine Reinheit und seine Beschickungsfähigkeit. Er muß frei von allen Nichteisenmetallen sein. Legierten Schrott kann man nur dann verwenden, wenn man seine Zusammensetzung annähernd kennt und seine Legierungselemente im Enderzeugnis braucht. Für die Herstellung unlegierter Stahlsorten scheidet er aus. Starke Verrostung wirkt frischend, steigert daher den Roheisenverbrauch und verursacht leicht zu weiches Eingehen der Schmelzungen. Überzüge aus Kesselstein oder Emaille sind wegen ihres Schwefelgehaltes schädlich. Metallüberzüge aus Zink oder Zinn verdampfen zwar im Herd zum allergrößten Teil, haben aber Schädigungen der Kammern durch Verstopfung und Anfrassung der Steine im Gefolge. Kupfer geht bekanntlich vollständig in den Stahl über. Graugußteile im Schrott gelten als Verunreinigungen. Sie haben vielfach hohen Phosphorgehalt und erschweren die Beurteilung des Roheisenzusatzes. Wegen seines hohen Kohlenstoff- und Schwefelgehaltes ist auch Temperguß unerwünscht. Stückgröße und Form des Schrottes beeinflussen zunächst seine Beschickfähigkeit. Sperriger Schrott verzögert die Beschickung und verursacht infolgedessen langsameren Ofengang und schlechte Ofenhaltbarkeit. Hohlrott wirkt ähnlich infolge seines geringen Raumgewichtes. Drehspäne bilden im Ofen häufig einen dichten Überzug über die übrige Beschickung, der die Wärmeübertragung verzögert. Dabei tritt leicht eine Gefährdung des Gewölbes ein. Übermäßig schwere Stücke schmelzen sehr langsam und liegen manchmal noch im Ofen, wenn der übrige Teil der Schmelzung fast fertig ist.

Der Herkunft nach unterscheidet man Walzwerksabfälle, Abfälle aus der Stahlgießerei und Fabrikationsschrott, d. s. Abfälle aus Stanzereien u. dgl.; auch Drehspäne gehören hierher¹⁾. All diese Gattungen sind Neuschrott. Ihnen gegenüber als Alteisen steht Eisenbahnschrott, Abbruchschrott und Sammelschrott. Eisenbahnschienen stellen selbstverständlich einen vorzüglichen Einsatzstoff dar, Schwellen sind meist stark verrostet, Eisenbahnwagenbeschlagteile sind häufig etwas sperrig. Bei Radsätzen muß auf die Legierungsfreiheit geachtet werden. Abbruchschrott, soweit er von Eisenkonstruktionen und Schiffen herrührt, bildet einen guten Einsatzstoff, ist aber leicht

¹⁾ Näheres hierüber s. Bd. I, S. 54 ff. u. 168 ff.

sperrig. Zechenschrott ist häufig stark verrostet oder verölt. Der minderwertigste Einsatzstoff ist Sammelschrott.

Der Neuschrott aus eigenen Betrieben hat den Vorteil, daß man seine Zusammensetzung verhältnismäßig gut kennt. Beim Überschlagen der Schrottbasis kann man je nach der Beschaffenheit der Walzerzeugnisse mit 10–30% Walzwerksabfällen rechnen. In Stahlgießereien entfallen 30–50% an Steigtrichtern und Eingüssen, bei dünnwandigen verwickelten Stücken unter Umständen noch erheblich mehr. Der Mehrverbrauch an Schrott ist durch Zukauf von Fremdschrott zu decken.

Der Schrotthandel unterscheidet in der Hauptsache: Stahlschrott, Kernschrott, Schwarzblechpakete, entzinnete Pakete und Schmelzeisen. Bei Stahlschrott wird eine Mindeststärke von 10 mm, bei Kernschrott eine solche von 6 mm verlangt. Beide Sorten müssen frei sein von Hohlschrott, von Gußteilen, von legiertem Schrott und Fremdmetallen. Ebenso ist übermäßig starke Verrostung oder Verzunderung durch Feuergase (Vorsicht bei Teilen von Feuerungen!) unzulässig. Der Schrott muß ofenrecht (beschickfähig) angeliefert werden. Die größten Abmessungen sind beim Abschluß fallweise festzulegen. Schwarzblechpakete sind gebündelte oder gepreßte Abfälle aus Feinblechwalzwerken und Stanzereien. Sie sind im allgemeinen dem Kernschrott gleichwertig. Entzinnete Pakete bergen stets die Gefahr unvollkommener Entzinnung. Da das Entzinnen auf nassem Wege vor sich geht, neigen sie auch stark zur inneren Verrostung. Lose Fabrikationsabfälle sind von Fall zu Fall zu beurteilen. S.M.-Ofenspäne müssen vor allem frei von Gußspänen sein. Auch hier liegt die Gefahr vor, daß legierter Stahl sich darunter befindet. Hohlschrott steht in seiner Bewertung zwischen Kernschrott und Schmelzeisen, sofern man sicher ist, daß er frei von Ansätzen angeliefert wird. Letztere sind vor allem bei Röhren, die durch das Zerschneiden an beiden Enden verschlossen sind, nicht immer leicht festzustellen. Schmelzeisen umfaßt so ziemlich alle anderen Arten von Alteisen mit Ausnahme von Guß, die sich unter die bisher besprochenen Sorten nicht einreihen lassen.

Die Schrottpreise schwanken außerordentlich stark, ihre Grenzen finden sie einerseits im Weltmarktpreis und andererseits im Roheisenpreis; hohe Schrottpreise haben stets eine stärkere Roheisenverwendung zur Folge und lassen die flüssigen Verfahren in den Vordergrund treten. Zur allgemeinen Beurteilung der Schrottpreisbewegung dient der Kernschrottpreis. Im Jahre 1926 schwankte er zwischen RM. 50,— und RM. 65,— je Tonne frei Verbrauchswerk im Rheinisch-Westfälischen Industriegebiet. Im ostdeutschen Gebiet lag sein Preis durchschnittlich RM. 12,— bis RM. 15,— tiefer. Einen Anhaltspunkt für die Bewertung der übrigen Schrottsorten mag die folgende Zusammenstellung geben, die sich auf die Preise des Jahres 1926 und des ersten Vierteljahres 1927 stützt. Setzt man den Kernschrottpreis zu 100%, so schwankte der Stahlschrottpreis zwischen 102% und 106%. Walzwerksfeinblechpakete notierten ebenfalls 100%, während Schwarzblechfabrikationspakete mit 85–95% bewertet wurden. Für Martinspäne wurden 80–85% gegeben. Schmelzeisen erreichte im Westen 60–70%, im Osten dagegen nur 50–60% des Kernschrottpreises.

Von den Roheisensorten kommen für das Siemens-Martin-Verfahren in Betracht: Stahleisen, Hämatit und zur Durchführung der flüssigen Verfahren Thomasroheisen. Aus Zahlentafel 41 sind für diese drei Sorten die handelsüblichen Zusammensetzungen nach den Normen des Roheisenverbandes in Essen ersichtlich¹⁾.

Wesentlich ist bei sämtlichen im Siemens-Martinofen verwendeten Roheisensorten ein niedriger Schwefelgehalt. Beim sauren Verfahren schließt ein Phosphorgehalt über der in Zahlentafel 41 angegebenen Grenze seine Verwendung aus. Nach dem basischen Verfahren läßt sich auch Roheisen mit einem Phosphorgehalt bis zu etwa 0,25% ohne besondere Schwierigkeit bei Verwendung von gutem Schrott auf phosphorreine Stahlsorten verarbeiten. Höhere Phosphorgehalte erfordern entsprechend höheren Aufwand an Zeit und Kalk. Die Erzgrundlage gemischter Werke, die unter Umständen höhere Phosphorgehalte bedingt, erheischt die Anpassung der Schmelzungsführung

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 119.

an die Roheisenzusammensetzung. Wieweit man dabei die technischen Möglichkeiten ausnutzen kann, ist eine reine Kostenfrage. Dies gilt vor allem auch für die Verfahren zur Verarbeitung von Thomasroheisen.

Die Gehalte von Silizium und Mangan an und für sich sind von weniger großer Bedeutung, solange sie sich in den angegebenen Grenzen halten, als ihr Verhältnis zueinander. Wie bereits auf S. 177 u. 179 dargetan wurde, ist dieses Verhältnis ausschlaggebend für die Reaktionsfähigkeit und den Manganabbrand der Schmelzung. Als günstig für das basische Verfahren ist eine Zusammensetzung anzusprechen, bei der sich Silizium zu Mangan wie 1:4,5 bis 1:5,5 verhalten. Bei hohem Mangangehalt läßt sich ein zu niedriger Siliziumgehalt durch Zusatz von Hämatit oder gutem Kokillenbruch in etwa ausgleichen. Sonst wird Hämatit nur dann Verwendung finden, wenn man auf manganarme Sonderstähle arbeitet. Die absolute Höhe des Mangan- und Siliziumgehaltes kann um so geringer sein, je höher der Roheisensatz ist. Beim sauren Verfahren dagegen bevorzugt man Roheisen hämatitähnlicher Zusammensetzung.

Zahlentafel 41.

Handelsübliche Zusammensetzungen von Stahleisen, Hämatit und Thomasroheisen.

Roheisensorte	Silizium %	Mangan %	Phosphor %	Schwefel %	Kupfer %	C-Gehalt %
Stahleisen . .	unter 1	2—6	unter 0,1	unter 0,04	unter 0,4	3—3,5
Hämatit . . .	2—3	n. über 1,2	n. über 0,1	n. über 0,04	—	4—4,3
Thomasroheisen						
a) Mn . . .	—	n. unter 2	1,8	0,12	—	3—3,5
b) M. M. . .	—	ca. 1,5—1,6	1,8	0,12	—	—
c) O. M. . .	—	unter 1 oder ohne Mn	1,8	0,12	—	—

Die Verwendung von Gußbruch als Roheisenersatz scheidet in der Hauptsache an dessen Phosphorgehalt. Eine Ausnahme machen in dieser Beziehung sorgfältig ausgewählter Maschinengußbruch und Kokillenbruch¹⁾. Die Verwendung von „martinofenfertigem Gußbruch“ ist abhängig von einem Preis, der in der letzten Zeit etwa 105—110% des Kernschrottpreises betrug. Er muß so weit unter dem einschließlich Fracht berechneten Stahleisen-Preis liegen, daß man trotz Verwendung eines hochprozentigen Manganträgers und des entsprechend erhöhten Kalkaufwands billiger arbeitet.

Für alle Verfahren von großer Bedeutung sind Kalkstein und Kalk. Die Verwendung von Kalkstein bürdet dem Ofen einen erhöhten Wärmearaufwand auf, verlängert also die Schmelzdauer. Dazu kommt die erhöhte Fracht infolge seines geringeren Kalkgehaltes. Eine vorteilhafte Eigenschaft von Kalkstein ist jedoch eine nicht geringe entschwefelnde Wirkung, deren Erklärung bislang noch aussteht. Gebrannter Kalk sollte nicht über 3% Kohlensäure enthalten und muß möglichst frei von Phosphor und Schwefel sein. Mit Rücksicht auf die Verhältnisse in der Schlacke erhält man den wirksamen Kalkgehalt durch Abzug des dreifachen Kieselsäuregehaltes vom vorhandenen Kalkgehalt. Dies ist bei der Bewertung verschiedener Kalksorten zu berücksichtigen. Der Magnesiagehalt ist unwesentlich, da er in der Schlacke eine ähnliche Wirkung hat wie Kalk. Zahlentafel 42 gibt eine Zusammenstellung von verschiedenen Kalkstein-, Kalk- und Dolomitanalysen²⁾.

Dolomit ist als Zuschlagstoff zu teuer. Größere Mengen davon machen die Schlacke infolge hohen Magnesiagehaltes dickflüssig. Als Herdbaustoff muß er vollkommen totgebrannt sein. Seine Stückgröße sollte nicht über 30 mm betragen. Im Schachtofen

¹⁾ Bezüglich der chemischen Zusammensetzung der wichtigsten Graugußarten vgl. Bd. I, Zahlentafel 74, S. 166 u. Zahlentafel 79, S. 191/192.

²⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 617 u. ff.

gebrannter Dolomit enthält häufig Koksstückchen als Beimengung. Diese sind vor der Verwendung sorgfältig zu entfernen. Im Drehrohrofen gebrannter Dolomit ist meist besser als Schachtofendolomit. Guter Dolomit ist hart und verhältnismäßig schwer. Längeres Lagern führt auch dann, wenn verhältnismäßig trockene Bunkerräume zur Verfügung stehen, ebenso wie bei Kalk zur Aufnahme von Feuchtigkeit und damit zum Zerfall. Die Feuchtigkeitsaufnahme geht unter Wärmeentwicklung vor sich. Dabei

Zahlentafel 42.

Zusammensetzung von Kalkstein, Kalk, Dolomit und Magnesit.

Bezeichnung	CaO	MgO	P ₂ O ₅	SiO ₂	Glüh- verlust (CO ₂)	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃
	%	%	%	%	%	%	%
Kalkstein aus Dornap . . .	53,5	0,5	n. b.	1,4	40—42	0,6	1
Kalkstein von der Lahn . .	55,5	n. b.	n. b.	2,3	41,2	1,0	n. b.
Böhmischer Kalkstein . . .	55,5	0,45	n. b.	0,35	43,77	0,61	
Guter Kalk	94,4	1,1	0,028	0,96	1,73	0,50	0,26
Schlecht gebrannter Kalk .	81,2	1,42	0,098	1,24	15,0	0,45	0,71
Schlechter Kalk	68,84	1,03	0,08	12,0	15,61	0,51	1,25
Rohdolomit	31—33	20—21	0,01—0,02	0,6—0,7	43—47	0,01—0,1	0,7—1,5
Gebrannter Dolomit	58,32	35,69	n. b.	1,46	2,45	0,81	1,11
Roher Magnesit	1,68	42,43	n. b.	0,92	50,41	0,03	3,53
Tot gebrannter Magnesit (Steiermark)	2,25	84,26	n. b.	2,50	0,50	n. b.	8,40

können die Wände von Betonbunkern angegriffen werden. Zum Flickern der Brücken und Auslegen der Züge wird vielfach Magnesit verwendet, und zwar entweder in Form von Graupen oder als Kleinschlag gebrachter Magnesitsteine. In letzterem Fall müssen Steinbrocken, die Spuren von Schlackenangriffen aufweisen, ausgeschieden werden. Magnesitgraupen sind nicht ganz so empfindlich gegen Feuchtigkeit wie Dolomit. Aber auch sie müssen trocken gelagert werden, da sie besonders bei großer Hitze ebenfalls Feuchtigkeit aufnehmen.

Zahlentafel 43.

Zusammensetzung verschiedener Erze ¹⁾.

	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Rück- stand	CaO	MgO	Mn	P	S
	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Rostspat	48,86	10,3	2,46	—	0,2	3,53	9,56	0,04	—
Südrussisches Erz (Krivoi Rog)	58,9	7,9	4,6	—	0,2	0,2	0,2	0,03	0,03
Marokko-Erz	61,0	5,9	—	6,3	0,76	0,76	0,34	0,02	0,11
Phosphorarmes Schwedenerz .	64,6	5,3	1,65	9,7	0,65	0,96	0,3	0,014	0,19
Gellivaraerz	28,80 FeO 63,17 Fe ₂ O ₃	5,12	2,16	0,54 TiO ₂	3,16	0,18	0,18	0,65	0,24
Spanisches Erz	57,0	1,36	—	—	—	—	0,57	0,02	—
Walzensinter	61,28 FeO 32,16 Fe ₂ O ₃	2,28	9,3	—	0,81	0,73	0,76	0,04	0,02

Der für das saure Verfahren zum Herdmachen und Flickern erforderliche Sand muß vor allem einen hohen Kieselsäuregehalt besitzen, sonst bildet sich bei der Verwendung an der Oberfläche der Körner eine Glasur, die ihr Zusammenfritten verhindert. Eine sehr große Rolle spielt auch die Form und Größe der Körner. Besondere Richtlinien lassen sich dafür nicht geben. Erfahrungen und Betriebsversuche sind bei der Auswahl entscheidend.

Für die Beurteilung der Erze ist ihr Schwefel- und Phosphorgehalt maßgebend. Beim sauren Verfahren ist höherer Kalk-, beim basischen höherer Kieselsäuregehalt

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, Zahlentafel 38, S. 109.

unerwünscht. Sehr geeignet sind Rostspate, phosphorarme Schwedenerze, Marokko-erze und südrussische Erze (Krivoi Rog). Bei letzteren muß besonders auf einen etwaigen Arsengehalt geachtet werden. Eine Zusammenstellung verschiedener Erzanalysen findet man in Zahlentafel 43.

Stückige Erze wirken stärker als mulmige, die leicht in der Schlacke hängen bleiben. Aus diesem Grunde ist auch die Wirkung von Walzensinter milder als die von eigentlichem Erz. Staubförmiges Erz fliegt leicht mit den abziehenden Gasen in die Kammern. Das gleiche tritt auch ein, wenn das Erz infolge seines Krystallwassers oder seines sonstigen Feuchtigkeitsgehaltes im Herdraum zerspringt.

Zahlentafel 44.
Zusammensetzung von Flußspat.

	SiO ₂ %	CaF ₂ %	S %	As %
Gewaschener Flußspat aus Sachsen	14—16	75—85	0,045	0,1—0,2
Hochprozentiger Flußspat	3,62	92,82	0,084	—

Die Verwendung von Flußspat hat in letzter Zeit größeren Umfang angenommen. Sein Gehalt an CaF₂ schwankt zwischen 70 und 95^o/_o. Gefährlich ist bei einzelnen Vorkommen die Anwesenheit von Schwefelkiesadern. Die vollkommene Erfassung des Schwefelgehaltes erfordert große Sorgfalt bei der Entnahme der Durchschnittsprobe. Analysen von Flußspat gibt Zahlentafel 44.

Die gebräuchlichsten Desoxydations- und Kohlungsmittel sind Spiegeleisen, Ferro-Mangan, Silikospiegel und Ferro-Silizium. Eine Übersicht über die handelsüblichen Zusammensetzungen gibt Zahlentafel 45¹⁾. Die Eisen-Mangan-Legierungen unterschieden sich in ihrer Wirkung vor allem durch das Verhältnis ihres Kohlenstoffgehaltes zu ihrem Mangangehalt.

Zahlentafel 45.
Zusammenstellung verschiedener Desoxydations- und Kohlungsmittel.

Handelsbezeichnung	C %	Mn %	Si %	Al %	P %	S %	Sonstiges %
Spiegeleisen	4,5—6	8—30	~ 1	—	0,2—0,5	—	—
Silikospiegel	1,4—2	20—30	9—14	—	—	—	—
Ferro-Mangan, 50%ig	5—6,5	45—65	0,5—1,5	—	0,2—0,5	—	—
Ferro-Mangan, 80%ig	{ 6,41 5—7	{ 80,6 65—85	{ 0,7 0,5—1,5	—	{ 0,23 0,2—0,5	} 0,026	} 11,93 Fe ²⁾
Rein-Mangan	—	96,75	0,76	0,83	0,30		
Niedrigprozentiges Ferrosilizium ⁴⁾	1,6—0,8	~ 1,0	10—16	—	0,1	—	—
Ferrosilizium 45%ig ⁵⁾	Spur	0,28	48,3	0,38	0,006	—	{ 50,73 Fe ⁶⁾ 0,17 Ca
Ferrosilizium 75%ig ⁵⁾	{ 0,08 Spur	{ 0,31 0,15	{ 77,09 73,1	{ 1,05 0,31	{ 0,017 0,11	—	{ 0,07 Ti 26,15 Fe ⁶⁾ 0,17 Ca

Spiegeleisen⁷⁾ hat infolge seines verhältnismäßig geringen Mangangehaltes eine mehr aufkohlende Wirkung und kühlt den Stahl stärker ab. Unerwünscht ist der Kohlenstoffgehalt dieser Legierungen nur dann, wenn es sich darum handelt, bei niedrig gekohlten

1) Vgl. auch Bd. I, S. 148 u. ff. 2) Bittner, Stahleisen 1917. S. 49.

3) Oberhoffer und D'Huart, Stahleisen 1919. S. 169.

4) Im Hochofen hergestellt. 5) Herstellung aluminothermisch oder Elektroofen.

6) Untersuchungen über technisches Ferrosilizium, Stahleisen 1925. S. 146.

7) S. Bd. I, S. 152.

Stahlsorten einen besonders hohen Mangengehalt zu erzielen, da er bei den gewöhnlichen Arbeitsverfahren vollständig als solcher ins Bad geht, es sei denn, daß man den Ferro-Manganzuschlag längere Zeit durchkochen läßt, als zur Desoxydation erforderlich ist. Dann muß aber vor dem Abstich von neuem desoxydiert werden. Insofern dürften die Schlußfolgerungen von Oberhoffer und D'Huart¹⁾, daß kohlenstofffreie Manganlegierungen weniger kräftig desoxydieren als kohlenstoffhaltige, in der Praxis, wenigstens für das Fertigmachen, nicht zutreffen.

Ferrosilizium²⁾ wird heute durchweg in hochprozentiger Form angewendet. Die im Elektroofen oder aluminothermisch hergestellten Legierungen sind vor allem dauernd auf schädliche Beimengungen, wie Arsen und Kupfer, zu prüfen. Steigt der Aluminiumgehalt über etwa 2⁰/₀, so schmiert der Stahl beim Vergießen.

Aluminium³⁾ wird meist als reines Metall in Stangen oder Granalien verwendet.

Von den zusammengesetzten Desoxydationsmitteln ist Silikospiegel⁴⁾ das älteste. In neuerer Zeit wurden eine Reihe Mangan-Silizium-Aluminium-Legierungen auf den Markt gebracht. Manche enthalten noch Zusätze von Kalzium und Magnesium. Alle haben den Nachteil, daß man in der Abstimmung des Verhältnisses zwischen Mangan und Silizium nicht frei ist, obwohl dieses bei bestimmten Vorschriften über Mangan- und Siliziumgehalt im Fertigstahl von Schmelzung zu Schmelzung wechselt.

Von den neueren Desoxydationsmitteln Titan und Zirkon wird ersteres als Ferrotitan mit 20—50⁰/₀ Titan⁵⁾ und Zirkon als Ferrozirkon-Silizium bzw. Zirkon-Silizium-Legierung⁶⁾ verwendet.

Inbetriebsetzung von Anlagen und Öfen.

Die Trocknung neu errichteter Anlagen erfolgt durch Aufstellung von Kokskörben und Anlegen von Kohlenfeuern in sämtlichen Kanälen, in den Kammern der Öfen und im Herdraum. Nach der Trocknung werden die Einsteiglöcher der Kanäle zugedeckt bis auf wenige, deren Offenhaltung zur Vermeidung von toten Räumen nötig ist. Die Gasabsperrentile oder Schieber zu den Öfen werden geschlossen und die Explosions- oder Entlüftungsklappen zwischen ihnen und den Umstellventilen geöffnet, damit bei fallweisen Undichtheiten der Absperreinrichtungen dem durchtretenden Gas ein Ausweg ins Freie bleibt. An den unterdessen warmgeblasenen Gaserzeugern, deren Gas bis dahin durch die offenen Standrohrklappen entwich, werden die Schieber oder Ventile zwischen Standrohr- und Gaskanälen gezogen. Darauf läßt man mit äußerster Kraft blasen und nach Möglichkeit sämtliche Standrohrdeckel gleichzeitig schließen, damit die Füllung der Kanäle mit Gas so rasch als möglich vor sich geht.

Die Öfen werden am besten einzeln nacheinander mit Gas beschickt. Zu diesem Zweck stellt man die Umsteuervorrichtung auf Mitte, schließt die Luftregelvorrichtung an der Luftumsteuerung und zieht den Kaminschieber. Bei dem darauffolgenden Öffnen des Gasventils — die Entlüftungsöffnung zwischen diesem und der Gasumsteuerung wurde vorher abgedichtet — strömt das Gas unmittelbar in den vorher durch ein Lockfeuer angewärmten Kamin. Erst daraufhin werden die letzten Öffnungen des Kanalsystems geschlossen. Im Herdraum des Ofens wurde unterdessen ein kräftiges Holzfeuer vor beiden Köpfen entfacht. Sämtliche Türen werden aufgezogen. Zweckmäßig bringt man entweder durch eine Rinne oder durch Einwerfen in Tüten unmittelbar vor dem Einströmen des Gases Teer in den Herdraum, dessen Qualm einen guten Schutz gegen Explosionen in den Kammern und Abzugskanälen gewährt. Das eigentliche Einlassen des Gases erfolgt nun durch Herumwerfen der Gasumsteuerung. Bevor dieses geschieht, überzeugt man sich davon, daß das Aufsteigen dicker, schwarzer Rauchwolken aus dem

¹⁾ Oberhoffer und D'Huart: Beiträge zur Kenntnis oxydischer Schlackeneinschlüsse, sowie der Desoxydationsvorgänge im Flußeisen. *Stahleisen* 1919. S. 165.

²⁾ S. Bd. I, S. 148. ³⁾ S. Bd. I, S. 154. ⁴⁾ S. Bd. I, S. 153.

⁵⁾ Analysen von 20⁰/₀-igem Ferrotitan s. H. König: Über die Bestimmung von Titan und Vanadin in ihren Ferrolegierungen. *Stahleisen* 1914. S. 405; vgl. auch Bd. I, S. 156.

⁶⁾ Analysen von Ferrozirkon: s. L. Feild: Über den Einfluß von Zirkon auf Kohlenstoffstähle. *Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1923; *Stahleisen* 1924. S. 181.

Schornstein einen störungsfreien Weg des Gases bis zum Umsteuerventil anzeigt, und läßt von neuem die Gaserzeuger mit dem höchsten verfügbaren Winddruck blasen. Sofort nach dem Herumwerfen der Gasumsteuerung wird auch die Luftumsteuervorrichtung nach derselben Seite umgestellt, um den Abzug aus dem Ofen zu sichern. Sobald sich das Gas am Feuer vor den Zügen entzündet hat, wird das Luftregulierventil geöffnet. Mit dem ersten Umstellen wartet man zweckmäßig so lange, bis der Oberofen, wenigstens oberflächlich, so heiß ist, daß das Gas sich von selbst entzündet. In Zweifelsfällen wird man erneut Holz und Teer vor die Züge werfen.

Das Einlassen von Gas in neue Öfen oder nach den Sonntagstillständen erfolgt genau in derselben Weise. Das Trocknen neu zugestellter Öfen darf nicht zu schnell vorgenommen werden. Wo Hochofengas oder Koksofengas zur Verfügung steht, trocknet man auf einzelnen Werken auch durch Einleiten von Gas durch die Türen. Dafür müssen allerdings von vornherein entsprechende Gasanschlüsse vorgesehen sein. Vor allem bei Hochofengas ist hierfür eine gleichmäßige Belieferung die unerläßliche Voraussetzung. Zu scharfes Trocknen hat leicht ein Verziehen des Gewölbes oder Springen der Silikasteine zur Folge.

Während des eigentlichen Anheizens fährt man anfänglich mit etwas Gasüberschuß und ziemlich hochgezogenem Kaminschieber, um das Aufheizen der Kammern durch die auf diese Weise entstehende Nachverbrennung zu beschleunigen. Erst wenn diese allmählich warm werden, stellt man richtige Verbrennung ein. Mit dem Herdmachen kann erst begonnen werden, wenn Kammern und Oberofen gut heiß sind¹⁾. Die Außerbetriebsetzung der Öfen erfolgt am einfachsten dadurch, daß man das Gasventil auf Mittel stellt, die Luftregulievorrichtung und darauf das Gasabsperrventil schließt. Wird die ganze Anlage abgestellt, so müssen vor dem Schließen des letzten Gasventils die Standrohrklappen bei den Gaserzeugern aufgerissen werden. Zweckmäßig bläst man dann noch eine Weile weiter und öffnet zunächst die Kellertüren der Gaserzeuger. Das Gebläse wird erst abgestellt, wenn die letzteren offen sind. Bei jeder In- oder Außerbetriebnahme von Öfen, Gasleitungen oder Gaskanälen ist zu beachten, daß die gefährliche Zusammensetzung explosiver Gas-Luftgemische bei etwa 10—12% Gasgehalt liegt. Infolgedessen arbeitet man am sichersten mit großem Gasüberschuß, d. h. von Anfang an mit einem möglichst starken Gasstrom, der die Luft vor sich her treibt, ohne sich mit ihr zu mischen. Dazu muß der Luft Gelegenheit gegeben werden, widerstandslos zu entweichen, ohne daß sich im Leitungssystem tote Räume mit eingesperrten Luftsäcken bilden. Die Öffnungen müssen also überall dort angebracht werden, wo die Gefahr solcher toter Räume besteht.

Vor der Besetzung abgestellter Öfen mit Arbeitsmannschaften zur Instandsetzung müssen sämtliche zu besetzenden Räume des Ofens gut entlüftet werden, der Kaminschieber ist zu ziehen und die Umsteuervorrichtung auf Mitte zu stellen. Außerdem sind sowohl das Gasregulierventil als auch die eigentliche Gasabsperrvorrichtung zu schließen und das zwischen beiden befindliche Entlüftungsloch zu öffnen. Da trotzdem aus im Betrieb stehenden Nachbaröfen durch Mauerwerksrisse Gas in die Kammern und Kanäle des abgestellten Ofens eindringen kann, muß während der Arbeit stets ein Beobachtungsmann außerhalb der gefährdeten Räume aufgestellt werden. Gaskanäle, die längere Zeit außer Betrieb waren und kalt geworden sind, haben stets Risse, die sich bei der Wiederinbetriebnahme erst allmählich verstopfen. In der ersten Zeit ist daher die ganze Umgebung solcher Kanäle besonders zu beobachten, da dann das Gas durch das Erdreich hindurchdringt, um ganz unvermutet an anderen Stellen in Abwasserkanälen, gelegentlich sogar in Arbeitsräumen, aufzutreten. Durch die Filtration ist es außerdem fast geruchlos, daher um so gefährlicher.

Schmelzungsführung.

Je nach den durch wirtschaftliche Gesichtspunkte gegebenen Rohstoffgrundlagen ist die Auswahl und Zusammensetzung des Einsatzes innerhalb des metallurgisch Möglichen zu treffen. Das Verhältnis zwischen Roheisen und Schrott kennzeichnet die

¹⁾ Richtlinien für das Herdmachen wurden bereits auf S. 210 gegeben.

verschiedenen Verfahren als Roheisen-Schrott- und Roheisen-Erzverfahren. Die Grenze zwischen beiden verwischt sich dort, wo mit Rücksicht auf hohen Schrottpreis der Roheisenanteil des Einsatzes ein sehr hoher ist. Die Enden der nach diesem Gesichtspunkt aufgestellten Reihe der Verfahren bilden einerseits das reine Schrottschmelzen unter Verwendung von Kohle und anderen Roheisen-Ersatzmitteln und andererseits die Verfahren zur Verarbeitung von flüssigem Thomasroheisen ohne Schrottzusatz. Für den Stahlgießereibetrieb kommt in erster Linie das Roheisen-Schrottverfahren in Betracht, während die flüssigen Verfahren sich auf die gemischten Werke beschränken, die gleichzeitig Walzerzeugnisse und Stahlguß herstellen.

a) **Roheisen-Schrottverfahren.** Unter der Bezeichnung Roheisen-Schrottverfahren faßt man im allgemeinen die Arbeitsweisen zusammen, die mit 0–50% Roheisen im Einsatz arbeiten. Metallurgisch ist das Roheisen vor allem als Kohlenstoffträger zu werten. Schließen wir zunächst die Verfahren mit Roheisen-Ersatzmitteln aus, so liegt der metallurgische Bestwert des Roheisensatzes so hoch, daß die Schmelzungen in der ersten Probe nach dem Niederschmelzen einen um 0,40–0,50% höheren Kohlenstoffgehalt zeigen als in der letzten Probe vor Zusatz der Desoxydations- und Kohlunzuschläge, d. h. eine Schmelzung, die mit 0,2% Kohlenstoff abgebrochen werden muß, sollte mit 0,6 bis 0,7% Kohlenstoff eingehen. Bei reinem Generatorgasbetrieb wird man eher noch etwas härter, bei Verwendung von Koksofengas etwas weicher einsetzen. Das saure Verfahren erfordert einen höheren Siliziumgehalt bei wenig Mangan. Deshalb wählt man Roheisen von hämatitähnlicher Zusammensetzung. Die Unmöglichkeit der Entfernung des Phosphors erfordert geringen Phosphorgehalt des Roheisens und auch des Schrotteinsatzes. Beim basischen Verfahren gilt ein Gesamt-mangangehalt des Einsatzes von etwa 1,5% als günstig. Verwendet man viel Roheisen, so kann infolgedessen der Mangangehalt des Roheisens niedriger sein, während bei knappem Roheisensatz etwa 4–5% Mangan nötig sind. Schlechter Schrott erfordert mehr Mangan als guter. Der Siliziumgehalt wird so hoch bemessen, daß die Hitzten gut kochen (s. a. S. 177 u. S. 179). Durch Verwendung von Hämatit oder von Spiegeleisen lassen sich etwaige Mängel in der Stahleisenzusammensetzung ausgleichen. Die besten Anhaltspunkte für die Auswahl des Einsatzes bietet die dauernde Beobachtung der Schmelzungen.

Die Geschwindigkeit des Einsetzens richtet sich nach dem Ofengang. Zu langsames Einsetzen bedeutet Zeitverlust. Zu schnelles Einsetzen schreckt den Ofen zu sehr ab. Im allgemeinen ist aber die Gefahr zu langsamen Einsetzens größer (s. a. S. 218). Zur Verminderung der Strahlverluste müssen die Türen so schnell als möglich geöffnet und wieder geschlossen werden. Auch während des Einsetzens ist auf die Güte des Schrottes dauernd zu achten.

Der Zeitpunkt des Roheisenzusatzes wird verschieden gewählt. Setzt man das Roheisen unmittelbar auf den Herd, so wird dieser davon angegriffen. Bei hohen Herden oder einzelnen starken Ansätzen macht man von dieser Eigenschaft des Roheisens absichtlich Gebrauch. Wartet man mit dem Roheiseneinsatz bis zuletzt, so setzt man es am stärksten der frischenden Wirkung der Flamme aus. Die Schmelzen gehen dann leicht zu weich. Das heruntertropfende Roheisen erniedrigt aber in etwa den Schmelzpunkt des Schrotts. Günstiger ist es, das Roheisen einzufahren, sobald $\frac{2}{3}$ des einzusetzenden Schrotts im Ofen sind. Auch für den Zusatz von flüssigem Roheisen ist dieser Zeitpunkt günstig. Wartet man in diesem Fall, bis der Schrott weitgehend beigeschmolzen ist, so erfolgt eine heftige Reaktion, die mit Rücksicht auf die Haltbarkeit des Ofens und auf die dabei entstehenden Kohlenoxydverluste nicht wünschenswert erscheint.

Beim basischen Verfahren wird vielfach ein Teil des Kalkes mit eingesetzt. Dies darf jedoch nicht zu früh geschehen, da er leicht Ansätze auf dem Herd bildet. Allerdings lassen sich Vertiefungen im Herd durch Kalk gelegentlich ausgleichen. Eine zu reichliche Bemessung der miteingesetzten Kalkmenge führt leicht dazu, daß der Kalk eine schützende Decke über Teile des Einsatzes bildet und so das Niederschmelzen verlangsamt. Nach dem Niederschmelzen bildet sich dann eine außerordentlich dicke Schlacke, die den Eintritt der Kochperiode verzögert, so daß der Vorteil der schnelleren Entphosphorung wieder aufgehoben wird.

Die Behandlung des Einsatzes nach dem Niederschmelzen ist bei saurer und basischer Zustellung verschieden. Sauer zugestellte Öfen verwendet man heute wegen der schwierigen Beschaffung reiner Einsatzstoffe hauptsächlich für Sonderqualitäten und für dünnwandigen Guß; infolgedessen überwiegt das basische Verfahren immer mehr¹⁾.

Der Verlauf der Schmelzung wird durch Schöpfproben von Stahl und Schlacke verfolgt. Sie dienen zur Beurteilung der Temperatur des Stahles und seiner Zusammensetzung. Aussehen und Bruch der Schlacke läßt Schlüsse auf die Entphosphorung zu. Der Schätzung der Temperatur dienen Anhaltspunkte beim Gießen des Probeblöckchens. Letzteres wird dann unter dem Hammer zu einem Stab von etwa 20—25 mm Durchmesser ausgeschmiedet, dessen Bruch zur Beurteilung der Härte herangezogen wird. Dabei handelt es sich hauptsächlich um die Kohlenstoffhärte. Es ist aber auf manchen Werken üblich, an Stelle des Kohlenstoffgehaltes die Festigkeit zu schätzen. Ausschlaggebend für die sichere Beurteilung der Probe ist sorgfältige Beobachtung gleichmäßiger Temperaturen der verschiedenen Proben beim Schmieden und beim Härten. Auch auf die Temperatur des zum Härten verwendeten Wassers muß geachtet werden. Gleichmäßig hergestellte Proben geben im Bruch auch Anhaltspunkte für den ungefähren Mangangehalt, insofern als sich nicht schon durch schlechte Schmiedbarkeit Manganmangel zu erkennen gibt. Probestücke zur Analyse werden nicht gehärtet, da sie sich sonst unter Umständen nicht bohren lassen. Soll nach Analyse gearbeitet werden, so muß das Laboratorium in unmittelbarer Nähe der Bühne sein. Hie und da findet man auch Einrichtungen zur Schnellbestimmung des Kohlenstoffs auf der Bühne selbst.

Den allgemeinen Verlauf einer basischen Schmelzung zeigt Abb. 250. Während des Niederschmelzens wird Silizium bis auf Spuren oxydiert. Die Abscheidung von Mangan sowie von Phosphor erfolgt anfänglich ebenfalls ziemlich schnell, macht aber bei einer gewissen Konzentration im Stahlbad halt. Diese ist abhängig von der Temperatur und der Zusammensetzung der Schlacke. Bei steigender Temperatur findet manchmal eine Rückwanderung des Mangans in das Stahlbad statt. Bei ungenügender Basizität der Schlacke läßt sich gelegentlich auch eine Rückphosphorung beobachten. Die Oxydation des Kohlenstoffs wird mit steigender Temperatur beschleunigt, verlangsamt sich aber mit abnehmender Konzentration. In geringen Grenzen hat man ihre Geschwindigkeit durch Einstellung verschiedenen Luftüberschusses in der Hand. Ein weiteres Beschleunigungsmittel der Oxydationen ist der Zuschlag von Erz. Mit Rücksicht auf den Wärmeverbrauch der Erzreaktion sollte eine Zugabe von Erz erst erfolgen, wenn das Bad genügend warm ist. Der Zusatz übermäßig großer Erzmengen auf einmal birgt die Gefahr in sich, daß die Schmelzungen sehr lange rotbrüchig bleiben, so daß außerordentlich hohe Manganzuschläge erforderlich sind. Bei ausreichender Basizität der Schlacke bewirkt das Erz auch eine weitere Oxydation des Phosphors. Mit Rücksicht auf die Ausnutzung des entstehenden Kohlenoxyds wirft man das Erz zweckmäßig vor den brennenden Kopf und dreht etwas Gas ab, so daß der größte Teil noch im Herdraum verbrennen kann. Nach dem Erzzusatz muß mit der nächsten Probe etwa 20—40 Minuten gewartet werden. Gegen Ende der Schmelzung soll der Erzzusatz überhaupt unterbleiben. Auf alle Fälle muß zwischen dem letzten Erzzusatz und dem Abstich eine Zeitspanne von etwa $\frac{3}{4}$ Stunden liegen.

Rotbruch tritt im allgemeinen bei Mangangehalten unter 0,3% ein. Durch Zuschläge von Spiegeleisen oder Ferromangan wird man ihn zu beseitigen trachten. Dies gelingt aber nur, wenn es sich nicht um ausgesprochenen Schwefelrotbruch handelt. In letzterem Falle wird nur ein, unter Umständen wiederholtes Abziehen der Schlacke in Verbindung mit Manganzusätzen zum Ziel führen. Nach manganhaltigen Zusätzen hört meist das Kochen so lange auf, bis sich das Gleichgewicht der Mangangehalte in Bad und Schlacke wieder hergestellt hat. Auch die Umsetzung des Mangankarbides zu Eisenkarbid mag dabei eine Rolle spielen. Nach Wiedereinsetzen des Kochens beginnt die Entkohlung von neuem, und der Mangangehalt des Stahles nimmt bis auf einen um wenig höher liegenden Wert als vor dem Zusatz ab. Man benutzt deshalb auch manganhaltige

¹⁾ Nach R. Krieger (Stahleisen 1926. S. 702) werden für Stahlguß zur Zeit etwa 65% des S.M.-Stahls auf basischem und nur noch 35% auf saurem Herd dargestellt.

Zuschläge, um den Kohlenstoffgehalt einer Schmelzung eine gewisse Zeitlang gleich zu halten. Letzteres gelingt noch besser durch große Stücke von Kohle, Graphit oder Elektrodenkohle, doch läuft man dabei Gefahr, auch Phosphor aus der Schlacke zu reduzieren.

Gut basische Schlacke ist im Bruch matt und dicht und springt beim Erkalten. Eine unmittelbare Beurteilung des Phosphorgehaltes im Stahl läßt sie jedoch nicht zu. Zweckmäßig läßt man deshalb eine der ersten Proben auf Phosphor untersuchen. Wenn diese Analyse auch nicht den Endphosphorgehalt angibt, so lassen sich doch daraus Schlüsse auf die erforderliche Vorsicht beim Arbeiten ziehen. Die Basizität der Schlacke wird durch weitere Zusätze von Kalk geregelt. Auch hier dürfen nicht zu große Mengen auf einmal zugeschlagen werden, da sich sonst eine zusammenhängende Decke von Kalkstückchen bildet, die infolge ihrer schlechten Wärmeleitfähigkeit und ihres starken Rückstrahlungsvermögens das Gewölbe des Ofens gefährdet und die Wärmeaufnahme des Stahlbades verlangsamt. Der Gesamtverbrauch an Kalk hängt nicht allein vom Phosphorgehalt, sondern auch vom Kieselsäuregehalt der Schlacke ab. Letztere stammt zum Teil aus dem Einsatz, zum Teil aber auch aus der Ofenzustellung. Zur Vorausberechnung des ungefähren Kalkverbrauches kann man eine Schlacke von ungefähr 40–50% CaO, 15 bis 20% SiO₂ und nicht über 3% P₂O₅ zugrundelegen. Dabei kann man annehmen, daß etwa $\frac{1}{3}$ des Kieselsäuregehaltes aus der Ofenzustellung stammt. Bei sehr hohen Phosphorgehalten im Einsatz können die Phosphorsäuregehalte zuweilen auf 5–6% steigen. Der Magnesiumgehalt der Schlacke stammt aus dem Herd und beträgt etwa 5–7%. Die Endschlacken enthalten bei gutem Betrieb etwa 10–12% Eisen und ebensoviel Mangan. Zu stark basische Schlacken werden außerordentlich steif. In diesem Fall hilft man sich durch Schamottebrocken oder noch besser durch Flußspat. Das Arbeiten mit Flußspat bewirkt gleichzeitig eine Entschwefelung (s. a. S. 180). Allerdings greifen flußspathaltige Schlacken Ofen- und Pfannenfutter stark an¹⁾.

Beim Fertigmachen unterscheidet man zwei Arbeitsweisen. Die ältere frischt den Stahl bis auf etwa 0,1% und weniger Kohlenstoff herunter und erreicht den vorgeschriebenen Kohlenstoffgehalt im Enderzeugnis durch Aufkohlung. Diese wird durch fallweise recht erhebliche Zusätze von Spiegeleisen, sehr reinem Stahleisen, im Ofen zum Teil auch durch Einwerfen von Kohlen- oder Koksgrus in die Pfanne bewirkt. Das Arbeiten mit Spiegeleisen hat insofern einen gewissen Vorteil, als man die Schmelzungen vor dem Zuschlag sehr heiß machen kann und trotzdem infolge der Abkühlung durch die verhältnismäßig großen Zuschlagmengen keine zu hohe Gießtemperatur erhält. Nachteilig ist eine gewisse Unsicherheit in der Erreichung des gewünschten Kohlenstoffgehaltes, sowie, besonders beim Arbeiten mit Kohle, die Gefahr einer ungleichmäßigen Verteilung des Kohlenstoffgehaltes im Stahl. Dazu tritt noch eine erhöhte Gefahr der Rückphosphorung, wenn vorher keine Schlacke gezogen wurde.

Wie aus Abb. 250 hervorgeht, findet bereits bei recht hohen Kohlenstoffgehalten eine Veränderung der Mangan-, Phosphor- und Siliziumgehalte nicht mehr statt. Dieser Zustand tritt unter den der Darstellung zugrundeliegenden Verhältnissen bereits nach der vierten Stunde ein. Unter der Voraussetzung, daß die Schmelzung schnell genug warm wird, bedeutet demnach das Herunterfrischen weit unter den im Enderzeugnis

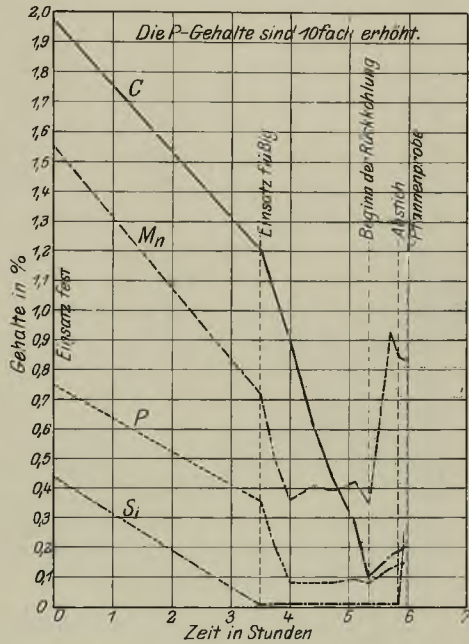


Abb. 250. Verlauf einer basischen Schmelzung.

¹⁾ S. Anmerkung 5 S. 180.

vorgeschriebenen Kohlenstoffgehalt einen erheblichen Zeitverlust. Aus diesem Grunde fängt man heute durchwegs den Stahl ab, d. h. man läßt den Kohlenstoffgehalt nur so weit unter das vorgeschriebene Maß heruntergehen, als es die unvermeidliche Aufkohlung bei der Desoxydation erfordert. Dann erfolgen der Zuschlag von Ferro-Mangan im Ofen und der Abstich, sobald die Schmelzung wieder zu kochen anfängt. Sticht man früher ab, so ist eine unvollkommene Desoxydation zu befürchten, während ein zu spätes Abstechen leicht eine neuerliche Sauerstoffaufnahme zur Folge haben kann. Der Kohlenstoffgehalt des Ferromangans geht praktisch vollkommen in den Stahl über. Die Manganverluste betragen bei harten Schmelzungen etwa 30%, bei weichen etwa 40% und mehr. Die Menge des verschlackten Mangans ist außerdem sehr abhängig vom Zustand der

Schlacke. Steife, basische Schlacke verringert den Manganabbrand, während dünnflüssige ihn erhöht.

Der Zusatz von Silizium, Aluminium und anderen Desoxydationsmitteln erfolgt in die Pfanne, da sie aus der Schlacke den Phosphor reduzieren würden. Wird der Siliziumzusatz so hoch bemessen, daß der Siliziumgehalt des Fertigstahles 0,10% übersteigt, so wird der Stahl „gestellt“, d. h. er vergießt sich ohne Gasentwicklung. Bei Stahlguß geht man der Sicherheit halber bis zu Gehalten von 0,40% Silizium. Der Siliziumzusatz bewirkt auch dann, wenn er selbst kohlenfrei ist, eine Aufkohlung, die aller Wahrscheinlichkeit nach auf eine Reduktion des im Stahl gelösten Kohlenoxyds zurückzuführen ist. Bei größeren Siliziumzusätzen und hoher Temperatur sinkt überdies der Manganabbrand sehr stark. Es scheint, daß das Silizium auch Mangan aus den im flüssigen Stahl suspendierten Desoxydationserzeugnissen reduziert. Der Abbrand des Siliziums hängt mit Rücksicht auf die geschilderten Reaktionen außerordentlich von der Temperatur ab. Er schwankt zwischen 20 und 40%.

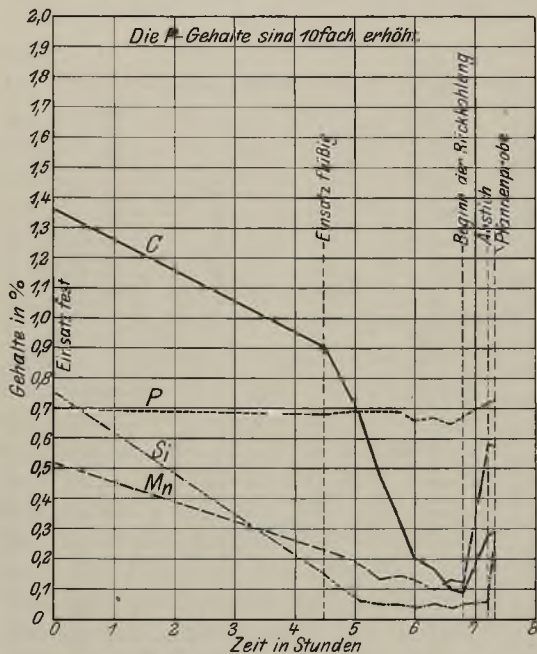


Abb. 251. Verlauf einer sauren Schmelzung.

Die Desoxydation durch Aluminium wirkt ähnlich wie die durch Silizium, doch ist die Entfernung der entstandenen Tonerde aus dem Stahl sehr schwierig, so daß eine erhöhte Gefahr von Einschlüssen im Fertigerzeugnis besteht. Um den Desoxydationserzeugnissen Gelegenheit zur Absonderung aus dem Stahl zu geben, läßt man die Pfanne vor dem Vergießen etwa 5–10 Minuten stehen. Allerdings nimmt man dabei die Gefahr in Kauf, daß bei verhältnismäßig matten Schmelzungen der Stopfen festklebt. Eine eigentliche Abkühlung des Stahls in der Pfanne findet dabei nicht statt, da in der kurzen zur Verfügung stehenden Zeit lediglich die äußeren Schichten in der Nähe der Pfannenwand Wärme abgeben. Bei verhältnismäßig matten Schmelzungen kann diese Abkühlung allerdings zu Bären führen, die den Stopfen festhalten und gelegentlich ein normales Vergießen unmöglich machen (Näheres über die Theorie der Desoxydation s. S. 181 ff.)

Den bezeichnenden Verlauf des sauren Verfahrens¹⁾ gibt Abb. 251 wieder. Der Kohlenstoffgehalt wird anfangs in ähnlicher Weise oxydiert wie beim basischen Verfahren. Erst von 0,2% ab geht seine Oxydation langsamer vor sich, und es ist

¹⁾ Ausführliche Theorie des sauren Verfahrens s. K. Dornhecker: Der saure Martinbetrieb. Stahleisen 1920. S. 1129 ff.; B. Yaneske: Die Desoxydation und der Einfluß des Kalkes auf das Gleichgewicht im sauren Martin-Ofen. J. Iron Steel Inst. 1919. Nr. 1, S. 255; Whiteley und Halimond: Die saure Zustellung und die Schlacke. J. Iron Steel Inst. 1919. Nr. 1, S. 199.

wesentlich schwieriger als beim basischen Verfahren, Stahl mit sehr niedrigem Kohlenstoffgehalt zu erzeugen. Die Entfernung des Mangans erfolgt viel weitgehender. Auch nach manganhaltigen Zuschlägen sinkt der Gehalt an diesem Stoff sehr schnell wieder auf 0,1—0,15%. Die Schöpfproben sind infolgedessen auch durchwegs schlecht schmelzbar, wenn man nicht kurz vorher einen kleinen Manganzusatz macht oder etwas Aluminium in den Probenapf wirft. Das Silizium verschwindet bedeutend langsamer. Seine Abscheidung macht bei 0,05% halt. Es ist aber möglich, bis zu etwa 0,15% Silizium im Stahl zurückzuhalten. Die Ursache dieses Verhaltens liegt in der sauren Zustellung, aus der während des Schmelzens dauernd Silizium reduziert wird (s. a. S. 177). Eine Oxydation des Phosphors tritt überhaupt nicht ein.

Die Zusammensetzung der sauren Schlacken ist ungefähr 50—60% SiO_2 , 1 bis 2% Al_2O_3 , 1—6% CaO , 0,5—2% MgO , 18—25% Fe und 6—8% Mn . Die Schlackenmengen sind wesentlich geringer als beim basischen Verfahren. Über 60% Kieselsäure machen die Schlacke steif. Man regelt den Flüssigkeitsgrad durch Kalkzusätze. Mit steigendem Kalkgehalt wird die Schlacke dünnflüssiger und reaktionsfähiger. Daraus erklärt sich am ungezwungensten das lebhaftere Kochen nach Kalkzuschlägen, zumal die Auflösung von Kalk unter Wärmeentwicklung vor sich geht.

Im übrigen gestalten sich das Arbeiten mit Erz, die Desoxydation mit Ferromangan und Silizium sowie die Überwachung des Schmelzungsganges mit Schöpfproben ähnlich wie beim basischen Verfahren. Nach dem letzten Zusatz von Ferromangan muß allerdings rasch abgestochen werden, damit nicht zu große Manganverluste eintreten.

Bei hohen Roheisenpreisen, wie sie hauptsächlich durch frachtlich ungünstige Lage einzelner Werke verursacht werden, liegt der Gedanke nahe, Kohle, Koks oder Graphit als Kohlenstoffträger im Einsatz zu benutzen. Auf diese Weise kommt man zum sogenannten Schrottschmelzen. Die Schwierigkeiten dieses Verfahrens liegen einmal darin, daß die Roheisen-Ersatzmittel weder Mangan, noch Silizium als Schutz vor zu starker Oxydation des Schrotts enthalten, sodaß die Schmelzungen leicht rotbrüchig eingehen, auch wenn man von vornherein dem Einsatz Ferromangan als Manganträger zufügt. Allzu weit kann man damit auch nicht gehen, ohne die durch dieses Verfahren angestrebte Verbilligung des Einsatzes zu gefährden, zumal bei dieser Arbeitsweise die Schmelzungsdauer steigt, während die Ofenhaltbarkeit zurückgeht. Der Schwefelgehalt der Roheisenersatzmittel geht vollkommen in den Stahl über. Der Gefahr vorzeitiger Verbrennung der eingesetzten Kohle muß durch rasches Überdecken mit Schrott entgegengearbeitet werden. Noch besser ist die Herstellung von Paketen aus Kohle und Schrott, so daß vor dem Niederschmelzen eine Zementation stattfindet. Im allgemeinen entspricht aber der fallende Stahl infolge hohen Schwefel- und Phosphorgehaltes nur bescheidenen Ansprüchen. Der Ferromanganverbrauch ist verhältnismäßig hoch¹⁾.

b) Roheisen-Erzverfahren. Hohe Schrottpreise, bestimmte Erzgrundlagen, die ein Roheisen von solcher Zusammensetzung zur Folge haben, daß es weder als Stahleisen noch als Thomasroheisen angesprochen werden kann, und endlich die bessere Anpassungsfähigkeit des S.M-Ofens an die Erzeugung verschiedener Qualitäten sind die Beweggründe für die Ausbildung der Roheisen-Erzverfahren gewesen. Eine Erzeugungsteigerung gegenüber dem Roheisen-Schrottverfahren ist nur in einzelnen Fällen festzustellen, wie die Zusammenstellung in Zahlentafel 46 zeigt. Der Vorteil des zum größten Teil flüssigen Einsatzes wird meist durch die vermehrte Frischarbeit wieder aufgewogen. Beim Vergleich der Arbeitsweisen untereinander sind in letzter Linie die Selbstkosten maßgebend, die aber nicht bloß für das Martinieren allein, sondern unter Einschluß der Roheisengestehungskosten im Hochofen durchgerechnet werden müssen.

Zur Durchführung der Roheisen-Erzverfahren mit kaltem Einsatz kann nur gänzlicher Schrottmangel zwingen, da hierbei zu der erhöhten Frischarbeit noch die Schmelzarbeit hinzutritt. Kennzeichnend für alle diese Verfahren, die übrigens durchwegs in basisch zugestellten Öfen durchgeführt werden, sind große Schlackenmengen und sehr

¹⁾ R. Hennecke: Das Schrottkohlungsverfahren. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 119. Die auszügliche Darstellung in Stahleisen 1927. S. 777 ist außerordentlich optimistisch gehalten.

häufig erhöhter Ferro-Manganverbrauch. Im allgemeinen ist auch die Abnutzung der Öfen und vor allem der Herde eine stärkere, doch hängt dies zu sehr von der Bauweise der Öfen ab, um für die einzelnen Verfahren charakteristisch zu sein.

Eine Einteilung der Verfahren läßt sich sowohl auf der Roheisenzusammensetzung als auch auf der zu ihrer Durchführung notwendigen Betriebseinrichtung aufbauen¹⁾. Bei der Roheisenzusammensetzung können Silizium- und Phosphorgehalt als Richtschnur dienen. Geringer Phosphorgehalt neben einem mäßigen Siliziumgehalt und einem Mangan-gehalt von etwa 2—3% haben den einfachsten Betrieb zur Folge. Zur Schonung des Herdes bedeckt man diesen zunächst mit einer geringen Menge Schrott — die hierzu nötige Schrottmenge dürfte stets als eigener Schrott vorhanden sein — und beschickt dann den Ofen mit der erfahrungsmäßig erforderlichen Erz- und Kalkmenge. Sehr zweckmäßig ist eine vorhergehende gute Durchmischung von Erz und Kalk in dem entsprechenden Verhältnis. Darauf wird das Roheisen langsam eingegossen, wobei stets eine heftige Reaktion eintritt. Bei größeren Einsätzen werden vielfach zwei Pfannen verwendet, von denen die zweite einige Zeit später eingekippt wird. Nach dem vollständigen Verkochen von Kalk und Erz werden dann die Schmelzungen in der üblichen Weise fertig gemacht. Infolge der hohen Erzsätze ist immer die Gefahr von Manganmangel vorhanden und der Verbrauch von Desoxydationsmitteln größer. Diese Arbeitsweise ist sowohl im feststehenden als auch im kippbaren Ofen durchzuführen²⁾. Die Vorschaltung eines Roheisensammlers, der in diesem Fall lediglich zum Ausgleich der Zeitfolge und der wechselnden Zusammensetzung der Hochofenabstiche, sowie zur Entschwefelung dient, erleichtert die Bemessung des Erzzusatzes und fördert insofern die Erzeugung. Auf die Arbeitsweise selbst hat er in diesem Falle keinen Einfluß. Die Verwendung eines Kippofens von großem Fassungsvermögen (über 100 t) führt ganz von selbst zum sogenannten Talbotverfahren. Dabei wird nur ein Teil des Ofeninhaltes abgestochen und der meist größere, zurückbleibende Teil durch Zugabe von Roheisen, manchmal unter Zuschlag geringer Mengen Schrott und Erz, wieder aufgekohlt und auf die ursprüngliche Menge ergänzt. Die Entfernung der Schlacke erfolgt meistens durch eine besondere Schnauze nach der Beschickseite zu. Diese Arbeitsweise weist erhebliche Steigerungen der Erzeugung gegen das Roheisen-Schrottverfahren auf. Sie ist an sich nicht an die Roheisenzusammensetzung gebunden und soll im folgenden als ununterbrochenes Arbeiten bezeichnet werden. Nachteilig ist bei dieser Arbeitsweise, daß man die Güsse in der Pfanne desoxydieren muß; dies geschieht zweckmäßig mit flüssigem Ferromangan.

Roheisen mit verhältnismäßig hohem Siliziumgehalt und mäßigem Phosphorgehalt, wie es vielfach in Amerika fällt, wird im sauren Konverter vorgeblasen und im basischen S.M.-Ofen fertiggemacht. Auf diese Weise entsteht das sogenannte Duplex-Verfahren³⁾, das in den Vereinigten Staaten große Verbreitung hat, während es in Europa mit der Stilllegung der Witkowitz Anlage erloschen ist. Hier zieht man es vor, den ungünstigen Siliziumgehalt in einem Vorfrischmischer zu entfernen. Manche Verfahren nehmen bei dieser Gelegenheit eine mehr oder weniger weit getriebene Entphosphorung vor. Metallurgisch kennzeichnend ist bei dieser Arbeitsweise der Entfall von zwei Schlacken, deren erste jedoch nicht genügend Phosphorsäure enthält, um als Düngemittel verkäuflich zu sein, und die Verarbeitung eines sogenannten Zwischenmetalls in einem zweiten Arbeitsgang.

Bei der Verarbeitung von Thomasroheisen wird schon aus wirtschaftlichen Gesichtspunkten im ersten Arbeitsgang eine Schlacke erzeugt, die in ihrer Zusammensetzung der eigentlichen Thomasschlacke sehr ähnlich ist. Sie wird genau wie diese als Dünge-

¹⁾ Fr. Bernhard: Der heutige Stand des basischen Herdfrischverfahrens im Vergleich zum Thomasverfahren. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 87; Stahleisen 1926. S. 1, 39, 73, 137.

²⁾ Beschrieben von O. Petersen: Zum heutigen Stande des Herdfrischverfahrens. Stahleisen 1910. S. 1 (Donawitz), S. 23 (Jurjewka).

³⁾ O. Petersen: Zum heutigen Stande des Herdfrischverfahrens. Stahleisen 1910. S. 31 (Witkowitz). S. auch Stahleisen 1905. S. 1125; 1909. S. 344. Ferner s. Neuere Duplex-Stahlwerke in Amerika. Stahleisen 1915. S. 292.

mittel verkauft. Der erste Arbeitsgang kann im selben Ofen erfolgen, in den nach Abstich das Zwischenmetall wieder zurückgekippt wird (Hoesch-Verfahren)¹⁾. Die Arbeitsweise in zwei feststehenden Öfen (Bertrand-Thiel-Verfahren) ist heute nur noch von geschichtlicher Bedeutung. Ihre Durchführung in zwei Kippöfen, die beide ununterbrochen arbeiten, kennzeichnet das Königshütter Verfahren.

Die Einteilung der Verfahren nach den Betriebsmitteln gestattet einen guten Überblick über das Verhältnis zwischen Erzeugungsfähigkeit und Anlagekosten. So wie sie Bernhardt aufgestellt hat, umfaßt sie allerdings nur die reinen S.M.-Verfahren. Da aber das Duplexverfahren, das eine saure Konverteranlage mit basischen S.M.-Öfen verbindet, für europäische Verhältnisse kaum mehr in Frage kommt, und andererseits sämtliche übrigen zur Zeit üblichen Verfahren im einzelnen von dieser Einteilung erfaßt werden, soll sie dem Folgenden als Richtschnur dienen. Der Vollständigkeit halber wurden nur noch Verfahren erwähnt, die ohne Zwischenschaltung eines Roheisensammlers durchzuführen sind.

Die Unterscheidung zwischen Roheisensammler und Vorfrischmischer ist keine ganz scharfe. Unter der ersteren Bezeichnung wäre ein Mischer zu verstehen, wie er im Thomaswerke üblich ist, also ohne dauernde Beheizung. Sein metallurgisches Kennzeichen ist die sozusagen selbsttätige Entschweflung unter geringen Mangan- und Siliziumverlusten. Trotzdem führt Bernhardt auch solche Mischer unter dieser Bezeichnung auf, bei denen, wie z. B. in Witkowitz, durch geringe Zugabe von Erz neben der Entschweflung noch eine ziemlich weitgehende Entsilizierung stattfindet. Solche Mischer sind etwas kleiner (Fassungsvermögen 300—500 t gegenüber 1000 t im Thomasbetrieb), aber dauernd beheizt und gestatten außerdem die Einschmelzung des Sonntageisens. Allerdings darf das Roheisen keinen zu geringen Mangangehalt haben, da dann die Manganverluste steigen. Zur übersichtlicheren Beurteilung wurden in Zahlentafel 46 die Betriebsverhältnisse der einzelnen Verfahren in der Hauptsache nach den Veröffentlichungen in der jüngsten Zeit zusammengestellt.

Zu den Angaben in Spalte 11 ist zu bemerken, daß das Ausbringen in allen Fällen auf den metallischen Einsatz bezogen und der Gießabfall mit eingerechnet wurde, da letzterer je nach der Gießart schwankt. In Spalte 19 ist die Leistung je Quadratmeter Herdfläche und Stunde als Maßstab angegeben. Bei solchen Verfahren, welche in mehreren Öfen stufenweise arbeiten, ist beim Fertigofen diese Größe, bezogen auf die arbeitende Herdfläche aller Öfen zusammen, in Klammern beigesetzt, da dieser Wert für die Leistungsfähigkeit der Gesamtanlage bezeichnend ist, während umgekehrt die hohe Leistung ununterbrochen arbeitender Fertigöfen zu Trugschlüssen führen kann. Dabei wurde auch die Herdfläche der Roheisensammler berücksichtigt, sobald darin metallurgische Vorgänge stattfinden, wie z. B. Zugabe von Erz u. dgl. Der Ferromanganverbrauch in Spalte 20 wurde in allen Fällen auf 80%iges Mangan umgerechnet, da dies einen besseren Vergleichsmaßstab bietet als der Verbrauch an verschiedenprozentigem, wie in den Angaben zu finden ist. Der Verbrauch an Erz, Kalk und Schlackenentfall bezieht sich ebenfalls auf den metallischen Einsatz. Zum Vergleich sind unter Nr. 1 die Verhältnisse beim basischen Roheisen-Schrottverfahren zusammengestellt, wie sie sich bei gutgehenden Öfen und Herstellung weicher Stähle gestalten. Auch die Angaben über die anderen Verfahren beziehen sich auf die Erschmelzung weicher Sorten.

Die Übersicht gestaltet sich folgendermaßen:

Gruppe I. A. Ein S.M.-Ofen im unmittelbaren Anschluß an die Hochöfen. Verarbeitung von flüssigem Roheisen stahleisenähnlicher Zusammensetzung. Beispiel 2 von Zahlentafel 46 (Verfahren in Jurjewka). Auffallend ist der im Verhältnis zum Mangan hohe Siliziumgehalt des Roheisens, der wohl die Ursache des hohen Kalkverbrauches sein dürfte. Entsprechend hoch ist auch der Ferromanganverbrauch. Die starken Schwankungen der Herdflächenerzeugung sind in erster Linie bedingt durch die

¹⁾ O. Petersen: Zum heutigen Stande des Herdfrischverfahrens. *Stahleisen* 1910. S. 7; Fr. Springorum: Experimentelle Untersuchungen des Hoeschverfahrens. *Stahleisen* 1910. S. 396; R. Genzmer: Die Roheisen-Erzverfahren in Deutschland. *Stahleisen* 1910. S. 2145.

Nr.	Verfahren	Roheisenzusammensetzung					Einsatz			
		C	Mn	Si	P	S	Roh- eisen	Schrott	Erz	Kalk
		%	%	%	%	%	%	%	%	%
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Basisches Roheisen-Schrottverfahren. . .	3,5	4—5	0,7—1,2	< 0,2	< 0,04	20—30	70—80	0—2	3,5—4,5
2	Stahleisen. Feststehender Ofen ohne Mischer. Jurjewka . . (Petersen: Stahleisen 1910. S. 23.)	4,2—4,5	2,2—2,5	0,8—1,1	0,08—0,015	< 0,06	100	—	21—23	7,8—8,3
3	Stahleisen. Feststehender Ofen mit Mischer. Donawitz . . (Petersen: Stahleisen 1910. S. 21.)	3,5	2,0	0,2—0,4	< 0,1	0,04	83	16	20—22	2,0—3,0
4	Roheisen 0,5% P. Feststehender Ofen mit Mischer. Julienhütte . (Petersen: Stahleisen 1910. S. 17.)	3,6	2,0	1—1,5	0,5	0,05	70—80	20—30	15—20	~ 7
5	Thomaseisen in einer Schmelzung . . (Jung-Peine: Stahleisen 1925. S. 845.)	2,9	1,62	0,3—0,4	3,18	0,03	50	50	15,1	7,5
6	Thomaseisen. Hoesch- verfahren aus Mischer . . (Petersen: Stahleisen 1910. S. 7 und Sprin- gorum: Stahleisen 1910. S. 396.)	3,2 1,95	1,05 0,36	0,41 —	1,82 0,15	0,084 0,070	} ~ 75	} ~ 25	21,7	9,4
		Roheisen Zwischenmetall								
7	Witkowitz Verfahren. Mischer (300 t)	2,8—3,6	1,8	0,79	1,4—1,7	0,09	100	—	2,4	1,6
8	Mit feststehendem Ofen .	} 3,0	1,04—1,4	0,3—0,4	1,4—1,7	0,03	40,8	59,2	4,3	9,6
9	Kippfen						57,5	42,5	7,9	11,2
10	Talbotfen (Puppe: Stahleisen 1922. S. 1 ff.)						90,7	9,3	20,8	15,5
11	Georgsmarienhütter Verfahren. Vorfrischmischer	3,5	2—2,5	0,6—1	0,6	0,06	100	—	10—15	4—5
12	40/50 t-Fertigofen (Petersen: Stahleisen 1910. S. 36.)	3,0	0,4—0,6	0,03—0,06	0,05—0,1	0,04	70—80	30—20	6—7	3—4
13	Königshütter Verfahren. Vorfrischmischer 300/230 t	3,6—3,5	1,5—1,9	0,63—0,84	1,7—2,2	nicht an- gegeben	100	—	25,7	10,2
14	Fertigofen 150/80 t . . . (Bernhardt: Bericht d. Stahlw.-Aussch. d. V. d. Eisenh. Nr. 87.)	1,6—1,72	0,46—0,52	—	0,15—0,12		79,5	20,5	6,3	3,2
15	Bochumer Verein. Vorfrischmischer 300 t . .	4,15—4,2	3,14	0,6—0,9	0,095—0,12	0,02	100	—	12—15	3,2
16	58 t Ofen (zwei bzw. drei Öfen je Vorfrischmischer) (Killing: Ber. d. Stahlw.- Aussch. d. V. d. Eisenh. Nr. 130.)	2—2,3	0,32—0,44	0,03—0,04	0,018—0,02	0,02—0,03	100	—	6—7,5	2,7

tafel 46.

Roheisen-Erzverfahren.

Ausbringen %	Schlacke							Leistung t/m ² -Std.	Ferro- mangan- verbrauch %	Reinheit des Fertigstahles	
	Menge %	Zusammensetzung								P %	S %
		CaO %	MgO %	SiO ₂ %	P ₂ O ₅ %	Fe %	Mn %				
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
96—98	8—12	38—45	2—7	15—20	< 3	8—12	8—12	200—225	0,3—0,4	< 0,035	< 0,04
105—107	~ 14	37,5	8,43	20,8	0,73	8,4	11,6	168—192	1,1	0,04	0,04
~ 101	nicht angegeben			nicht angegeben				185—197	nicht angegeben		
~ 100	nicht angegeben	43,9	6,9	20,85	3,24	9,80	5,9	150—160	0,45	0,036	0,035
104,8	22	41,63	8,03	12,11	16,4	9,18	6,16	266	0,48	0,06—0,07	0,04—0,05
104	Phosphatschlacke der Vorperiode							181—193	0,84 + 0,25% Spiegel- eisen	0,02	0,055
	12,6	41,9	7,2	11,0	24,93	4,63	4,76				
	Fertigschlacke										
	14,7	40,13	7,5	13,2	7,47	14,10	8,54				
~ 98	3—5	nicht angegeben		23,79	2,75	7,4	13—15	450—650	—	1,4—1,7	0,03
~ 98	19,2	48,14	4,72	8,41	9,81	15,90	3,93	227 (150—160)	0,62	0,03	0,032
~ 98	19,5—20,5	44,98	7,28	9,30	8,62	15,19	5,68	224 (155—165)	0,68	0,05	0,037
~ 105	22,4	44,7	5,03	10,32	13,25	11,1	5,81	205 (150—160)	0,68	0,04	0,02
— < 100	—	—	—	~ 20	4,5—7	8—10	16—18	10—13 t/Std. 200 t/Tag	0,34 + 9% Spiegel- eisen	0,05—0,1 0,02—0,05	0,04 nicht an- gegeben
105 101,4	11,2 7,2	41,13 ~ 45	— —	17,18 18,1	18,17 3,4	6,6 11,35	5,8 4,93	285 460 (214)	0,5	0,2 0,02—0,06	nicht an- gegeben
— 101	11,5 5,5	15—20 41—47	2,6—2,9 12—13	12—16 15—18	~ 2,0 0,4—0,67	15—20 11—16	~ 25 4—7	690 510 (219)	0,9—1	0,018—0,02 0,018—0,02	0,02—0,03 0,02 0,03

wechselnde Zusammensetzung des Roheisens und bleiben im Durchschnitt um 10—25% hinter dem gewöhnlichen Schrottverfahren zurück¹⁾. Bemerkenswert erscheint die Angabe, daß das vorherige Anwärmen von Erz und Kalk die Heftigkeit der Reaktion vermindert.

Gruppe I. B. Ein S.M.-Ofen im Anschluß an einen Roheisensammler, der lediglich als Ausgleichsgefäß und Entschweflungsapparat dient.

a) Verarbeitung von flüssigem Roheisen stahleisenähnlicher Zusammensetzung. Beispiel 3 von Zahlentafel 46 (Donawitz). Günstig wirkt sich der niedrige Siliziumgehalt aus, der einen an der unteren Grenze des Roheisen-Schrottverfahrens liegenden Kalkverbrauch gestattet. Die Herdflächenerzeugung bewegt sich um die Höchstwerte des ähnlichen unter Nr. 2 angegebenen Verfahrens.

b) Verarbeitung von Roheisen mit etwa 0,5% Phosphor bei verhältnismäßig hohem Siliziumgehalt, Beispiel 4 von Zahlentafel 46 (Julienhütter Verfahren). Die Erzeugungsziffern liegen etwa 25% unter denen des Roheisen-Schrottverfahrens, während der Ferromanganverbrauch um wenigens dessen obere Grenze überschreitet. Auffallend sind die ziemlich hohen Gehalte an Phosphorsäure und Kieselsäure in der Schlacke.

c) Verarbeitung von Thomasroheisen in einem Arbeitsgang. Beispiel 5 von Zahlentafel 46. Es zeigt die durch Versuche von Jung bewiesene Möglichkeit, Thomasroheisen mit außerordentlich hohem Phosphorgehalt in einem Arbeitsgang im S.M.-Ofen zu verarbeiten. Allerdings entspricht der Phosphorgehalt im Stahl lediglich den Anforderungen an Thomasqualität. Wesentlich erscheint der verhältnismäßig niedrige Siliziumgehalt im Roheisen, der sich auch deutlich in der Schlacke ausprägt und darin einen sehr hohen Phosphorgehalt zuläßt. Er kennzeichnet die Schlacke als Thomasmehl mit einem an der untersten Grenze liegenden Phosphorgehalt, der aber hohe Zitratlöslichkeit aufweist. Die Herdflächenleistung ist erstaunlich hoch.

d) Verarbeitung von Thomasroheisen in zwei Gängen. Beispiel 6 von Zahlentafel 46 (Hoeschverfahren). Herdflächenerzeugung ähnlich wie bei Nr. 3. Ferromanganverbrauch hoch. Das Enderzeugnis entspricht im Phosphorgehalt allen Qualitätsanforderungen. Die Schlacken des ersten Arbeitsganges sind als gutes Phosphatmehl verkäuflich. Das Verfahren läßt sich sowohl im feststehenden als auch im kippbaren Ofen durchführen. Im letzteren Fall liegt der Gedanke nahe, durch Abkippen der Phosphatschlacke das Verfahren in einen Arbeitsgang zusammenzudrängen. Doch läßt sich auf diese Weise die Trennung von Stahl und Schlacke nicht so sauber durchführen. Es bleiben dann etwa 10% der Phosphatschlacke auf dem Stahlbad zurück (Verfahren der Dortmunder Union)²⁾.

Gruppe I. C. Ein S.M.-Ofen im Anschluß an einen Roheisensammler, in dem durch geringe Zuschläge von Erz und Kalk neben der Entschweflung noch eine erhebliche Entsilizierung stattfindet (Grundzug des Witkowitzers Verfahrens). Das Roheisen steht mit einem Phosphorgehalt von 1,4—1,7% in der unteren Grenze des Thomaseisens. Die Arbeitsweise des Mischers geht aus den Angaben unter Beispiel 7 der Zahlentafel 46 hervor. Es handelt sich dabei um einen 300-t-Mischer mit einem täglichen Durchsatz von 650—800 t. Dies entspricht bei 61 m² Herdfläche einer spezifischen Herdflächenleistung von 450—650 kg/m²st. Eine Entphosphorung findet praktisch nicht statt. Das Verfahren verzichtet vollständig auf die Erzeugung einer Phosphatschlacke. Der Hauptarbeitsgang läßt sich dann sowohl im feststehenden (Nr. 8), im kippbaren Ofen mit schmelzungsweiser Fertigarbeit (Nr. 9), als auch im Talbotofen (Nr. 10) in ununterbrochener Arbeitsweise durchführen.

Beim Vergleich der drei Arbeitsweisen untereinander fällt auf, daß sich die Tagesleistungen der drei Ofenarten in der angeführten Reihenfolge wie etwa 180 : 195 : 265 verhalten. Dabei ist allerdings zu berücksichtigen, daß die Schrottanteile des Einsatzes

¹⁾ Nähere Angaben findet man sowohl bei diesem, als auch bei den anderen Beispielen in dem unter „Verfahren“ angegebenen Schrifttum.

²⁾ A. Schneider: Beheizung von Martin-Öfen mit Gemisch aus Hochofen- und Koksofengas. Stahleisen 1920. S. 501. S. auch besonders S. 504.

ungefähr in einem Verhältnis von 20:14:3 standen. Die Herdflächenleistung ist mit 227 bzw. 224 kg/m²st bei den schmelzungsweise arbeitenden Öfen verhältnismäßig hoch und geht beim Talbotofen auf 205 kg/m²st herunter. Bezieht man jedoch die Mischerherdfläche mit ein, so kommt man auf Gesamtherdflächenleistungen von 150—160 kg/m²st, je nachdem man drei oder vier Öfen aus einem Mischer arbeiten läßt.

Gruppe II. Zwei S.M.-Öfen im Anschluß an einen Roheisensammler, von denen der erste ziemlich weitgehende Frischarbeit leistet, während der zweite das Zwischenmetall fertig macht.

a) Schmelzungsweises Vorfrischen und schmelzungsweises Fertigmachen in feststehenden Öfen. Diese Arbeitsweise war als Bertrand-Thiel-Verfahren die Vorgängerin des Hoesch-Verfahrens. Sie wird heute nicht mehr ausgeübt.

b) Ununterbrochenes Vorfrischen im kippbaren Ofen und schmelzungsweises Fertigmachen im feststehenden Ofen. Beispiel 11 u. 12 der Zahlentafel 46. Verfahren der Georgs-Marienhütte mit einem 150-t-Vorfrischmischer und zwei 50-t-Fertigöfen. Es wird ein Roheisen mit etwa 0,6% Phosphor verarbeitet. Im Vorofen wird die Entphosphorung außerordentlich weit getrieben. Die Entschweflung ist geringer als beim Witkowitz Verfahren. Die Fertigarbeit unterscheidet sich nur durch den hohen Kohlenstoffgehalt von der Verarbeitung des beigeschmolzenen Einsatzes beim Roheisen-Schrottverfahren. Der Ferromanganverbrauch ist dementsprechend gering, dagegen fällt der hohe Spiegel-eisenverbrauch auf. Die Herdflächenleistung konnte nicht errechnet werden, da Angaben über die Herdflächen nicht vorhanden sind.

c) Ununterbrochenes Vorfrischen und ununterbrochenes Fertigmachen in kippbaren Öfen. Beispiel 13 u. 14 der Zahlentafel 46. Verfahren der Königshütte mit einem 300/230-t-Vorfrischmischer und einem 150/80-t-Fertigofen. Verarbeitet wird Thomasroheisen unter Gewinnung von Thomasmehl im Vorofen. Dies schließt eine so weitgehende Entphosphorung wie beim Georgs-Marienhütter Verfahren aus. Der Kalkverbrauch ist entsprechend dem höheren Phosphorgehalt ebenfalls höher. Das Stahlgewicht beträgt 80 t. Die Leistungen der Öfen sind für sich außerordentlich hoch, bezogen auf die Gesamtherdfläche, jedoch liegen sie mit 214 kg/m²st in ungefähr derselben Höhe wie die Witkowitz Verfahren. Im Ferromanganverbrauch ist das Verfahren etwas günstiger.

Gruppe III. Drei S.M.-Öfen mit unmittelbarem Anschluß an die Hochöfen. Zwei Öfen arbeiten abwechselnd als Vorfrischmischer auf die Reihe der Fertigöfen. Beispiel 15 u. 16 der Zahlentafel 46 (Verfahren des Bochumer Vereins). Zur Verarbeitung gelangt Stahleisen mit einem an der oberen Grenze liegenden Phosphorgehalt, nachdem die Wirtschaftlichkeitsberechnung unter Berücksichtigung des dortigen Hochofenbetriebes sich für diese Roheisensorte am günstigsten stellt. Es arbeiten zwei 300-t-Mischer auf 4 bzw. 6 Fertigöfen. Der Ferro-Manganverbrauch ist hoch. Die Leistung der Gesamtherdfläche erreicht mit 219 kg/m²st ungefähr dieselbe Höhe wie das Witkowitz und Königshütter Verfahren und bewegt sich somit an der oberen Grenze des Roheisen-Schrottverfahrens.

Beheizungsfragen.

Die richtige Einstellung von Gasmenge und Verbrennung ist wesentlich für die Höhe der Erzeugung und die Haltbarkeit der Öfen. Das sogenannte Durchschlagen der Flamme von einem Kopf zum andern ist stets zu vermeiden. Im letzten Drittel der Herdlänge muß die Verbrennung beendet sein, so daß der Ofen vor dem abziehenden Kopf klar erscheint. Ist dies nicht der Fall, so arbeitet er entweder mit zuviel Gas oder mit Luftmangel. Beides hat übermäßige Beanspruchungen sowohl der Köpfe als auch der Kammern zur Folge. Starken Luftmangel erkennt man sofort am flammenden Kamin.

Die Flamme muß die Züge geschlossen verlassen und gut über das Stahlbad schneiden. Störungen in der Flammenführung sind durch die Ofenbedienung sofort zu beseitigen, um Beschädigungen des Gewölbes zu vermeiden. Richtige Einstellung des Schornsteinzuges gibt sich durch schwaches Ausflammen der oberen Hälfte der senkrechten Schlitzes an den Türen zu erkennen, sobald der Einsatz niedergeschmolzen ist. Änderungen in der Gaszufuhr muß durch entsprechende Anpassung des Schornsteinzuges Rechnung

getragen werden, da zu jeder Gasmenge ein bestimmter Schornsteinzug gehört. Der Wärmebedarf des Ofens ist beim Einschmelzen am größten. Richtige Einstellung der Gasmenge erfordert also in dieser Zeit die größte Gaszufuhr und entsprechende Verminderung während des Fertigmachens. Die Verminderung der Gaszufuhr während heftiger Erzreaktionen wurde bereits besprochen.

Das Umstellen muß in regelmäßigen Zeiträumen vorgenommen werden. Ungleichmäßigkeiten haben einseitige Überhitzung der Kammern zur Folge. Umgekehrt kann ungleiche Kammertemperatur durch längeres Kommenlassen des Gases von der heißen Seite ausgeglichen werden. Zu lange Umstellzeiten bringen das Gewölbe auf der abziehenden Seite in Gefahr. Infolgedessen muß die ungleichmäßige Umstellung zur Herbeiführung des Temperaturgleichgewichtes unter Umständen öfters wiederholt werden. Heißwerden des einen Kammerpaares trotz gleichmäßiger Umstellzeiten hat gewöhnlich seine Ursache in verschiedenen großen Gaszugquerschnitten der Köpfe. Darauf ist besonders bei ungekühlten Köpfen zu achten. Ist das Gewölbe an der abziehenden Seite heiß geworden, so muß sofort umgestellt werden. Hilft das allein noch nicht, so zieht man zweckmäßig für kurze Zeit den Schornsteinschieber. Alle Eingriffe bei Unregelmäßigkeiten müssen sofort vorgenommen werden. Gute Ofenhaltbarkeit ist zu einem sehr großen Teil eine Frage der Aufmerksamkeit der Bedienung.

Mit Rücksicht auf den Spielraum der Einstellung ist der Generatorgasdruck nicht zu niedrig zu wählen. Allerdings steigen die Undichtheits- und Stochverluste mit dem Druck. Doch sollte schon mit Rücksicht auf die Gasführung im Ofen ein Druck von 40 mm WS nicht unterschritten werden. Ist für mehrere Öfen eine gemeinsame Gaserzeugeranlage vorhanden, so läßt man diese auf einen bestimmten Gasdruck arbeiten. Veränderungen in der Ofeneinstellung muß dann durch Ausgleich des Gasdruckes Rechnung getragen werden. Die Mechanisierung dieser Zusammenhänge durch selbsttätige vom Gasdruck gesteuerte Drosselklappen in der Generatorwindleitung erfordert Schnell-schlußeinrichtungen vor den Gasumsteuerventilen, da sonst während des Umsteuerns infolge des augenblicklichen Absinkens des Gasdruckes eine erhöhte Windzufuhr verursacht wird. Bei Anlagen, die mit Mischgas aus Generatorgas und Koksofengas arbeiten, muß diese selbsttätige Druckregelung auch eine rasche Veränderung des Reglerdruckes zulassen. In einem solchen Fall müssen die Gaserzeuger bei Schwankungen in der Koksofengasbelieferung den Ausgleich übernehmen. Kleine Schwankungen sollten allerdings durch Gasometer oder anderweitige Spitzenverbraucher in Verbindung mit Druckreglern in der Koksofengasleitung ausgeglichen werden. Die Verteilungsleitung des Koksofengases zu den einzelnen Öfen muß ausreichende Querschnitte erhalten, damit sich Veränderungen in der Einstellung eines einzelnen Ofens nicht an allen anderen bemerkbar machen. Allzu große Sparsamkeit in der Auswahl der eine gleichmäßige Gasbelieferung verbürgenden Einrichtungen rächt sich stets in Gestalt schlechter Ofenhaltbarkeit und verminderter Erzeugung. Der Ausgleich plötzlicher und häufiger Gasdruckschwankungen durch Nachregulierung von Hand ist praktisch in dem erforderlichen Maß nicht durchführbar.

Mischgas aus Hochofen- und Koksofengas brennt bei ungenügender Gasvorwärmung mit nichtleuchtender Flamme, so daß die Ofeneinstellung schwerer zu beurteilen ist als bei Generatorgas. Erfahrungsgemäß darf man mit dem Heizwert dieses Gasmisches nicht viel unter 2000 kcal/Nm³ heruntergehen, ohne bei Öfen der üblichen Bauart schlechten Ofengang gewärtigen zu müssen. Außerdem neigen die Schmelzungen zum Schäumen, eine Erscheinung, die man gelegentlich auch bei der Verwendung von kaltem, entteertem Braunkohlengeneratorgas beobachten kann. Bei genügender Kammerbemessung müßte an sich ein Gas mit etwa 1500—1600 kcal/Nm³ ebensogut verwendbar sein wie Generatorgas, da in diesem Fall letzteres lediglich die von den Gaserzeugern mitgebrachte fühlbare Wärme voraus hat. Die Versuche der Beheizung mit entteertem Generatorgas¹⁾ haben aber ergeben, daß auch die

¹⁾ Ed. Roser: Wirtschaftlichkeit von Gaserzeugungsanlagen bei Gewinnung von Urteer und schwefelsaurem Ammoniak. Stahl Eisen 1920. S. 349. S. auch besonders Aussprache zu dem Vortrag S. 613, 651, 685.

Verwendung dieses Gases Schwierigkeiten mit sich bringt. Ob diese durch das verminderte Strahlungsvermögen nicht leuchtender Flammen bedingt sind, sei dahingestellt. Das Gemeinsame in beiden Fällen ist der fehlende Gehalt der Gase an Teer und Ruß, so daß der Gedanke nahe lag, durch Einspritzung geringer Mengen von Teeröl die Ursachen dieser Schwierigkeit zu beheben (Karburierung)¹⁾. Bei diesen Versuchen ergab sich, daß Zusätze von 2–10 g/Nm³ Teeröl die beabsichtigte Wirkung hatten. Andererseits scheint die Durchführung des Betriebes ohne Karburierung mit einem Gemisch aus Hochofen- und Koksofengas an anderer Stelle von recht günstigem Erfolg begleitet zu sein. Allerdings stehen hier große Gasometer zur Verfügung, die eine gleichmäßige Belieferung sowohl durch Koksofen- als auch durch Hochofengas sicher stellen. Jedenfalls dürfte ein Großgasometer für Hochofengas die beinahe unerläßliche Voraussetzung für eine wirtschaftliche Verwendung des Hochofengases im S.M.-Werk sein. Eine Karburierung ist übrigens auch mit sehr gutem Erfolg durch Zusatz geringer Mengen Generatorgas möglich.

Eine große Anzahl von Patenten zeigt, daß man vielfach geneigt war, die Schwierigkeiten bei der Verwendung von Mischgas in einer mangelhaften Durchmischung der beiden Gasarten zu suchen. Bei gleichmäßiger Belieferung spielt jedoch die Mischung gar keine Rolle, wie die reibungslose Durchführung des Betriebes ohne jede besondere Mischeinrichtung auf einzelnen Werken bewiesen hat. Wesentlicher als die Art der Mischung ist die Wahl der anteilmäßigen Zusammensetzung des Gemisches. Durch ein System von Drosselklappen in den Gasleitungen vor der Mischstelle, das von einem selbsttätigen Kalorimeter beeinflusst wird, läßt sich die selbsttätige Gleichhaltung des Mischgasheizwertes erzwingen. Dem Schmelzer bleibt dann als Hilfsmittel zur Beeinflussung der Ofentemperatur genau wie beim Generatorgas lediglich die Einstellung verschiedener Gasmengen. Sind jedoch die Heizwertschwankungen der einzelnen Gase gering, so überläßt man in gewissen, durch Meßapparate leicht zu prüfenden Grenzen besser die Anpassung des Gemisches an den Ofengang dem Schmelzer. Ein Vorteil dieser Arbeitsweise liegt darin, daß man bei gleicher Gasmenge und infolgedessen auch gleich guter Flammenführung dem Herdraum verschieden große Wärmemengen in der Zeiteinheit zuführen kann, ein weiterer darin, daß man die verschiedenen Frischwirkungen der Gase, die besonders bei Koksofen- und Generatorgas in Erscheinung treten, metallurgisch ausnutzen kann²⁾.

Bei der Beheizung mit Koksofengas³⁾ allein erhält man ebenfalls eine nichtleuchtende Flamme, wenn man es in entbenzoltem Zustand verwendet. Seiner Zusammensetzung nach unterscheidet sich das Koksofengas von den Generatorgasen durch seinen hohen Wasserstoff- und Methangehalt. Auch der Gehalt an schweren Kohlenwasserstoffen ist größer als bei Generatorgas. Bei der Vorwärmung auf höhere Temperaturen zerfallen die schweren Kohlenwasserstoffe zuerst. Nach Hülsbruch⁴⁾ sind sie bei 1180° vollständig zersetzt. Das Methan zerfällt ebenfalls oberhalb 1100° in Kohlenstoff und Wasserstoff, wenn auch nicht vollständig, so daß unter den der Zusammensetzung des Koksofengases entsprechenden Gleichgewichtsbedingungen bei etwa 1150° ungefähr 60% des ursprünglichen Methangehaltes verschwunden sind. Nach der früher üblichen Heizwertberechnung, die den Ruß nicht berücksichtigte, ergibt sich aus der Zusammensetzung des Gases nach der Vorwärmung eine Heizwertabnahme, die sich um so stärker bemerkbar macht, als die Zersetzung mit einer Volumenvergrößerung verbunden ist. Man folgerte weiter daraus, daß die Vorwärmung von Koksofengas schädlich sei und ging zur Beheizung mit kaltem Koksofengas über (Hoesch). Wesentlich ist bei dieser eine hohe

¹⁾ A. Ziegler: Der Einfluß der Karburierung und des Wasserdampfgehaltes von Heizgasen auf den Wärmeübergang im Siemens-Martin-Ofen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 96.

²⁾ S. Anmerkung Nr. 2 auf S. 236. ³⁾ S. Anmerkung Nr. 3 auf S. 203.

⁴⁾ W. Hülsbruch: Die Gasumsetzungen in den Regeneratoren der mit einem Gemisch aus Hochofen- und Koksofengas beheizten Siemens-Martin-Öfen. Mitt. Versuchsanst. Dortmund. Union 1 1924. Nr. 4, S. 13. Vgl. Stahleisen 1925. S. 1746. Ferner S. Schleicher: Die Zersetzung von Kohlenwasserstoffen, Teer und Kohlenoxyd im Siemens-Martin-Betrieb. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 94.

Gasgeschwindigkeit, die etwa das Zehnfache der auf 0° und 760 mm QS bezogenen Austrittsgeschwindigkeit vorgewärmten Gases betragen soll.

Diesen Schlußfolgerungen gegenüber muß zunächst betont werden, daß sämtliche Zersetzungen der Kohlenwasserstoffe exotherm sind, daß man also den bei der Zersetzung verlorenen Heizwert in Form von fühlbarer Wärme wiedergewinnt. Von größerer Bedeutung ist noch, daß der bei der Zersetzung ausgeschiedene Kohlenstoff in Form von fein verteiltem Ruß mit dem Gas in den Herdraum gelangt, so daß bei genügend hoher Vorwärmung die Flamme wieder zu leuchten beginnt. Ihr dadurch gesteigertes Wärmeübertragungsvermögen hat Bansen¹⁾ in Übereinstimmung mit den Hülsbruchschen Versuchen nachgewiesen. Seine Untersuchungen erstrecken sich aber auch weiter auf Hochofen-Koksofengasgemisch. Man gewinnt aus ihnen den Eindruck, daß die Rußabscheidung mit steigendem Gehalt des Gemisches an Hochofengas gegen höhere Vorwärmungstemperaturen hin verschleppt wird. Ein weiteres Ergebnis der Hülsbruchschen Untersuchung ist der Zeitbedarf der Zersetzung. Das Gleichgewicht bedarf zur Einstellung eines Zeitraumes von etwa 15 Sekunden. Die Folgerungen aus diesen neuen Untersuchungen sind eine möglichst hoch getriebene Gasvorwärmung sowohl für Koksofengas als auch für Hochofen-Koksofengasgemisch, ferner muß dem heißen Gas durch Verminderung der Geschwindigkeit in den heißen Vorwärmungszonen möglichst Zeit gelassen werden, das Zersetzungsgleichgewicht zu erreichen. Die Übersetzung dieser Gedankengänge in die Praxis führt zu langgestreckten Gaskammern mit großen Heizflächen und kleinen Gasgeschwindigkeiten, die in große Schlackenammern münden. Die größte Schwierigkeit bietet jedoch der durch den hohen Heizwert bedingte kleine Gaszugquerschnitt, der bei reichen Gemischen die Abgase nur zu einem kleinen Teil aufzunehmen vermag. Die Lösung dieser Aufgabe drängt nach Umführungsleitungen vom Kopf zu der der Gaskammer vorgelagerten Schlackenammer, die nach dem Vorbild von Mc Kune²⁾ in der Frischgasperiode abgeschiebert werden können. Bei auswechselbaren Köpfen, wo das Ausbrennen der Gaszüge nicht so sehr ins Gewicht fällt, genügt auch die Anordnung eines Zwischenschiebers zwischen Gas- und Luftventil, so daß trotz der engen Züge eine entsprechende Beaufschlagung der Gaskammer erzwungen werden kann.

Betriebsergebnisse.

Die Erzeugung einer S.M.-Ofenanlage an guten Blöcken bzw. an reinem Stahlgußgewicht ist abhängig von der Leistungsfähigkeit der Öfen und dem Gießabfall. Letzterer setzt sich zusammen aus Gießtrichtern, Blockwurzeln und Steigtrichtern einerseits und den Stahlresten, die infolge ungenauer Einsatzgewichte von den Schmelzungen übrig bleiben. Beim Blockguß durch Gespann beträgt der Entfall von Trichtern und Wurzeln etwa 1,5–2%, während er beim Blockguß von oben zu Null wird. Im Gegensatz dazu erreicht er bei Stahlguß Werte von 30–50%, bezogen auf das gute Ausbringen, die bei besonders verwickelten und dünnwandigen Stücken sogar noch überschritten werden. Der Verlust an Stahlresten richtet sich nach dem kleinsten vergießbaren Stückgewicht. Er muß durch sorgfältiges Einsetzen bekämpft werden.

Infolge der Veränderlichkeit des Gießabfalls kann ein einwandfreies Bild über die Leistungsfähigkeit der Öfen nur aus dem Gesamtausbringen gewonnen werden, das sich aus der Summe von Gießabfall und gutem Ausbringen ergibt. Dabei muß beachtet werden, daß Leistungen und Haltbarkeit der Öfen außerordentlich abhängig von den Einsatzverhältnissen, von dem zu erzeugenden Stahl und von der Sorgfalt der Bedienung sind. Als Maßstab für die Leistungsfähigkeit einer Ofenbauart kann einmal die erschmolzene Stahlmenge (Gesamtausbringen), bezogen auf 1 Stunde wirkliche Schmelzzeit, gewählt werden (Stundenleistung), zum anderen die im Höchstfall in einem Jahr erreichbare

¹⁾ H. Bansen: In der Erörterung zu den Berichten des Stahlwerksausschusses Nr. 111, 113, 114 und 115. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 117, S. 8. Ferner Ed. Herzog: Der heutige Stand unserer Kenntnisse vom Siemens-Martin-Ofen. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 120.

²⁾ Neuerungen an amerikanischen Siemens-Martin-Öfen. Stahleisen 1922. S. 1133. Ferner Stahleisen 1921. S. 1821. S. auch Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 162 and Iron Trades Rev. 1921. p. 20.

Erzeugung. Den Zusammenhang zwischen Stundenleistung und Einsatzgewicht zeigt Abb. 252, die von Bansen auf Grund einer Rundfrage¹⁾ zusammengestellt wurde. Die große Streuung der einzelnen Punkte beweist die Abhängigkeit dieses Wertes von den übrigen Betriebsverhältnissen.

Die Jahresleistung eines Ofens ergibt sich aus der Stundenleistung nach Abzug der Leerlaufzeit und der Zeit für die Wiederinstandsetzungsarbeiten. Zur Leerlaufarbeit zählen die Aufheizzeiten des Ofens nach größeren Reparaturen und nach den durch die Arbeitszeiteinteilung bedingten Stillständen, die bei durchgehenden Betrieben durch die Sonntagsruhe, bei einschichtig arbeitenden Betrieben durch die Nachtruhe eintreten. Ferner gehören dazu die Flickzeiten zur Instandhaltung des Herdes, der Vorderwand und der Brücken. Beim sauren Verfahren erfordert die Instandhaltung des Herdes von Schmelzung zu Schmelzung Pausen von 20–40 Minuten. Beim basischen Verfahren dagegen können diese Pausen wegfallen und die Arbeit auf die Zeit zwischen dem letzten Abstich und dem Abstellen vor der Sonntagspause verlegt werden. Bei einschichtig arbeitenden Betrieben werden diese Arbeiten des Abends vorgenommen. Herdreparaturen nach dem Aufheizen vor Einsatz der ersten Hitze am Wochenanfang sind weniger zweckmäßig, da die gewöhnliche Aufheizzeit nicht genügt, um den Ofen wieder ins Wärme Gleichgewicht zu bringen²⁾, so daß die Durchwärmung des Herdes zu dieser Zeit noch zu wünschen läßt. Bei entsprechender Ausführung dieser Herdreparaturen sind Betriebstillstände während der eigentlichen Schmelzzeit ohne weiteres zu vermeiden. Für das sonntägliche Aufheizen sind 4 Stunden, bei älteren Öfen 6–8 Stunden zu rechnen, vorausgesetzt, daß man durch Verschmieren der Türen mit Lehm und Schließen des Kaminschiebers sofort nach dem Abstellen eine übermäßige Abkühlung vermeidet. Größere Instandsetzungsarbeiten, wie Erneuerung einzelner Teile der Vorderwand und dgl., die eine stärkere Abkühlung bedingen, haben entsprechend längere Aufheizzeiten zur Folge.

Zu den Arbeiten, die eine Unterbrechung der Ofenreise erfordern, gehören Erneuerung des Gewölbes, die gewöhnlich Hand in Hand mit der Erneuerung der Köpfe geht, und Erneuerung der Kammerpackungen. Bei dieser Gelegenheit werden selbstverständlich auch alle übrigen Teile des Ofens nachgesehen und im Bedarfsfall in Ordnung gebracht (Kammengewölbe, Gas- und Luftzüge, Verankerung, Erneuerung des Herdes usw.). Die Dauer dieser Stillstände wird bedingt durch die Abkühlung des Ofens, die eigentliche Arbeitszeit der Maurer und das Wiederaufheizen, das in diesem Fall etwa 3–4 Tage und mehr in Anspruch nimmt. Im allgemeinen werden solche Ofenreparaturen bei kleineren Öfen 14 Tage bis 3 Wochen, bei größeren 3–4 Wochen, gerechnet vom Abstellen des Ofens bis zum Wiedereinsetzen der ersten Schmelzung, brauchen. Zu den Maßnahmen, die auf eine Verkürzung dieser Reparaturzeiten hinzielen, gehören die Anordnung auswechselbarer Köpfe und die in neuerer Zeit angestellten Versuche mit Hängegewölben.

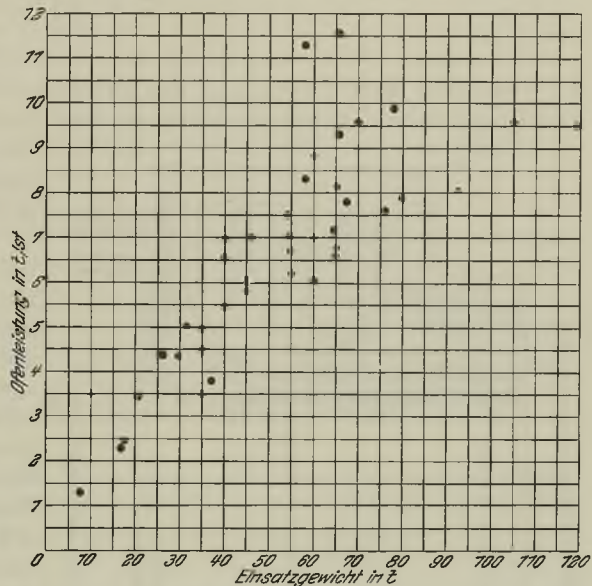


Abb. 252. Stundenleistung und Einsatzgewicht.

¹⁾ H. Bansen: Über Abmessungen und Leistungen von Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 81.

²⁾ C. Schwarz: Die Strahlungsverluste eines Siemens-Martin-Ofens mit besonderer Berücksichtigung des Gewölbes. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 104.

Die Haltbarkeit der einzelnen Ofenteile wird in üblicher Weise nach der Anzahl der Schmelzungen angegeben. Man rechnet für die Ofenköpfe 250—600 und mehr Schmelzungen, für das Ofengewölbe ebensoviel, für die Kammern bei der Anordnung von Schlackenammern 1000—1500 Schmelzungen, bei Anordnung von Schlackensäcken 300—600 Schmelzungen.

Der Zusammenhang zwischen der Jahresleistung L_J , der Stundenleistung S in Tonnen je Stunde, der wöchentlichen reinen Schmelzzeit w in Stunden, der Zahl Z der Schmelzungen einer Ofenreise und dem Gewicht des Gesamtausbringens E einer Schmelzung und der zu einer großen Reparatur im Durchschnitt erforderlichen Zeit in Wochen n ergibt sich aus der einfach abzuleitenden Formel:

$$L_J = 52 \cdot w \cdot S \left(1 - \frac{1}{\frac{Z \cdot E}{n \cdot S \cdot w} + 1} \right) \quad (41)$$

Sie wird zum Überschlagn des Erfolges von Maßnahmen, die auf die Verkürzung der Leerlauf- und Reparaturzeiten abzielen, gute Dienste leisten. Zu beachten ist dabei nur der Einfluß der einzelnen Faktoren aufeinander, der sich meist schon nach kurzer Zeit zu erkennen gibt.

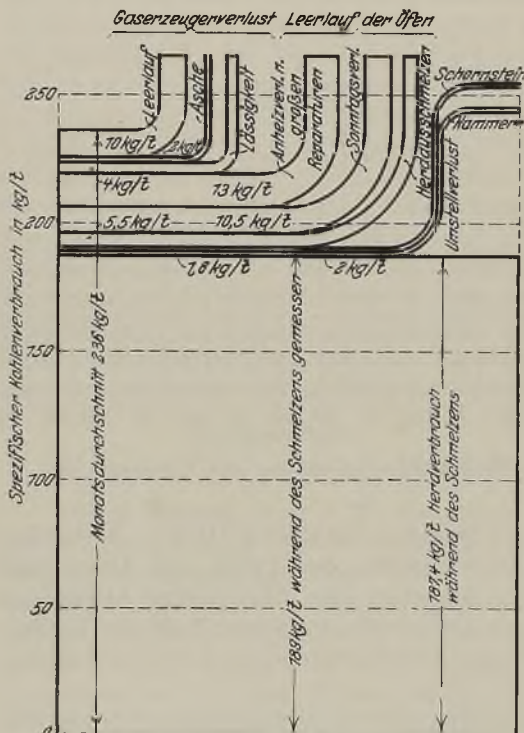


Abb. 253. Leerlaufs- und Vergasungsverluste.

Der erschmolzenen Stahlmenge steht der Aufwand an Rohstoffen gegenüber. Roheisen und Schrott bilden zusammen den metallischen Einsatz. Auf diesen pflegt man das Gesamtausbringen zu beziehen. Die entsprechenden Zahlenwerte sind aus Zahlentafel 46 ersichtlich. Sie schwanken je nach dem Erzzusatz und können infolge der Eisenreduktion aus dem Erz bei den flüssigen Verfahren über 100% erreichen. Aus derselben Zahlentafel sind mittlere Verbrauchszahlen für Kalk, Erz und Ferromangan zu ersehen. Der Verbrauch an Ferrosilizium beträgt etwa 120—130% des im Stahle geforderten Siliziumgehaltes, bezogen auf reines Silizium im Zusatz. Der Verbrauch an feuerfesten Stoffen schwankt außerordentlich mit Ofenbauart, Verfahren und Betriebsführung.

Eine besondere Stellung innerhalb der verbrauchten Rohstoffe nimmt der Brennstoffverbrauch ein. Auch hier kann man einen Unterschied zwischen Gesamtbrennstoffverbrauch und dem Brennstoffverbrauch zum eigentlichen Schmelzen machen. Die

Differenz beider wird durch den Leerlaufsverbrauch bedingt. Der Brennstoffverbrauch schwankt je nach dem Heizwert der Brennstoffe, so daß es für eine allgemeine Übersicht besser ist, an seiner Stelle den Wärmeverbrauch in kcal je Tonne Stahl anzugeben. Dieser beträgt, gemessen am Umstellventil während der Schmelzzeit, je nach Ofenbauart und Schmelzungsführung 0,9—1,5 Millionen kcal je Tonne Stahl. Die entsprechenden Gasmengen für verschiedene Gasarten findet man in Zahlentafel 37, S. 205 angegeben. Bei der Umrechnung auf Gaserzeugerkohle ist zu berücksichtigen, daß der Vergasungswirkungsgrad etwa 85—90% beträgt, wenn man die fühlbare Wärme des Generatorgases mit in Rechnung setzt¹⁾. Für den Leerlaufsverbrauch kann man im Durchschnitt annehmen, daß der leer stehende Ofen je Stunde zum Anheizen bzw. zum Warmhalten 70—100% der während des Schmelzens erforderlichen stündlichen Gasmenge verbraucht.

¹⁾ S. Gaserzeuger S. 265 ff.

Je nachdem in durchgehendem oder einschichtigem Betrieb gearbeitet wird, kann er 20–30% bzw. 70% und mehr des reinen Schmelzungsverbrauchs betragen. Für den Betrieb mit Steinkohlen-Generatorgas gibt Abb. 253 den Zusammenhang zwischen Gesamtbrennstoffverbrauch, reinem Schmelzungsverbrauch und Leerlauf- und Vergasungsverlusten wieder. Bei durchgehenden Betrieben rechnet man an festen Brennstoffen je Tonne Stahl im Jahresdurchschnitt 200–300 kg Steinkohle von rund 6500 bis 7000 kcal oder 400–500 kg Braunkohle von 4000–5500 kcal. Beim Betrieb mit Koksofengas sind 300–350 Nm³ mit 4000–4300 kcal zu veranschlagen. Für Mischgas aus Hochofengas und Koksofengas ergeben sich die entsprechenden Werte durch Umrechnung nach dem Heizwertverhältnis. Im allgemeinen gelten die kleineren Zahlen dieser Angaben für große Öfen, während der Brennstoffaufwand für kleine Öfen höher liegt. Die Ursache dieses Unterschiedes ist dem mit wachsender Ofenfassung günstiger werdenden Verhältnis zwischen Einsatzgewicht und Strahlungsverlusten zuzuschreiben.

Die beste Handhabe zur Bekämpfung der Verluste ergeben Bilanzen, bei denen die Verlustposten so weitgehend wie irgend möglich zergliedert werden. Zur Verfolgung des Abbrandes, der Verluste an Desoxydationsmitteln und Zuschlägen dient die Stoffbilanz¹⁾. Ihre Ausführlichkeit wird je nach dem verfolgten Zweck verschieden sein. Soll sie lediglich zur Grundlage einer Wärmebilanz gemacht werden, so handelt es sich dabei vor allem um die Feststellung der verbrannten und verschlackten Mengen von Kohlenstoff, Eisen, Mangan, Silizium und Phosphor. Mit Ausnahme des Kohlenstoffs müssen sich alle diese Stoffe in der Schlacke wiederfinden. Der Gehalt der Schlacke an Eisen- und Manganoxiden, sowie an Phosphorsäure kann in Verbindung mit der gewogenen Schlackenmenge zur Berechnung der entsprechenden Abbrände dienen. Der Kieselsäuregehalt dagegen stammt zum Teil aus dem Ofenfutter, so daß man bei Silizium, ebenso wie bei Kohlenstoff, auf die entsprechenden Gehalte von Einsatz und Ausbringen angewiesen ist.

Wegen der Schwierigkeiten, die in der Feststellung der Schrottzusammensetzung begründet sind, hat man beim Roheisen-Schrottverfahren in dieser Beziehung stets mit Ungenauigkeiten zu rechnen. Bei den übrigen Stoffen sind selbstverständlich die durch die Zuschläge mitgebrachten Oxydmengen in Abzug zu bringen, doch ist ihre Feststellung verhältnismäßig leicht durchzuführen. Zweckmäßig berechnet man sowohl die Stoffbilanz des Einsatzes als auch die daraus ermittelte „Nutzwärme“ zunächst auf 1 Tonne Gesamtausbringen. Unter Nutzwärme²⁾ versteht man:

1. Die fühlbare Wärme des flüssigen Stahls bei Abstichttemperatur.
2. Die fühlbare Wärme der Schlacke bei ihrer Abstichttemperatur.
3. Die negativ zu zählende fühlbare Wärme des Einsatzes.
4. Die negativ zu zählenden Wärmemengen, die durch die Oxydation der verschlackten Stoffe frei werden.
5. Die negativ zu zählenden Verschlackungswärmen.
6. Die Wärmemenge, die in Form von fühlbarer Wärme und Heizwert der bei den Reaktionen entstehenden Gase, einschließlich des Ballaststickstoffes, den Ofen bei Abgastemperatur verläßt.

Dementsprechend wäre sie besser als unumgänglich nötiger Wärmearaufwand zu bezeichnen. Die zur Berechnung dieser 6 Größen nötigen Zahlenwerte enthalten die Zahlentafeln 25, 47 u. 48.

Zur Einführung in die Wärmebilanz muß selbstredend der auf 1 t Stahl bezogene Wert der Nutzwärme mit der Stundenleistung vervielfacht werden, da man diese besser auf 1 Stunde bezieht. Dies erfordert allerdings eine Beschränkung der Wärmebilanz auf die reine Schmelzzeit und eine gesonderte Feststellung der Leerlaufverluste. Auf der Einnahmenseite der Bilanz steht dann der stündliche Brennstoffverbrauch, den man

¹⁾ Ausführliche Stoffbilanzen s. Petersen. *Stahleisen* 1910. S. 1. Ferner Fr. Springorum: *Stahleisen* 1910. S. 396 ff. und E. Killing: *Das Roheisenerzverfahren mit Vorfrischmischen*. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 125 (Sitzung vom 3. 2. 1927).

²⁾ O. Schwarz: *Beiträge zur Berechnung der Nutzwärme*. Arch. d. Eisenhüttenwes. 1927. Nr. 1, S. 33.

Zahlentafel 47.

Wärmeinhalt von Stahl und zugehöriger Schlacke in kcal/kg¹).

Wärmeinhalt des Stahles	263	272	287	287	296	314	354	360
Wärmeinhalt der Schlacke	469	482	500	496	491	530	595	601
Zugehörige Stahltemperatur . . . °C	—	—	—	—	—	1530	1698	1716

zweckmäßig durch Messung des Gases unmittelbar vor dem Forterventil feststellt. Auf diese Weise lassen sich Ungenauigkeiten, die durch undichte Gaskanäle u. dgl. verursacht werden können, ausschalten. Stellt man gleichzeitig den Brennstoffverbrauch an den Gaserzeugern fest, so erhält man zudem noch eine Prüfung dieser sonst schwer zugänglichen Verlustquellen. Die Summe von Heizwert und fühlbarer Wärme des Gases steht dann der Summe aus Nutzwärme, Strahlverlusten und Abgasverlusten gegenüber. Die bei der Gas- und Luftvorwärmung umgesetzten Wärmemengen treten als Umlaufwärme bei der eigentlichen Bilanzierung nicht in Erscheinung.

Zahlentafel 48.

Wärmeinhalt von Stahl, Roheisen und Ferromangan in kcal/kg²).

Temperatur °C	Stahl	Roheisen			Ferromangan 80%ig
		3,71% C, 1,5% Si, 0,63% Mn, 0,147% P, 0,069% S	3,72% C, 1,41% Si, 0,88% Mn, 0,54% P, 0,078% S	3,61% C, 2,02% Si, 0,80% Mn, 0,89% P, 0,080% S	
100	11,1	—	—	—	—
200	23,2	22,0	18,0	13,9	—
300	36,5	35,3	31,3	27,1	—
400	51,0	48,6	44,4	40,3	—
500	66,9	61,8	57,8	53,6	—
600	85,0	76,6	72,0	67,6	97,5
700	106,1	100,8	92,7	85,7	116,7
750	117,7	116,0	109,8	101,8	—
780	127,0	—	—	—	—
800	132,0	127,3	121,8	116,1	136,8
900	148,5	145,4	141,0	135,8	158,6
906	156,2	—	—	—	—
1000	170,0	161,3	156,3	151,0	182,2
1060	—	170,6	165,1	159,5	197,4
1100	185,7	176,6	171,0	165,6	—
1200	199,2	250,0	243,0	238,5	255,9
1258	—	258,8	251,3	246,3	280,0
1300	213,9	264,3	257,0	251,8	—
1400	228,5	—	—	—	1340°C: 304,0
1401	231,2	—	—	—	—
1500	247,6	—	—	—	—
1528	316,5	—	—	—	—
1600	327,5	—	—	—	—
1700	356,0	—	—	—	—
1800	376,0	—	—	—	—
1900	396,0	—	—	—	—

Eine Übersicht über die anteilmäßige Verteilung von Verlusten und Wärmearaufwand gibt Abb. 254. Hier wird außerdem ein Unterschied zwischen Oberofen- und Unterofenverlusten gemacht. Dieser ist insofern berechtigt, als der Herdraum, wie auf S. 174 gezeigt wurde, nur eine gewisse Wärmemenge aufzunehmen vermag, die sich dann auf

¹) Fortlaufende Messungen bei einer Schmelzung von Fr. Springorum: Stahleisen 1910. S. 408.

²) Die Werte für Stahl sind nach den Versuchen von P. Oberhoffer, Stahleisen 1927. S. 581 berechnet, oberhalb 1600° nach den Anhaltszahlen der Wärmestelle Düsseldorf, 2. Aufl. (1925); die Werte für Roheisen nach einer unveröffentlichten Arbeit von Dipl.-Ing. F. Morawe. Die Werte für Ferromangan wurden von Bittner ermittelt (Stahleisen 1917. S. 50). Zusammensetzung des Ferromangans: 6,41% C; 80,6% Mn; 0,7% Si; 0,23% P; 0,026% S.

die Nutzwärme und die Oberofenverluste verteilt. Die Eindämmung der letzteren wird also zum größten Teil der Nutzwärme zugute kommen, was gleichbedeutend mit einer Steigerung der Erzeugung ist. Im gleichen Sinn wirkt eine Verminderung der Nutzwärme durch Verwendung warmen Einsatzes. Besonders hingewiesen sei auf die Ausflamm- und Beschickverluste, deren Verminderung durch entsprechend dicht schließende Türen und möglichst rasches Öffnen und Schließen der Türen beim Beschieken verhältnismäßig leicht gelingt¹⁾. Die Wandverluste berechnen sich ziemlich einfach an Hand einer gewöhnlichen Wärmedurchgangsrechnung²⁾.

Der Abgasverlust läßt sich nach neueren Untersuchungen schwer unter 30% drücken³⁾. Wenn trotzdem durch entsprechende Vergrößerung der Kammern Abgastemperaturen zustande kommen, die unter 500–700°, je nach Verwendung heißen oder kalten Gases, liegen, so sind diese Temperaturen zum allergrößten Teil der in die Abgaswege einströmenden Falschluff zuzuschreiben. Die Größe des Abhitzeverlustes, wie er sich aus Temperatur und Zusammensetzung der Abgase am Schornsteinfuß ergibt, ist vielleicht das beste Zeichen für die mehr oder weniger richtige Bemessung der Kammern. Übersteigt die Abwärme wesentlich 30%, so sind sie zu klein bemessen.

Solange man mit Rücksicht auf die Kammerhaltbarkeit die Vorwärmung nicht höher treiben kann als bis auf 1200°, bleibt für die Ausnutzung des Abgasverlustes nur noch der Weg der Abhitzeverwertung. Bei Siemens-Martin-Öfen findet man fast ausnahmslos die Abhitzeverwertung in Form von Abhitzedampfkesseln; in Deutschland hat sich allerdings der Abhitzedampfkessel noch nicht überall eingebürgert, dafür um so mehr im Ausland und vor allem in den Vereinigten Staaten.

Selbst bei den als sehr günstig anzusprechenden Wärmeverbrauchszahlen von 900 000 bis 1 000 000 kcal je Tonne Stahl während des Schmelzens bleibt bei 30% Abgasverlust noch eine Wärmemenge von rund 300 000 kcal je Tonne Stahl zur Abhitzeverwertung übrig. Ihre Ausnutzung zur Dampferzeugung verlangt allerdings Anfangstemperaturen von mindestens 450°. Nach den früheren Ausführungen sind sie durch entsprechend dichte Ausbildung der Umstellereinrichtungen fast immer zu erreichen. Die Verwendung von kaltem Speisewasser (unter 70°) bringt infolge von Ansätzen und Anfressungen am Vorwärmer Schwierigkeiten mit sich. Aber selbst bei Speisewassertemperaturen von 100° wird eine Abkühlung der Abgase auf 225° stets im Bereich der Möglichkeit liegen. Allerdings erfordert die Verhinderung des Eintretens von Falschluff sehr dichte Kesselheizzüge, wie sie praktisch nur von Rauchrohrkesseln erreicht werden. Letzteren ist auch infolge ihrer höheren Heizflächenleistungen der Vorzug zu geben, da sie dadurch billiger werden als Wasserrohrkessel. Die Ausstrahlverluste von Rauchrohrkesseln sind gering und im Höchstfalle mit 5% des ausgenutzten Temperaturgefälles zu veranschlagen.

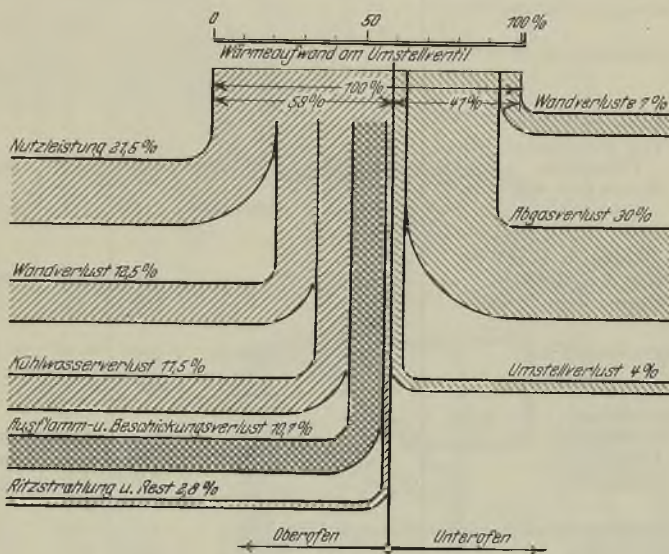


Abb. 254. Wärmebildung.

¹⁾ S. Anmerkung 1 auf S. 214.

²⁾ H. Bansen: Die Berechnung des Wärmebedarfs der Siemens-Martin-Öfen. Stahleisen 1923. S. 1031.

³⁾ C. Schwarz: Wärmebilanzen unter besonderer Berücksichtigung der Abgasverluste. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 130. (Arch. f. d. Eisenhüttenwesen. Jg. 1. Nr. 5.)

Unter diesen Gesichtspunkten erlaubt die Ausnutzung des Abgasverlustes zur Dampferzeugung im ungünstigsten Falle die Wiedergewinnung von $300\,000 \cdot 0,5 \cdot 0,95 = 142\,500$ kcal je Tonne Stahl in Form von Dampf. Dies entspricht einer Dampferzeugung von rund 240 kg. Erfahrungsgemäß sind davon 15–20% für die Erzeugung des künstlichen Zuges aufzuwenden, so daß man je Tonne Stahl während der Schmelzzeit

Zahlentafel 49.
Ergebnisse von Abhitzekesteln nach G. Neumann¹⁾.

Nr.	1	2	3	4a	4b	5a	5b	6	7
Einsatzgewicht des Ofens in t	60–70	80	n. a.	30	30	30	30	40 bzw. 50	12
Stundenleistung des Ofens t/st	8,7	8,3	n. a.	4,2	4,2	3,9	4,1	5 bzw. 7,6	1,5
Abgastemperaturen: Vor dem Kessel bzw. Überhitzer . . . °C	450–550	450–500	636	589	505	818	732	470–500	550
Hinter dem Kessel bzw. Vorwärmer . . . °C	n. a.	200–250	215	211	152	183	177	220–240	n. a.
Zugstärke in mm WS: Vor dem Kessel . . .	n. a.	n. a.	37	33	36	29,6	32	28–35	n. a.
Hinter dem Kessel . .	n. a.	n. a.	187	47	50	104	96	96–110	n. a.
Kesselbauart ²⁾	n. a.	Garbe	Garbe	W.R.	W.R.	R.R. MAN	R.R. MAN	R.R. MAN stehend	R.R.
Heizflächen . . . in m ² : Vorwärmer	n. a.	—	350	144	171	99	99	—	60
Kessel	n. a.	330	650	200	280	245	245	220	120
Überhitzer	n. a.	—	70	6,6	38,5	25,8	25,8	30	10
Dampfdruck atü	n. a.	n. a.	14	9,6	8,5	9,38	8,5	10,3	n. a.
Überhitzung °C	n. a.	n. a.	360	231	290	343	317	324	n. a.
Verdampfungsleistung: kg/st	3200–3700	2000	7550	1490	1180	2885	2413	2080	810
kg/t Stahl: Brutto	370–420	240	527	355	282	740	590	330	540
Netto ³⁾	300–345	(200)	—	329	225	600	451	290	(450)
kg/st m ² Heizfläche . .	n. a.	n. a.	11,6	7,45	4,22	11,8	9,85	n. a.	6,7
Dampfverbrauch des Ven- tilators . . in kg/st ²⁾	16–19%	—	1580 ⁴⁾	(110)	(125)	(140)	(139)	(300)	n. a.
Stromverbrauch des Ven- tilators . . . kwst ³⁾	—	—	(93PS)	11	12,5	14	13,9	30	n. a.

schlechtestenfalls mit einer Abdampferzeugung von 200 kg rechnen kann. Bei einem Dampfpreis von RM. 3,00 entspricht dies einem Gewinn von RM. 0,60 je Tonne Stahl. Bei Kippöfen ist allerdings zu berücksichtigen, daß die Schlitzverluste vielfach so groß werden, daß sie die Abgasverwertung undurchführbar machen.

In der Praxis werden die Mindestwerte bedeutend übertroffen. Schon bei älteren Öfen läßt sich ein derartig geringer Wärmeverbrauch je Tonne Stahl nicht aufrecht erhalten. Außerdem setzt auch die Dampferzeugung während der Leerlaufperioden des Ofens nicht aus. Eine Übersicht über Ergebnisse aus der Praxis gibt Zahlentafel 49.

¹⁾ G. Neumann: Die Verwertung der Ofenabhitze. Mitt. Wärmest. Nr. 67, s. a. G. Neumann: Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 51.

²⁾ W.R. = Wasserrohrkessel; R.R. = Rauchrohrkessel.

³⁾ Die eingeklammerten Zahlen bedeuten, daß der Ventilator elektrisch angetrieben wird. Es wurden je kwst 10 kg Dampf berechnet.

⁴⁾ Antrieb durch Dampfturbine, deren Abdampf unter die Generatoren geschickt wird.

zur Betriebskontrolle nötigen Aufzeichnungen sollten ausreichende Handhaben bieten, um bei Beanstandungen des erschmolzenen Stahles ein klares Bild über die Betriebsverhältnisse zur Zeit seiner Herstellung zu liefern. Die Rentabilität der Betriebskontrolle liegt vor allem in der Vermeidung von Fehlschlägen und übermäßigen Werkstoffverbrauchs, sowie in Erleichterungen bei der Schaffung gleichmäßiger Betriebsverhältnisse, die die Grundbedingung für höchste Ausnutzung der Betriebsmittel sind.

Die Überwachung der Rohstoffe erfordert in erster Linie sorgfältige Feststellung der Anlieferungsgewichte und ihre übersichtliche Zusammenstellung. Hand in Hand damit muß ihre chemische Untersuchung gehen. Bei der Anlieferung von Schrott muß die chemische Untersuchung durch sorgfältige Inaugenscheinnahme ersetzt werden. Mängel im Gewicht, in der Zusammensetzung oder in der äußeren Beschaffenheit müssen in kürzester Zeit erkannt werden, so daß Beanstandungen und etwaige Zurverfügungstellung rechtzeitig und ohne Störung des eigenen Betriebes erfolgen können. Aber auch wenn Mängel oder nicht eingehaltene Gewährleistungen sich erst im Laufe der Zeit bemerkbar machen, müssen die entsprechenden Aufzeichnungen übersichtlich genug sein, um sofort Aufschluß über Herkunft, Lieferzeit u. dgl. zu geben.

Die Überwachung der Stahlbeschaffenheit erstreckt sich zunächst auf die Analysen und die mechanischen Eigenschaften. Auch hier ist darauf zu sehen, daß die Untersuchungsergebnisse so schnell als möglich an die Stellen gelangen, die über den Werkstoff zu verfügen haben. Besonders wichtig ist dies bei der analytischen Verfolgung des Schmelzungsverlaufes, da in diesem Fall zu spät eintreffende Untersuchungsergebnisse häufig vollständig wertlos sind.

Die metallurgische Überwachung der Betriebsführung erfordert neben Aufzeichnung der Einsatzmengen an Schrott, Roheisen, Kalk, Erz und der Desoxydationsmittel noch charakteristische Angaben über den Schmelzungsverlauf. Zu diesen gehören die Einsetzdauer, die Zeit und die Zusammensetzung der ersten Probe, die Zeit des letzten Erzes, der Zeitpunkt des Zuschlags der Desoxydationsmittel und die Abstichzeit. Den Schluß der zahlenmäßigen Angaben bildet das Gewicht des guten Ausbringens. Wünschenswert sind ferner Angaben über die Gießtemperaturen, die Gießgeschwindigkeit und das sonstige Verhalten der Schmelzung beim Gießen. Endlich sollte die Aufstellung neben der erreichten Stahlzusammensetzung noch die ursprünglich geforderte enthalten. Üblicherweise werden diese Angaben in den sogenannten Schmelzbüchern aufgezeichnet. Sehr vorteilhaft erscheint ihre Zusammenstellung auf Karten, wie sie vor allem in Amerika üblich ist ¹⁾.

Die wärmetechnische Überwachung ²⁾ erfordert in erster Linie die Aufzeichnung der stündlich von der Gesamtanlage verbrauchten Brennstoffmengen. Diese erfolgt für Kaltgase in den Zuleitungen vor der Mischstelle. Bei Generatorgas wählt man hierzu zweckmäßig die Aufzeichnung der den Gaserzeugern zugeführten Windmenge ³⁾. Zur Ergänzung gehört dann noch die Aufzeichnung der Gastemperatur, des Gasdruckes und des Kohlensäuregehaltes im Verteilungskanal vor den Öfen. Die Anzeigergeräte, die alles, was mit der Gasanlieferung zusammenhängt, ersichtlich machen, werden am besten an einem einzigen Punkt der Ofenbühne zusammengefaßt. Arbeitet man aus Gasometern, so empfiehlt es sich, wenigstens den Gasometerstand auf der Bühne anzuzeigen, wenn man es nicht vorzieht, außerdem noch die angelieferten Gasmengen dort ersichtlich zu machen, um die Anordnungen bei Gasmangel durch den unmittelbaren Vergleich zwischen verbrauchter und angelieferter Gasmenge zu erleichtern. An die Steuerstände der Öfen gehört die Anzeige der verbrauchten Einzelgasmengen. Bei Generatorgas wird in den meisten Fällen zur Auswertung dieser Anzeige die im Verteilungskanal vorgenommene Temperaturmessung genügen. Zur Überwachung des Umstellens

¹⁾ G. Bulle: Der Stahlwerksbetrieb in den Vereinigten Staaten von Nordamerika. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 90; Windett: The open Hearth. New York 1920. U. P. C. Book, Comp. s. bes. S. 83 ff.

²⁾ G. Bulle: Versuche zur Einreglung von Gaserzeugern und Siemens-Martin-Öfen. Stahleisen 1924. S. 398. S. auch Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 53.

³⁾ Siehe Gaserzeuger. 3. Betriebsüberwachung und Berechnungen S. 258—267.

verwendet man zweckmäßig die Aufzeichnung der Druckverhältnisse in einem der beiden Kanäle zwischen Luftumstellventil und Luftkammer durch einen selbstschreibenden Zugmesser. Von großem Vorteil ist die Aufzeichnung der Abgastemperaturen zwischen Ventilen und Kaminschieber, da sie sehr zuverlässig arbeitet. Außergewöhnlich niedrige Abgastemperaturen lassen Einziehen von Falschlufft durch größere Undichtigkeiten, hohe Abgastemperaturen, schlechte Einstellung des Ofens (Luftmangel oder übermäßige Gasmengen) erkennen. Infolge des hohen Preises der Temperaturschreiber legt man gewöhnlich die Anzeigen sämtlicher Abgastemperaturen mit der Frischgastemperatur an einen Vielfach-Temperaturschreiber zusammen. Es ist jedoch wünschenswert, durch billige Anzeigeinstrumente die Abgastemperatur auch am Steuerstand des Ofens ersichtlich zu machen. Das gleiche Instrument kann dann durch Umschalter mit Thermoelementen in den Luftkammern verbunden werden, so daß man nach Bedarf jederzeit die Gleichmäßigkeit der Kammertemperaturen zu beiden Seiten des Ofens nachprüfen kann. Eine solche Anordnung erlaubt dann auch die Einteilung der Umstellzeiten nach der Kammertemperatur (s. a. S. 186 u. 238). Eine Messung der Verbrennungsluftmenge ist im allgemeinen nur bei Luftzuführung durch einen Ventilator durchführbar, da man sonst entweder zu geringe Meßdrücke erhält, die die Messung ungenau machen, oder eine zu starke Drosselung des Lufteintrittsquerschnittes in die Umsteuervorrichtung. Bei der Auswertung dieser Messung ist überdies zu beachten, daß durch die Undichtigkeiten der Luftklappen häufig ein nicht unwesentlicher Teil der Luftmenge unmittelbar in den Schornstein entweicht. Mit Rücksicht auf die Falschlufft ist auch die Aufzeichnung des Kohlensäuregehaltes der Abgase von zweifelhaftem Wert. Beide Messungen haben eigentlich nur Zweck, wenn die Luftumstellklappe durch eine mit Wasserverschluß arbeitende Vorrichtung ersetzt ist.

Allgemein ist für die Anordnung von Meßinstrumenten auch an Nebeneinrichtungen, wie Ferromangan-Schmelzöfen, Pfannenfeuer u. dgl. zu bemerken, daß Messungsanzeigen und Steuerstand zusammengehören. Erfahrungsgemäß werden im Betriebe verstreut und unzugänglich angebrachte Meßinstrumente nicht oder nur schlecht beachtet. Sie erfüllen ihren Zweck aber nur halb, wenn sie lediglich zur Feststellung gemachter Fehler und nicht gleichzeitig auch zu ihrer Vermeidung benutzt werden. Entsprechende Instandhaltung muß für richtiges und zuverlässiges Arbeiten der Apparate sorgen, da nichts so sehr das Vertrauen des Betriebes in die Messungen erschüttert, wie häufige Fehlanzeigen.

Eigenschaften des S.M.-Metalls¹⁾.

Weitaus die größte Menge des nach dem S.M.-Verfahren erschmolzenen Flußstahls wird durch Walzen, Schmieden oder Pressen weiter verarbeitet, nur ein geringer Teil wird für die Herstellung von Formgußstücken verwendet. Die Prüfung des Stahls erstreckt sich gewöhnlich auf Schmiedbarkeit, auf Zerreiß- und Biegeversuche, seltener auf Schweißbarkeit, Härte und Schlagfestigkeit. Die Bruchfestigkeit des S.M.-Stahls schwankt zwischen 35 und 100 kg/mm², die Analyse liegt etwa in nachstehenden Grenzen: 0,1–1% Kohlenstoff, 0,3–1,5% Mangan, Spuren bis 0,4% Silizium, ferner Phosphor und Schwefel unter 0,1% und Kupfer unter 0,2%. Saurer Stahl zeigt bei gleicher Festigkeit meist höheren Kohlenstoff- und niedrigeren Mangangehalt als basischer Stahl, der Phosphor- und Schwefelgehalt des sauren Stahls ist im allgemeinen höher als bei basischem Werkstoff, da für das saure Verfahren sehr reine Rohstoffe selten in genügender Menge zur Verfügung stehen. Die weichen Walzstahlsorten von 35–45 kg/mm² Bruchfestigkeit bei 30–25% Dehnung²⁾ werden fast durchweg im basischen Ofen und ohne Siliziumzusatz hergestellt, dieser Stahl enthält daher nur Spuren von Silizium. Aller Stahl für Formgußstücke muß mit Silizium oder gleicherweise wirkenden Legierungen gedichtet und entgast werden, man findet daher in Stahlguß-

¹⁾ Aus der gleichnamigen Arbeit von K. Kazmeyer in Bd. II der 1. Aufl. dieses Handbuches ziemlich unverändert übernommen.

²⁾ Die angegebenen Dehnungen beziehen sich auf eine ursprüngliche Meßlänge $l = 11,3 \sqrt{F}$, worin F den Querschnitt des Probestabes bedeutet.

teilen stets höhere Gehalte an Silizium, etwa 0,2—0,5%, durchschnittlich 0,3%. Während im basischen Ofen alle Härtegrade bequem zu erreichen sind, ist der saure Ofen besonders geeignet für die Herstellung härterer Stähle von hohem Kohlenstoff- und niedrigem Mangengehalt, also besonders für Festigkeiten von 50 kg/mm² an aufwärts. Bei richtiger Auswahl des Einsatzes lassen sich auch auf saurem Herde noch weichere Stähle erzielen, jedoch verdient bei der Erzeugung von sehr weichem und zähem Werkstoff der basische Ofen den Vorzug.

Gegossener Stahl, der, sich selbst überlassen, in der Form oder nach der Entleerung aus der Form erkaltet, hat gewöhnlich ungünstige physikalische Eigenschaften. Der Bruch ist wenig homogen und zeigt meist grobkörniges Gefüge, die sog. Gußstruktur; Bruchfestigkeit und Dehnung haben ungenügende Werte, Kontraktion und Schlagwiderstand sind äußerst gering. Eine Vergütung des Stahls und eine wesentliche Verbesserung seiner Eigenschaften wird durch geeignetes Ausglühen der Gußstücke erreicht¹⁾. Dieses Glühverfahren ist bei allen Stahlgußstücken unbedingt erforderlich, um die Gußstruktur und die im Gußstück vorhandenen Spannungen zu beseitigen und dem Stahl eine günstigere Gefügebeschaffenheit zu verleihen. Man erhitzt die Stücke in einem Glühofen langsam auf 800—950°, hält die Glühtemperatur gleichmäßig und entsprechend der Größe der Formstücke einige Zeit an und läßt nach Abstellen der Feuerung den Ofen samt den Stücken langsam erkalten. Nach anderen Berichten werden noch bessere Ergebnisse dadurch erzielt, daß die Gußstücke von der geeigneten Glühtemperatur sehr schnell, zuweilen durch Zuführung kalter Luft, auf etwa 600° und hierauf im geschlossenen Ofen ganz langsam auf gewöhnliche Temperatur abgekühlt werden.

Durch dieses Glühen werden alle Festigkeitseigenschaften und besonders der Schlagwiderstand auf das günstigste beeinflußt. Probestäbe aus geglühten Stahlgußstücken zeigen gegenüber geschmiedeten oder gewalzten Stäben aus derselben Schmelzung meist geringere Streckgrenze und Bruchfestigkeit; die Abweichungen betragen 5—10%, können aber bei stark ausgeglühten und langsam erkalteten Probestücken über 10% steigen. In vollkommen dichten Güssen und bei Festigkeiten bis etwa 55 kg/mm² kann die Bruchdehnung unter Umständen ebenso hoch sein, wie in geschmiedetem und gewalztem Stahl. Die Kontraktion der gegossenen Probestäbe ist dagegen meist geringer, besonders bei härteren Stählen mit 60 kg/mm² Festigkeit und darüber nimmt sie, wie auch die Dehnung, rasch ab.

Man trifft bei Formstücken häufig ungünstige Querschnittsverhältnisse, schroffe Übergänge von verschiedenen Wandstärken, örtliche Werkstoffanhäufungen und zahlreiche Angüsse, die in der Konstruktion bedingt sind. Infolge ungleichmäßiger Abkühlung werden an solchen Stellen Spannungen²⁾, geringe Seiger- und Lunkerbildungen und dadurch lockeres Gefüge hervorgerufen, wodurch die Festigkeitseigenschaften erheblich beeinträchtigt werden können. Durch Anwendung richtig verteilter und genügend großer Aufgüsse und Trichter, durch geeignete Zusammensetzung und Temperatur des Stahles, durch zweckmäßige Anordnung der Eingüsse, zuweilen auch durch Freilegen der Formen nach dem Guß, lassen sich solche Übelstände zum Teil, aber nicht immer, vermeiden. Ungleiches Gefüge und örtliche Spannungen sind eine nicht seltene Erscheinung in schwierigeren Formstücken und nur durch entsprechende Formgebung und Verständigung zwischen Konstrukteur und Gießer lassen sich diese unvermeidlichen Mängel auf das geringste Maß zurückführen.

Für Stahlguß findet überwiegend sowohl beim basischen als auch beim sauren Verfahren ein Stahl Verwendung, dessen Zugfestigkeit zwischen 40 und 60 kg/mm² liegt. Für besondere Zwecke wird noch weicherer und auch härterer Stahl hergestellt. Die weichsten Erzeugnisse von etwa 35—40 kg/mm² Festigkeit bei 25—20% Dehnung werden von der elektrischen Industrie unter der Bezeichnung „Dynamostahl“ angefordert. Dynamostahl muß höchste Permeabilität bei geringster Hysteresis besitzen, er enthält etwa 0,08—0,12% Kohlenstoff, 0,2—0,3% Mangan, 0,2—0,3% Silizium und möglichst wenig

¹⁾ Näheres s. S. 601 u. ff.

²⁾ Über Spannungen in Stahlgußstücken vgl. Bd. I, S. 357 ff.

Phosphor und Schwefel. Für die Herstellung dieses weichsten Stahlgusses ist der basische Ofen geeigneter und bequemer als der saure.

Die im Maschinen- und Schiffbau Verwendung findenden Stahlgußteile zeigen im allgemeinen etwas höhere Festigkeiten bei noch hoher Zähigkeit. Die Bruchfestigkeit beträgt 40–55 kg/mm² bei 20–15% Dehnung, in tadellosen Probestäben kann die Dehnung auf 25% und noch darüber steigen. Die Streckgrenze liegt bei etwa 50% der Bruchfestigkeit, und die Kontraktion beträgt in gesunden Probestäben 65–40% des ursprünglichen Querschnittes. Für Lokomotivteile und Radsterne schrieben die preußischen Staatsbahnen 37–44 kg/mm² Festigkeit und 20% Dehnung vor. Die chemische Zusammensetzung von Stahlguß mit 40–55 kg/mm² Festigkeit ist etwa: 0,15–0,3% Kohlenstoff, 0,3–0,8% Mangan und 0,25–0,35% Silizium. Biegeproben dieses Werkstoffs lassen sich kalt und bei 200° um einen Winkel von 180° biegen bei einer Dorndicke bis herab zur 1½fachen Probestärke, gute Proben der weicheren Stahlgüsse können sogar vollkommen zusammengefaltet werden.

Harter Stahlguß von etwa 50–70 kg/mm² Zugfestigkeit findet Anwendung besonders für alle stärkerem Verschleiß ausgesetzten Teile; so z. B. für Laufräder, Herzstückspitzen, Kreuzungstücke, Walzwerksteile, wie Muffen, Spindeln, Walzen und Kammwalzen, ferner für Hammerbäre, Ambosse, Baggerteile und Stücke für Zerkleinerungsmaschinen, wie Steinbrecherplatten, Kollergangs- und Mahlringe, Mischschnecken, Messer u. dgl. Gußstücke von 50–70 kg/mm² Bruchfestigkeit enthalten etwa: 0,25–0,7% Kohlenstoff, 1,2–0,6% Mangan und 0,3–0,4% Silizium.

Noch härtere, eigentliche Kohlenstoffstähle von 70–100 kg/mm² Festigkeit werden nur selten in Formen gegossen, man verwendet diese härtesten Stähle vereinzelt bei gewissen Teilen von Aufbereitmaschinen, die besonders starker Abnutzung unterliegen. Stoffproben aus solchen Gußstücken ergeben bei Zerreißversuchen nur selten eine der chemischen Analyse und der großen Härte entsprechende Zugfestigkeit, da hier mehr als bei weicherem Stahl bereits sehr geringfügige und unscheinbare Gußfehler zu Fehlproben Veranlassung geben.

Neben gewöhnlichen Kohlenstoffstählen haben in neuerer Zeit auch Sonderstähle für Formguß eine große Bedeutung erlangt. Man setzt dem Stahl entweder im Ofen oder erst in der Pfanne Metalle oder ihre Eisenlegierungen zu, und zwar werden am häufigsten verwendet Silizium, Mangan, Nickel, Chrom, Wolfram, Titan und Vanadium. An Stelle der reinen Metalle und ihrer Eisenlegierungen werden zuweilen auch zusammengesetzte Verbindungen mehrerer Metalle beigefügt. Die Menge der Zusätze ist so zu bestimmen, daß gegenüber gewöhnlichen Kohlenstoffstählen vorteilhafte und verbesserte Eigenschaften erreicht werden. Man ist hauptsächlich bestrebt, bei gleicher Bruchfestigkeit wie Kohlenstoffstahl höhere Streckgrenzen und größere Dehnungen, zum Teil auch eine Steigerung der Schlagwiderstände oder der Härte zu erzielen¹⁾.

Ein Nickelzusatz bis zu 5% verleiht dem Stahl eine höhere Fließgrenze; durch Zusatz von 25–30% Nickel können naturharte Stähle von vorzüglichen Eigenschaften gewonnen werden. Ebenfalls zur Steigerung der Fließgrenze und besonders zur Erhöhung der Härte pflegt man Chrom- und Wolfram-Legierungen dem Stahl beizufügen, und vor allem ein hoher Manganzusatz hat für gewisse Gußstücke weitere Verbreitung gefunden. Manganstahl mit 12–14% Mangan bei 1% Kohlenstoff hat bedeutende Härte und läßt sich auf gewöhnliche Weise nicht bearbeiten; er besitzt daneben bei geeigneter Behandlung eine solche Zähigkeit, daß er dieselben Biegungen wie weicher Stahl verträgt und eignet sich daher ausgezeichnet für Gußstücke zu Zerkleinerungs- und Baggermaschinen und für alle außergewöhnlichem Verschleiß und höchster Beanspruchung ausgesetzten Gußteile. Infolge des geringen Bedarfs an Sonderstahlguß ist die Herstellung dieser hochwertigen Stähle im S.M.-Ofen weniger wirtschaftlich, die Gewinnung von kleineren Mengen geschieht vorteilhafter im Elektro- oder im Tiegelofen²⁾.

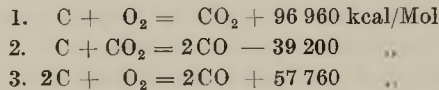
¹⁾ Vgl. hierzu Bd. I, S. 244. ²⁾ Vgl. S. 403 ff.

Anhang.

Die Gaserzeuger.

Chemisch-Physikalische Grundlagen.

Die Vergasung fester Brennstoffe im Gaserzeuger ist das Ergebnis einer Reihe wärmeverbrauchender und wärmeerzeugender Reaktionen, die sich bei Hindurchleitung von Luft oder Wasserdampf oder von beiden zusammen durch eine glühende Brennstoffschicht abspielen¹⁾. Die zur Erhitzung und zu der damit verbundenen Verkokung des Brennstoffs nötige Wärmemenge wird durch die zwischen dem Sauerstoff der Luft und dem Kohlenstoff des Brennstoffes stattfindenden Umsetzungen geliefert. Diese lassen sich durch die drei Gleichungen²⁾:



darstellen. Die erste entspricht der vollkommenen Verbrennung der Kohle zu Kohlen- säure. Sie setzt sämtliche im Kohlenstoff vorhandene Energie in fühlbare Wärme um;

als Endergebnis ist sie deshalb im vor- liegenden Fall unerwünscht. Die zweite versinnbildlicht die Reduktion der Kohlen- säure zu Kohlenoxyd, die unter Wärme- verbrauch vor sich geht. Die dritte endlich ergibt sich aus der Zu- sammenziehung der beiden ersten und zeigt, daß die Entstehung des Kohlen- oxyds stets mit einer in fühlbare Wärme sich umsetzenden Energieerzeugung ver- bunden ist. Diese ist von Vorteil, soweit sie zur Erwärmung und Verkokung des Brennstoffs ausgenutzt wird. Soweit sie sich aber in einer Temperatursteigerung des erzeugten Gases äußert, hat sie nur in dem Maße Wert, wie es möglich ist, die Gastemperatur bis zur Verwendungs- stelle des Gases zu erhalten.

Gestützt auf Versuche von Kurt Neumann³⁾ nimmt man an, daß sich in der untersten Schicht — der Wind wird meist von unten nach oben hin durchgeschickt — zunächst nach Gleichung 1 Kohlen- säure bildet. Diese wird beim weiteren Aufsteigen durch den glühenden Koks zu Kohlenoxyd zerlegt (s. Abb. 256). Vorausgesetzt, daß die Schicht zusammenhängend ist und nicht

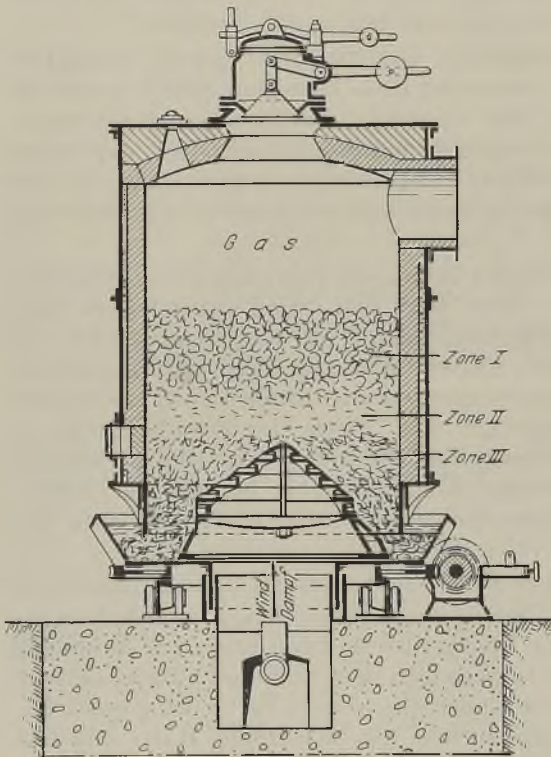


Abb. 256. Schematische Darstellung der Vorgänge im Gaserzeuger.

das Hindurchtreten größerer Mengen Wind durch Löcher gestattet, ist nach der ange- führten Arbeit bereits 100 mm über dem Rost eine fast restlose Zerlegung der Kohlen- säure anzunehmen. Die Gleichgewichtsbedingungen zwischen Kohlenoxyd und

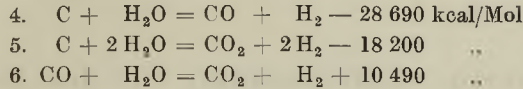
¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 437 u. 528.

²⁾ 1 Mol = Kilogrammolekül = 22,4 nm³ Gas. 1 nm³ = 1 m³ Gas bezogen auf 0° C und 760 mm QS abs. Druck.

³⁾ Mitt. über Forschungsarbeiten auf dem Gebiete des Ingenieurwesens. Berlin H. 140.

Kohlensäure in Gegenwart von Kohlenstoff werden durch die Boudouardsche Gleichgewichtskurve beherrscht (Abb. 257). Sie ist jedoch nur qualitativ für den praktischen Betrieb von Bedeutung, da sich der Gleichgewichtszustand in der kurzen zur Verfügung stehenden Zeit nicht vollkommen einstellen kann. Es ist deshalb eine starke Überschreitung der Gleichgewichtskurve nach der Seite höherer Temperaturen nötig, wie auch die von Mathesius angegebenen Kurven 3 und 4 zeigen. Sie sind an Hand von Versuchen mit oberschlesischem (3) und westfälischem (4) Koks aufgenommen¹⁾.

Die Vergasung durch Wasserdampf wird durch die folgende Reaktionsgruppe beherrscht:



Davon sind Gleichung 4 und 5 die Träger des Wassergasprozesses. Sie verbrauchen Wärme und bedürfen daher zu ihrer Durchführung stets einer Wärmezuführung zur Aufrechterhaltung der Temperatur. 4 entspricht dem höheren, 5 dem tieferen Temperaturgebiet. Diese Abhängigkeit von der Temperatur wird durch die Gleichgewichtskonstante

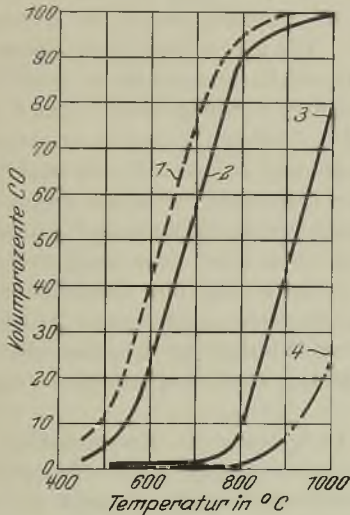


Abb. 257. Gleichgewichte für $\text{CO}_2 + \text{C} = 2 \text{CO}$ (nach Boudouard und Mathesius).

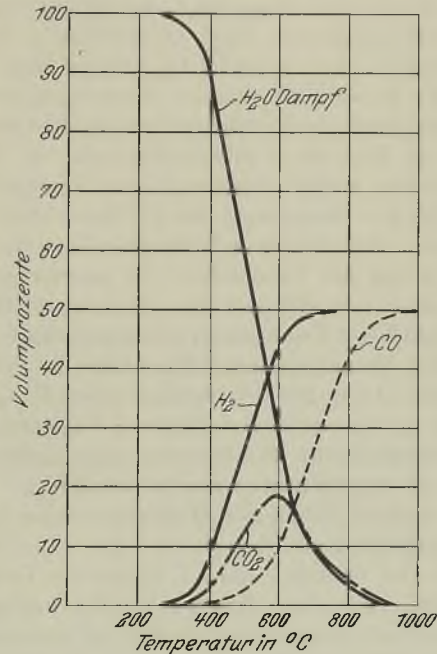


Abb. 258. Wassergaszusammensetzung im Gleichgewicht.

von 6 beherrscht. In Abb. 258 ist die Zusammensetzung des Wassergas-Dampfgemisches²⁾ im Gleichgewichtszustand wiedergegeben. Auch dieses Schaubild ist nur qualitativ für die Praxis zu werten, da sich infolge der Reaktionsträgheit im Gaserzeuger die Verhältnisse nach der Richtung höherer Temperaturen verschieben.

Die Gaserzeugung mit Luft allein führt zu flüssiger Schlacke. Deshalb führt man sie zweckmäßig in Abstichgaserzeugern durch. Das Gas ist infolge seiner hohen Temperaturen auch bei Verwendung gasreicher Kohlen arm an schweren Kohlenwasserstoffen. Meist wird dabei jedoch Koks vergast. Für den Siemens-Martin-Ofen ist reines Luftgas nur als Zusatzgas geeignet. Die reine Wassergaserzeugung ist verhältnismäßig teuer und nur vereinzelt im S.M.-Stahlwerk zur Durchführung gekommen. Das gewöhnliche Generatorgas ist ein sogenanntes Halbwassergas. Der Dampfzusatz hat vor allem

¹⁾ Walter Mathesius: Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhüttenwesens. Leipzig 1916. S. 12.

²⁾ Handbuch der Gastechnik, herausgeg. von E. Schilling und H. Bunte. Bd. 9, S. 112. München u. Berlin 1919.

die Aufgabe, den Wärmeüberschuß des reinen Luftgasverfahrens zu binden und ihn teilweise zur Zersetzung des Dampfes auszunutzen. Die folgenden Ausführungen beschränken sich lediglich auf die Halbwassergaserzeugung, die im Stahlwerksbetrieb allgemein üblich ist. Die Bezeichnung „Generatorgas“ schlechthin soll beibehalten werden.

Die Verkokungsvorgänge in den obersten Schichten der Brennstoffsäule unterscheiden sich nicht von den Vorgängen im Koksofen. Je nach der Höhe der Temperatur werden dabei die zunächst entstehenden schweren Kohlenwasserstoffe mehr oder weniger zerstört. Ihre günstige Wirkung im Ofen läßt ihre Erhaltung wünschenswert erscheinen. Die Zusammensetzung der Destillationsgase ist außerordentlich abhängig von der Beschaffenheit des Brennstoffes.

Allgemeine Gesichtspunkte für den Betrieb.

Beim üblichen Gaserzeugerbetrieb hat die Windmenge die Hauptvergasungsarbeit zu leisten. Würde der gesamte Kohlenstoffgehalt des Brennstoffs in Kohlenoxyd übergeführt, so wären dazu nach der Reaktionsgleichung $3:0,933 \text{ nm}^3$ Sauerstoff entsprechend $4,44 \text{ nm}^3$ trockener Luft erforderlich. Da einerseits nicht sämtlicher Kohlenstoff des Brennstoffs in CO und CO₂ übergeführt wird und außerdem ein, wenn auch geringer Teil des Sauerstoffs aus der Zersetzung des Dampfes stammt, andererseits aber die CO₂-Bildung die doppelte Menge Luft verbraucht, so kann man überschlägig mit rund $0,045 \text{ nm}^3$ Wind je Prozent Kohlenstoffgehalt für 1 kg Brennstoff rechnen, wenn der Brennstoff nicht schon selbst einen zu hohen Sauerstoffgehalt hat. Die Zugrundelegung dieser Zahl wird für die Bemessung des Gebläses stets ausreichende, schlimmstenfalls zu hohe Werte ergeben. Selbstverständlich sind dabei dichte Windleitungen vorausgesetzt. Die Vorausberechnung der Gasanalyse für irgendeinen Brennstoff aus dessen Zusammensetzung ist wiederholt versucht worden. Doch ist der Erfolg der Vergasung von so viel rein praktischen und zufälligen Umständen abhängig, daß sich die dafür aufgewendete Mühe kaum lohnt.

Ein sehr wesentlicher Punkt für die Führung des Betriebes ist die Höhe der Brennstoffschicht. Abb. 256 gab bereits einen Überblick über die räumliche Verteilung der Reaktionen in einem ideal geführten Gaserzeuger. Eine Veränderung der Gesamthöhe der Brennstoffschicht (Schütthöhe) hat zunächst ein Zusammenschrumpfen oder Anwachsen der dort angedeuteten Zonen zur Folge. Bei gegebener Windmenge ist aber die Höhe der einzelnen Zonen der Maßstab für die Zeit, die für die sich dort abspielenden Vorgänge zur Verfügung steht.

In der obersten Zone I findet die Trocknung und Entgasung des Brennstoffes Hand in Hand mit seiner Erwärmung bis auf eine Temperatur von etwa 1200°C statt. Der entstandene heiße Koks bildet bei seinem weiteren Niedersinken die Schicht II. Hier spielen sich nun die eigentlichen Vergasungsreaktionen unter weiterer Steigerung der Temperatur ab. Die nach dem Verschwinden des Kohlenstoffs übrigbleibende Asche sammelt sich als Schicht III über dem Rost, wo sie durch den zugeführten Wind- und Dampfstrom wieder mehr oder weniger abgekühlt wird. Für die Beurteilung der Vorgänge in Zone II sind die Versuche von Neumann von größter Bedeutung¹⁾. Die wesentlichsten Folgerungen daraus lassen sich in zwei Sätze zusammenfassen:

1. Praktisch ist bei einer Schichthöhe von etwa 165 mm bereits eine genügend starke Annäherung an den Gleichgewichtszustand erreicht, wenn die Temperatur 1240°C übersteigt.

2. Erhöhung der Windmenge vergrößert den Durchsatz und führt zu einer Temperatursteigerung, so daß bei zusammenhängender Schicht ein Gas mit einem höheren Kohlenoxydgehalt und geringeren Kohlensäuregehalt erfolgt.

Dies geht deutlich aus der Zahlentafel 50 hervor.

Die Erhöhung des Kohlensäuregehaltes im Endgas gegenüber dem im Innern der Schicht bereits erreichten zeigt, daß die Schichthöhe nicht allein maßgebend ist. Von einschneidender Bedeutung ist die Möglichkeit, das Auftreten von Löchern in dieser Schicht zu vermeiden. Eine kleine Schütthöhe neigt leichter zum Durchbrennen als eine

¹⁾ Mitt. V. D. I. über Forschungsarb. a. d. Geb. d. Ing.-Wes. Berlin. H. 140.

große. Die Bearbeitung erfordert also im ersteren Fall ein häufigeres Zukratzen der entstandenen Löcher als im letzteren. Gleichzeitig muß aber auch dafür gesorgt werden, daß die anfallende Schlacke in Schicht III keine örtlichen Verstopfungen hervorruft, so daß die Windverteilung in Schicht II ungleichmäßig wird. Letzteres würde ebenfalls das Durchbrennen begünstigen. Die Lockerhaltung der Schlackenschicht kann bei den üblichen Gaserzeugern nur durch Stangen erfolgen, die von oben, also durch die Schichten I und II, hindurchgestoßen werden. Die Schwierigkeiten dieser Arbeitsweise wachsen mit steigender Schütthöhe. Dazu kommt noch bei backenden Kohlen die Neigung zur Gewölbebildung, die sich auch in einer Störung des Zusammenhangs der Vergasungsschicht auswirkt und durch rechtzeitiges Zerstoßen verhindert werden muß. Die günstigste Schütthöhe ist demnach abhängig von dem Arbeitserfordernis bei der Vergasung, das im wesentlichen durch die Brennstoffeigenschaften bedingt wird, und von den für diese Arbeit zur Verfügung stehenden Hilfsmitteln.

Zahlentafel 50.

Ergebnisse der Neumannschen Versuche betr. Kohlensäuregehalte im Gaserzeuger.

Windmenge je Std.		58,5 m ³	75,8 m ³	98,2 m ³	121,8 m ³	152,0 m ³
		°/o	°/o	°/o	°/o	°/o
CO ₂ -Gehalt in Raum-°/o	in 165 mm Höhe . . .	5,0	5,0	5,6	4,2	2,6
	„ 290 „ „ . . .	2,6	3,1	1,6	1,3	1,1
	„ 415 „ „ . . .	1,4	1,4	0,2	0,8	0,5
	„ 540 „ „ . . .	1,5	1,4	0,5	0,4	0,4
	Endgas	5,8	5,5	3,0	3,0	2,5

Steigender Durchsatz vermehrt die Schlackenarbeit und vergrößert die Neigung zum Durchbrennen. Außerdem stellt er wachsende Anforderungen an die Transportmittel zur Heranschaffung des Brennstoffs und zur Entfernung der Schlacke. Zu geringer Durchsatz führt zur Ausbildung von heißen Nestern neben Stellen, an denen der Brennstoff kalt bis zur Schlackenzone vordringt, um bei der Entschlackung unverbraucht das Feuer zu verlassen. Aus wirtschaftlichen Rücksichten wird man den Durchsatz und die dazugehörige Schütthöhe am besten durch Versuche im Betrieb ermitteln. Der Bestwert ist durch die restlose Ausnutzung der vorhandenen Arbeitskraft gegeben. Umgekehrt wird jede Einrichtung, welche die Stocharbeit vermindert, zur Durchsatzsteigerung ausgenutzt werden können.

Eingangs wurde gezeigt, daß der Dampfzusatz die bei der Kohlenoxydbildung auftretenden Wärmeüberschüsse durch Dampfersetzung bindet und so temperaturreguliert auf die Zersetzungzone wirkt. Für seine Bemessung im praktischen Betrieb muß aber darauf Rücksicht genommen werden, daß meistens nur 50°/o des zugesetzten Dampfes zersetzt werden. Dieser Dampfzersetzungsgang fällt außerdem noch mit steigender Dampfmenge. Die Verbesserung des chemischen Wirkungsgrades der Vergasung, die in der Umwandlung der freiwerdenden fühlbaren Wärme in chemischen Heizwert besteht, findet ein Gegengewicht in der Erhöhung des Wassergehaltes im Gas durch unzersetzt durch das Feuer hindurchtretenden Dampf. Geringer Dampfzusatz führt je nach der Aschenzusammensetzung des Brennstoffs zu flüssiger oder schmierender Schlacke, die zu Ansätzen und Klumpenbildung neigt. Man wird infolgedessen die Dampfmenge so bemessen müssen, daß bei nicht zu hohem Wassergehalt des Gases die dem Durchsatz entsprechende Bearbeitungsmöglichkeit der Schlackenschicht gewahrt bleibt. Auch hier werden erst einige systematisch durchgeführte Betriebsversuche den Bestwert ergeben¹⁾. Versuchswerte, die über diese Verhältnisse einen ausgezeichneten Überblick geben, sind in den Abb. 259 u. 260 nach einer Arbeit von Osann und Bolle²⁾ zusammengestellt. Aus den

¹⁾ G. Bulle: Versuche zur Einregelung von Generator und Martinöfen. Mitteilungen Nr. 53 (1923) der Wärmestelle Düsseldorf. Stahlisen 1924. S. 397.

²⁾ B. Osann und H. Bolle: Versuche zwecks Feststellung der günstigsten Zusammensetzung des Generatorgases. Stahlisen 1925. S. 1566.

beiden Schaubildern sieht man deutlich, daß für die verwendete Steinkohle von Zeche „Friedrich der Große“ mit 75,24% C, 2,86% H₂, 1,12% N₂, 8,83% O₂, 1,86% S, 6,11% Asche, 3,98% Feuchtigkeit sowohl mit

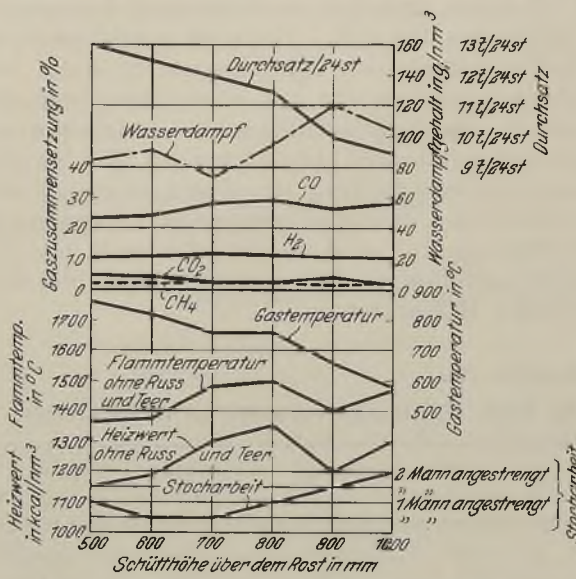


Abb. 259. Einfluß wechselnden Wasserdampfzusatzes.

Rücksicht auf die Stocharbeit, als auch auf die Flammtemperatur und den chemischen Wirkungsgrad bei 750 mm Schüttthöhe, 0,3 kg Dampfsatz und einem Durchsatz von 12 t in 24 Stunden, d. s. 81 kg Kohle je Stunde und Quadratmeter Rostfläche Bestwerte erreicht werden.

In welcher Art der Dampf zugeführt wird, ob als Frischdampf unter höherem Druck oder als Feuchtigkeitsgehalt der Luft, oder schließlich durch Aufsaugen durch die Schlackenschicht aus der Wasserschüssel eines Drehrostgaserzeugers, ist für den Gang des Feuers gleichgültig, solange er sich nur gleichmäßig über die Rostfläche verteilt. Daß an einzelnen Stellen Dampfdrücke von einigen Atmosphären angegeben werden, ist nur die Folge von starker Drosselung des Dampfes in den Zuleitungen. Die

Drosselung kann insofern einen kleinen technischen Vorteil bieten, als dadurch der Dampf in überhitztem Zustand unter das Feuer kommt, besonders dann, wenn sie hauptsächlich im Dampfaustrittsquerschnitt stattfindet. Wesentlicher ist in solchen

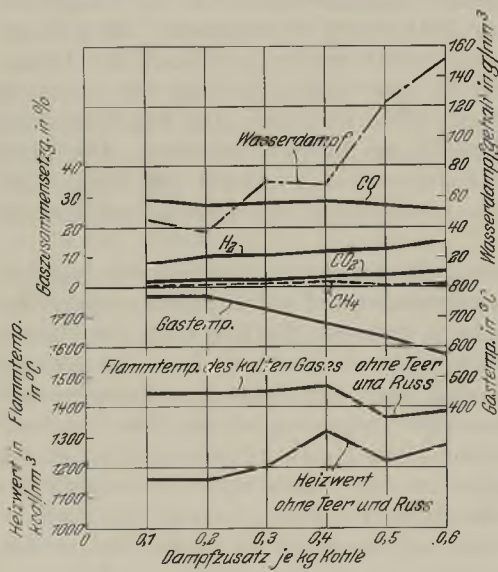


Abb. 260. Änderung von Steinkohlen-Generatorgas bei wechselndem Dampfzusatz und 750 mm Schüttthöhe, 81 kg/m² Durchsatz (12 t in 24 Std.).

Fällen, durch Druckregelung dafür zu sorgen, daß der einmal eingestellte Dampfdruck nicht die Druckschwankungen des Dampfnetzes mitmacht und so zeitlich wechselnde Mengen ohne Rücksicht auf den Durchsatz zugeführt werden.

Der Ersatz des Dampfzusatzes durch feuchte Luft beruht auf der steigenden Aufnahmefähigkeit der Luft für Wasserdampf bei steigender Temperatur. Da die gewöhnlichen Tafeln für feuchte Luft nur den Partialdruck des Dampfes im DampfLuftgemisch oder bestenfalls den Feuchtigkeitsgehalt in g/m³-Gemisch angeben, sind in Zahlentafel 51 die Feuchtigkeitsgehalte in g/nm³ trockener Luft bzw. trockenen Gases zusammengestellt. Mit diesen rechnet sich in der Praxis leichter, da man aus der Brennstoff- oder Gasanalyse stets zunächst den Verbrauch an trockener Luft in nm³ ermittelt.

so ermittelt man die entsprechenden Werte für den Wasserdampfgehalt w aus der ebenfalls angegebenen Dampfspannung e (für 100% Sättigung) aus:

Hat man mit einem stark von 760 mm QS abweichenden Barometerstand b zu rechnen,

$$w = 804 \cdot \frac{e}{b - e}$$

Die Formel für geringere Sättigungsgrade siehe weiter unten.

Schon die Tatsache, daß bei gegebenen Verhältnissen ein günstiger Durchsatz besteht, zeigt, daß stark wechselnder Durchsatz zu einer Verringerung des Wirkungsgrades führt. Nur aus zwingenden Gründen wird man sich daher entschließen, die Belastung des einzelnen Gaserzeugers häufig zu ändern. Ist dies aber nicht zu umgehen, so muß durch entsprechende Meßvorrichtungen dafür gesorgt werden, daß sich die Einstellung von Dampf und Wind, sowie die Kohlenzufuhr bei mechanisch beschickten Feuern schnell und sicher den Schwankungen anpassen.

Ist man gezwungen, Brennstoffe mit ungünstigen Schlackeneigenschaften zu verstoßen, so kann man stellenweise mit Erfolg Zuschläge von Kalk, Sand oder anderen billig zu beschaffenden Stoffen anwenden. Für die Wahl der Zuschläge sind in erster Linie die Schmelztemperaturen und die chemische Zusammensetzung der Schlacke

Zahlentafel 51.

Wasserdampfgehalt eines gesättigten Gases bei verschiedenen Temperaturen in g/nm^3 trockenes Gas für 760 mm QS Gesamtdruck.

$^{\circ}\text{C}$	Dampfspannung mm QS	Wasserdampf g/nm^3	$^{\circ}\text{C}$	Dampfspannung mm QS	Wasserdampf g/nm^3	$^{\circ}\text{C}$	Dampfspannung mm QS	Wasserdampf g/nm^3
0	4,6	4,9	30	31,8	35,1	60	149,2	196,4
5	6,5	6,9	35	42,2	47,3	65	187,4	263
10	9,2	9,9	40	55,3	63,1	70	233,5	375
15	12,8	13,8	45	71,9	84,0	75	289,0	494
20	17,5	20,0	50	92,5	111,4	80	355,1	705
25	23,8	26,0	55	118,0	147,5			

maßgebend. Hierbei lassen sich die gleichen Gesichtspunkte wie bei der Behandlung der Hochofenschlacken anwenden ¹⁾. Neuerdings ist auch versucht worden, den Schwefelgehalt der Brennstoffe durch Kalkzuschläge im Gaserzeuger wirksam zu bekämpfen ²⁾.

Der Ersatz des Dampfes durch stark kohlen säurehaltige Abgase hat für den Siemens-Martin-Ofenbetrieb den Nachteil, daß an Stelle des immerhin in den meisten Fällen erträglichen Wasserdampfgehaltes eine Vermehrung des Stickstoffballastes eintritt ³⁾. Außerdem fehlt es dem Gas dann an Wasserstoff, der nach allen bisherigen Erfahrungen entgegen älteren Anschauungen im Ofen recht günstig wirkt.

Die Verwendung von Sauerstoffzusatz zum Wind dagegen kann neben der Verminderung des Stickstoffballastes zu einer erhöhten Dampfzersetzung führen und dadurch die Beschaffenheit des Gases in doppelter Hinsicht verbessern. Letzteres dürfte auch durch Verwendung stark vorgewärmten Windes möglich sein. Die Durchführung beider Verfahren ist eine Frage der Wirtschaftlichkeit, zu deren endgültigen Entscheidung heute noch die genügenden Versuchsgrundlagen fehlen ⁴⁾.

Die Gewinnung von Urteer, sei es durch eingehängte Schwelretorten oder durch getrennte Verschmelzung und nachfolgende Vergasung des dabei entstandenen Halbkokes ⁵⁾ entzieht dem Gas zum mindesten den für die Verwendung im S.M.-Ofen sehr günstigen, wenn nicht wesentlichen Gehalt an schweren Kohlenwasserstoffen. Auch hier ist die Entscheidung abhängig davon, ob die Schwierigkeiten im Schmelzbetrieb durch

¹⁾ W. Mathesius: Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhüttenwesens. Leipzig 1916. S. 176 ff.

²⁾ J. Bronn: Verringerung und Verhalten des im Generatorgas enthaltenen Schwefels im Siemens-Martinofen. Mitt. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Düsseldorf 1925. Nr. 89.

³⁾ W. Dyrssen: Gaserzeugerbetrieb in Stahlwerken. Ber. d. Am. Iron a. Steel Inst. 1923; s. auch Stahleisen 1924. S. 180.

⁴⁾ Rud. Schenck: Verwendung von Sauerstoff und sauerstoffreicher Luft bei den Frischverfahren. Stahleisen 1925. S. 1596.

⁵⁾ E. Roser: Über die Wirtschaftlichkeit von Gaserzeugungsanlagen bei Gewinnung von Tieftemperaturteer und schwefelsaurem Ammoniak. Stahleisen 1920. S. 349ff.

den Erlös aus dem Teer nach Abzug der Verzinsung und Tilgungskosten der erforderlichen Neuanlagen aufgehoben werden. Nach dem augenblicklichen Stand der Dinge scheint diese Entscheidung zu ungunsten der Urteergewinnung auszufallen.

Betriebsüberwachung und Berechnungen.

Die Betriebsüberwachung verfolgt einen doppelten Zweck. Sie soll:

1. laufend über die Wirtschaftlichkeit des überwachten Betriebes einen, wenn auch nur annähernden, zahlenmäßigen Aufschluß geben,
2. möglichst rasch Änderungen in der Betriebsweise und ihre günstigen oder ungünstigen Folgen so ersichtlich machen, daß sofort daraus die für die Betriebsführung vorteilhaftesten Maßnahmen getroffen werden können.

Demnach erfordert sie eine Anzahl ständig durchgeführter, schriftlich vermerkter Messungen über die Menge und Güte der verbrauchten und erzeugten Stoffe, die gegebenenfalls besonders bei Änderungen der Betriebsgrundlagen durch genauere Versuche ergänzt werden müssen.

Die Feststellung des Kohlenverbrauchs durch Verwiegen wird bei der überwiegenden Anzahl der Betriebe nur ein abschnittweises Bild gelegentlich des Monats- oder Jahresabschlusses liefern können. Die auf der Bühne oder in den Bunkern aufgespeicherten Vorratsmengen sind zu groß, um ohne besondere Maßnahmen, wie dauerndes Wiegen der in den Schütttrichter aufgegebenen Brennstoffmengen oder Aufarbeiten einer bekannten Menge, die ständige Beurteilung des augenblicklichen Verbrauches zuzulassen.

Einen sehr guten Überblick gibt in dieser Hinsicht die Messung des Windverbrauchs durch Selbstschreiber. Bei einigermaßen gleichmäßiger Zusammensetzung des Brennstoffes und nicht allzu schlechter Feuerführung ändert sich der durchschnittliche Windverbrauch je Kilogramm verstochter Kohle nur unbedeutend. Selbstredend wird man ihn von Zeit zu Zeit durch Berechnung nach der Gasanalyse nachprüfen. Dies ist auch ohne große Umstände nach den weiter unten angegebenen Berechnungsgrundlagen möglich. Außerdem ergibt die mehr oder weniger gute Übereinstimmung mit dem Monatsabschluß sehr bald den nötigen Anhalt, ob der verwendete Faktor noch richtig ist. Monatelange Vergleiche haben in dieser Hinsicht Abweichungen von höchstens 3%, in den meisten Fällen jedoch noch weniger gezeigt. Wesentlich ist dabei, daß Windverluste vermieden werden, was aber ohne besondere Mühe möglich ist. Bei Anlagen, die nur teilweise in Betrieb sind, wird man am besten die nicht in Betrieb befindlichen Feuer durch Blindscheiben abflanschen, da die zur Windregelung vorhandenen Absperrorgane in den seltensten Fällen dicht schließen.

Die Frage, ob man die Gesamtwindmenge für die ganze Anlage oder für einzelne Feuer messen soll, löst sich von selbst aus der folgenden Überlegung. Der Zweck der Messung ist zunächst die Beurteilung des Kohlenverbrauchs der ganzen Anlage. Infolgedessen ist diese in erster Linie durch einen Schreibapparat zu verfolgen. Für den wirtschaftlichen Betrieb ist außerdem die Einhaltung der richtigen Belastung der einzelnen Gaserzeuger wichtig. Sind nun lauter gleichartige Einheiten in der Anlage vorhanden, so ist die Messung an den einzelnen Feuern von untergeordneter Bedeutung. Hier wird sie allerdings die gleichmäßige Beanspruchung der Feuer besser ersichtlich machen, als die bloße Messung des Winddrucks unter dem Rost, der mit dem Zustand des Feuers (Schütthöhe, Löcher) auch bei gleicher Belastung wechselt. Doch genügen dafür einfache, nicht schreibende Meßgeräte.

Sind dagegen in einer Anlage verschiedene Gaserzeugerbauarten mit verschiedenem Durchsatzvermögen vorhanden, so wird man zweckmäßig die Bauarten mit gleichem Durchsatz gruppenweise oder einzeln mit schreibender Windmengenmessung versehen. Dies gilt besonders dann, wenn Hochleistungsfeuer mit mechanischen Stochvorrichtungen neben gewöhnlichen handgestochten Gaserzeugern in Betrieb sind, oder wenn mehrere Gaserzeugergruppen auf ein Gasleitungsnetz arbeiten.

Die Winddruckmessung ist nur dann von Wert, wenn sie unter dem Rost vorgenommen wird. Aus dem Vergleich von Winddruck und Windmenge lassen sich sehr

wertvolle Schlüsse über den Zustand der Feuer ziehen. Druckmessungen vor den Reguliereinrichtungen sind deswegen zwecklos, weil sie je nach der Einstellung dieses Organs bei gleichem Zustand des Feuers ganz verschiedene Ergebnisse zeigen.

Setzt man Dampf zu, so ist die Dampfmengenmessung das Gegebene. Bei verhältnismäßig hochgespanntem Dampf vor dem Feuer — etwa von 1 at ab — kann allerdings auch die Dampfdruckmessung ganz gute Anhaltspunkte geben, da bei genügend weiten Leitungen und nur einmaliger Drosselung dann infolge Überschreitung des kritischen Druckverhältnisses das Dampfgewicht je Zeiteinheit dem Druck unmittelbar verhältnismäßig ist. Immerhin bringt aber die Mengenummessung auch mit Rücksicht auf die Verrechnung des Dampfes gegenüber der liefernden Kesselanlage so große Vorteile mit sich, daß man kaum auf sie verzichten wird.

Der Beurteilung der Brennstoffgüte kann bei Bezug von Kohlen gleicher Herkunft ohne weiteres die laufende Bestimmung des Kohlenstoff-, Aschen- und Feuchtigkeitsgehaltes zugrunde gelegt werden. Die Reinkohle ändert sich in diesem Fall nur wenig. Trotzdem wird man sich von Zeit zu Zeit durch eine Vollanalyse Klarheit über die Zusammensetzung der Reinkohle schaffen, schon um bei Eintritt von Veränderungen der Betriebsverhältnisse Vergleichswerte zu haben. Für die Durchführung der zur Betriebsüberwachung notwendigen Rechnungen ist übrigens besonders auch die Kenntnis des Stickstoffgehaltes nötig.

Der augenfälligste Maßstab für die Güte des erzeugten Gases ist dessen Kohlen säuregehalt. Seine fortlaufende Aufzeichnung durch einen Schreibapparat lohnt sich stets schon dadurch, daß sich die Belegschaft ständig unter objektiver Aufsicht fühlt. Allerdings muß dabei die Zwischenschaltung geräumiger Filter, welche die Anzeige von Änderungen in der Gaszusammensetzung verwischen und manchmal stundenlang verzögern, vermieden werden. Besonders zu empfehlen sind sogenannte Stein- oder Schamottefilter, die aus einem ziemlich dünnwandigen Schamotteöhrchen bestehen, das auf der einen Seite geschlossen ist. Bei der Ansaugung des Gases durch die Wand hindurch setzt sich Teer und Ruß als eine poröse Masse an der Außenwand des Röhrchens ab, ohne die Poren zu verstopfen. Bei Inbetriebnahme eines solchen Filters ist allerdings die Anzeige über die ersten Stunden ungenau, da der Eisengehalt der feuerfesten Masse zu Umsetzungen zwischen dem Kohlen säure- und Kohlenoxydgehalt des durchgesaugten Gases führt. Diese Erscheinung klingt aber sehr bald ab, und die Dauer dieser Zeit spielt bei der Haltbarkeit solcher Filter gar keine Rolle. Allerdings erfordern diese Filter ein Saugvermögen des Kohlen säure-Bestimmungsapparates von etwa 50 mm WS. Für teer- und rußfreies Gas sind die meisten im Handel erhältlichen Kohlen säure-Bestimmungsapparate gleich brauchbar, sobald der Wasserstoffgehalt des Gases keinen Einfluß auf ihre Angabe hat.

Die fortlaufende Aufzeichnung des Kohlen säuregehaltes gibt Aufschluß über den Zeitpunkt des Eintrittes und die Dauer der Gasverschlechterung. Ihre Ursache wird daraus jedoch nicht immer ersichtlich sein. Hier müssen Stichproben des Gases, die in gewissen Abständen zu einer der Belegschaft unbekanntem Zeit entnommen werden, zur Klärung herangezogen werden. Man wird mit ein bis zwei Proben je Schicht gewöhnlich auskommen, die auf CO_2 , CO , C_nH_m , H_2 , CH_4 untersucht werden. Die Bestimmung von Ruß und Teer ist für die Durchführung der Berechnungen des Durchsatzes aus der Windmenge ebenso nötig, wie die Bestimmung des Brennstoffgehaltes der Asche. Bei einigermaßen geregelten Betriebsverhältnissen ändern sich jedoch diese Zahlen so wenig, daß bei ihnen in größeren Abständen gelegentlich erfolgende Untersuchungen ausreichen. Bei Änderungen der Brennstoffart dagegen wird man ihre häufigere Durchführung nicht umgehen können, wenn man rasch zu einem geregelten Betrieb mit dem neuen Brennstoff kommen will. Ähnliches gilt auch von der Bestimmung der Gasfeuchtigkeit.

Die schreibende Messung des Gasdrucks ist vor allem dort von Wichtigkeit, wo eine Gaserzeugeranlage auf eine Leitung arbeitet, an die mehrere Öfen angeschlossen sind. In diesem Fall arbeitet man an den Gaserzeugern auf konstanten, den Verhältnissen angepaßten Gasdruck. An den Öfen werden durch die Gasventile die Gasmengen geregelt. Die dadurch entstehenden Druckschwankungen in den Gaswegen werden dann

durch Betätigung des Windschiebers der Gaserzeugeranlage ausgeglichen. Arbeiten dagegen die Feuer getrennt auf die einzelnen Verbrauchstellen, so ist es das sicherste, nach den Angaben des Windmengenschreibers zu fahren, indem dessen Anzeige vom Ofen aus vorgeschrieben wird. Aber auch hierbei leistet die Gasdruckmessung recht gute Dienste, da sie Aufschluß über den Zustand der Gaswege gibt. Allmähliche Verstopfungen werden auf diese Weise erkannt, bevor sie sich auf den Ofengang nachteilig bemerkbar machen.

Die Aufgabe der unmittelbaren Messung heißen und ruß- und teerhaltigen Generatorgases kann heute insoweit als gelöst betrachtet werden, als bei entsprechender Sauberhaltung und zweckmäßiger Anordnung der Meßgeräte (Staurand in steigender Leitung, als Schieber zum Auswechseln ausgebildet, Anwendung von Luft als Schutzgas für die Meßleitungen) eine dauernde Messung mit $\pm 10\%$ Genauigkeit möglich ist und auf verschiedenen Werken auch durchgeführt wird. Doch dient diese Menge mehr der Ofenüberwachung als der Beurteilung der Gaserzeugung. Durch Vergleich der gemessenen Gasmengen mit dem Windverbrauch der Feuer werden übrigens Undichtheiten der Gaswege, die besonders bei unterirdisch laufenden, nicht armierten Kanälen mit der Zeit ganz erhebliche Beträge ausmachen können, eher bemerkt. Ohne diese Messung dagegen wird man manchmal lange Zeit die Ursache steigenden Brennstoffverbrauchs der Ofen vergeblich suchen.

Die Mengenummessung des Gases setzt die Kenntnis der Gastemperatur an der Meßstelle voraus. Die Anwendung der Temperaturmessung unmittelbar hinter den Feuern im Gasstutzen läßt sich nur unter erheblichen Schwierigkeiten dauernd durchführen, da die meisten Pyrometerarmaturen durch das heiße Generatorgas stark angegriffen werden. Schamotte, die am besten widersteht, ist gasdurchlässig, so daß die Pyrometer selbst zerstört werden. Besonders gefährlich sind dabei die hohen Temperaturen, die beim sonntäglichen Abstellen der Feuer auftreten. Im Verhältnis zu den erforderlichen Instandhaltungsarbeiten ist aber der Wert der laufenden Temperaturmessung unmittelbar hinter den einzelnen Gaserzeugern zu gering. Hohe Gastemperatur kann auch bei ordnungsgemäß geführten Feuern infolge hohen Durchsatzes auftreten. Die Schütthöhe, der Dampfzusatz und der Zustand der Brennstoffschicht überschneiden einander in ihrer Wirkung auf die Gastemperatur derart, daß aus ihr ohne Zuhilfenahme der bereits erwähnten Messungen keine Schlüsse gezogen werden können, die sich nicht aus den anderen Messungen allein schon ergeben. Für die Einstellung der Feuer durch Versuche auf einen neuen Brennstoff oder zur gelegentlichen Feststellung der Wärmeverluste des Gases in den Leitungen wird man allerdings auch diese Messung nicht missen können.

Die Überwachung durch schreibende Meßapparate kann aber die persönliche Beaufsichtigung niemals vollkommen ersetzen. Hierbei läßt sich aus dem Aussehen des aus den Stochlöchern ausblasenden Gases bereits eine ganze Reihe wichtiger Schlüsse auf den Zustand des einzelnen Feuers ziehen. Entflammung zeigt Löcher in der Brennstoffschicht an. Andauerndes Qualmen und dunkles Feuer bedeuten entweder zu große Schütthöhe oder zu schwache Beanspruchung des Gaserzeugers. Die Feststellung der gleichmäßigen Glutverteilung erfolgt durch Einstoßen von einer oder besser von mehreren Stochstangen bis in die Schlackenzone, beziehungsweise bis auf den Rost. Aus der Verteerung und der Lage der glühenden Stellen, die sich zeigen, wenn die Stange etwa 2—3 Minuten ruhig stecken gelassen wurde, kann man ohne weiteres die Lage der Verkokungs- und der Vergasungszone erkennen. Führt man die Stangenprobe stets mit gleichen Zeiten durch, so kann man aus der Glühfarbe der heißen Stellen auch Schlüsse auf die im Feuer herrschenden Temperaturen ziehen. Allzulanges Steckenlassen führt leicht zum Abbrennen der Stangen und muß infolgedessen vermieden werden.

Bei der Ausführung von Versuchen über die günstigste Feuerführung wird man die gleichen Feststellungen machen, die soeben bei der laufenden Betriebsüberwachung erwähnt wurden, nur wird man dabei die Stichproben auf Gaszusammensetzung, Kohlen- und Aschenzusammensetzung häufiger in vollem Ausmaße anwenden¹⁾.

¹⁾ S. auch G. Bulle: Versuche zur Einregelung von Gaserzeuger und Martinofen. Mitt. d. Wärme- stelle d. Ver. d. Eisenhüttenleute Nr. 53; bzw. Stahleisen 1924. S. 397.

Die bei der Durchführung von Versuchen zur Aufstellung von Wärmebilanzen und bei der Auswertung der Messungsergebnisse zur Betriebsüberwachung nötigen Berechnungen beschränken sich nunmehr auf die Ermittlung von:

1. Gasmenge je Kilogramm Brennstoff.
2. Windmenge je Kilogramm Brennstoff.
3. Zersetzung des Wasserdampfes.
4. Bewertung des Gases nach Heizwert und Flammtemperatur und Aufstellung der Wärmebilanz.

Vor der erst in letzter Zeit erfolgten betriebsmäßigen Ausbildung der Meßverfahren mußte man sich zur Ermittlung dieser Werte aus den rein analysenmäßigen Feststellungen der Gas- und Brennstoffzusammensetzung einer ganzen Reihe recht verwickelter Rechenverfahren bedienen, die trotz ihrer theoretischen Feinfühligkeit wegen der Ungenauigkeit der Analysenwerte doch nicht immer zu richtigen Ergebnissen führten¹⁾. Von ihrer Wiedergabe sei deshalb hier abgesehen.

Um die bei der großen Anzahl der vorkommenden Bezeichnungen auftretende Gefahr der Verwirrung in etwa zu umgehen, soll bei der Aufstellung der Formeln die Benutzung der chemischen Molekularformeln mit dem Zeiger g für die volumprozentischen Anteile der einzelnen Gasarten im Generatorgas, der chemischen Atomzeichen für die gewichtsprozentischen Anteile der einzelnen Stoffe im Brennstoff und der Asche vor einer Einführung besonderer Buchstaben bevorzugt werden. Der Zeiger B deutet auf Brennstoff, der Zeiger R auf Asche hin. Es versinnbildlicht also z. B.:

H_{2g} den Wasserstoffgehalt des Gases in Raumteilen vom Hundert.

H_B den Wasserstoffgehalt des Brennstoffs in Gewichtsteilen vom Hundert.

C_R den Kohlenstoffgehalt der trockenen Asche in Gewichtsteilen vom Hundert.

Außerdem bedeutet:

w_g den Wasserdampfgehalt des Gases in Gramm, bezogen auf 1 nm³ trockenes Gas,

w_B den Wassergehalt (Feuchtigkeit) in Gewichtsteilen vom Hundert des Brennstoffs,

A seinen Aschengehalt,

r den Rußgehalt und

ϑ den Teergehalt des Gases in Gramm, bezogen auf 1 nm³ trockenes Gas.

Die Wahl des trockenen nm³ als Bezugseinheit für das Gas ist darin begründet, daß die normale Orsat-Analyse die Zusammensetzung des trockenen Gases liefert, weil gleichzeitig mit dem absorbierten Gasbestandteil auch der zu seiner Sättigung in der Bürette nötige Wasserdampfanteil verhältnismäßig verschwindet.

Bei der psychrometrischen Feuchtigkeitsbestimmung ist darauf zu achten, daß die üblichen Sättigungstafeln²⁾ sich auf 1 m³ Gas-Dampfgemisch beziehen. Außerdem findet man bei höheren Temperaturen nur den Partialdruck des Dampfes e in mm QS angegeben. Versteht man unter φ den Sättigungsgrad, wie er aus den psychrometrischen Tafeln³⁾ ermittelt wird, so ergibt sich

$$w_g = 804 \cdot \frac{\varphi e}{b - \varphi \cdot e} \quad (42)$$

b ist darin der Gesamtdruck des Gases in mm QS. Ist z. B. der Überdruck des Gases im Psychrometer 50 mm WS = 0,0735 · 50 = 3,7 mm QS und der Barometerstand 755 mm QS, so ist $b = 755 + 3,7 = 758,7$ mm QS. Wird nun $\varphi = 0,30$, entsprechend 30% bei 60°C und einer Sättigungsspannung von $e = 149,2$ mm QS gefunden, so ist

$$w_g = 804 \cdot \frac{0,30 \cdot 149,2}{758,7 - 0,30 \cdot 149,2} = 50,4 \text{ g/nm}^3$$

trockenes Gas.

¹⁾ C. Dichmann: Der basische Herdofenprozeß. Berlin 1920. 2. Aufl., S. 63ff.; vgl. auch Bd. I, S. 447. Fußnote 1.

²⁾ Hütte Bd. I, 21. Aufl., S. 422; s. auch Kohlrusch: Lehrb. d. prakt. Physik. Leipzig. 12. Aufl., S. 710. Taf. 13. S. auch weiter oben Zahlentafel 51.

³⁾ Jedem Psychrometer beigegeben. (Ostwaldscher Taupunktsprüfer.)

Bei der Auswertung der Analysenergebnisse ist ferner zu berücksichtigen, daß zwar die chemische Prüfung sehr genaue Werte für die untersuchte Probe liefert, daß aber die Erlangung guter Durchschnittswerte außerordentlich abhängig von der Probenahme ist. Wenn also im folgenden des öfteren Vereinfachungen mit Rücksicht auf die „Un-genauigkeit der Analyse“ vorgenommen werden, so bezieht sich dieser Ausdruck vor allem auf die durch die Schwierigkeit der Probenahme bedingten Abweichungen der gefundenen Werte vom wirklichen Durchschnitt.

Die Zusammensetzung der bei der Vergasung entfallenden Aschen und Schlacken-rückstände bezieht man am besten auf die trockene Aschen- bzw. Schlackensubstanz. Die Nässe der anfallenden Rückstände ist bedingt durch das Kaltspritzen bei ihrer Ent-fernung aus dem Feuer oder durch das Wasser der Aschenschüssel bei Drehrostgaserzeugern. Wird die Rückstandsmenge durch Wägung dieser nassen Schlackenmenge am Gaserzeuger selbst bestimmt, so muß selbstverständlich zunächst eine Nässebestimmung gemacht werden, um das zusätzlich gewogene Wasser aus den Berechnungen zu eliminieren. Dabei ist wegen der starken Verdunstungsfähigkeit der in der Asche aufgesogenen Feuchtigkeit große Vorsicht bei Wägung, Probenahme und Zerkleinerung geboten.

Die Berechnung der je Kilogramm Brennstoff erzeugten Gasmenge G erfolgt am einfachsten aus der Kohlenstoffbilanz. Es ist ohne weiteres

$$G = \frac{\text{Vergaster Kohlenstoffgehalt des Brennstoffes}}{\text{Kohlenstoffgehalt des Gases}} = \frac{C_{\text{vergast}}}{C_{\text{Gas}}}, \quad (43)$$

Mit Rücksicht auf den Brennstoffverlust durch den Kohlenstoffgehalt oder besser Koks-gehalt der Rückstände ergibt sich je 100 kg

$$C_{\text{vergast}} = C_B - A \cdot 0,01 \cdot C_R. \quad (44)$$

Wird für A der eigentliche, analysenmäßig bestimmte Aschengehalt in Rechnung gestellt, so begeht man bei dieser Rechnung den Fehler, daß C_R in Prozent der im Feuer gefallenen Asche bestimmt wird, während sich A auf die reine Brennstoffasche bezieht. Das negative Glied von (44) müßte eigentlich dann $A \cdot 0,01 \cdot C_R \cdot (1 + C_R \cdot 0,01)$ heißen. Bei dem verhältnismäßig kleinen Wert, den C_R im ordnungsgemäßen Betrieb annimmt, spielt dieser Fehler keine wesentliche Rolle, schon wegen der Analysenungenauigkeit.

Der Kohlenstoffgehalt des Gases C_{Gas} je 100 nm^3 folgt aus der einfachen Beziehung

$$C_{\text{Gas}} = 0,536 \cdot (\text{CO}_{2g} + \text{CO}_g + \text{CH}_{4g} + 2 \cdot C_{\text{nH}_{mg}}) + 0,1 \cdot (0,8 \vartheta + r). \quad (45)^1$$

Der Faktor 0,536 rührt daher, daß ein Kilogramm eines Gases je Atom Kohlenstoff 12 kg Kohlenstoff enthält und einen Raum von 22,4 nm^3 einnimmt. Die sogenannten schweren Kohlenwasserstoffe sind vorzüglich Äthylen (C_2H_4) und infolgedessen genügend genau als solches in die Rechnung eingeführt. Daher $2 C_{\text{nH}_{mg}}$. Die ausgeschriebene Formel für die aus 1 kg Brennstoff entstehende trockene Gasmenge in Normalkubikmetern ist also:

$$G = \frac{C_B - 0,01 \cdot A \cdot C_R}{0,536 \cdot (\text{CO}_{2g} + \text{CO}_g + \text{CH}_{4g} + 2 \cdot C_{\text{nH}_{mg}}) + 0,1 \cdot (0,8 \vartheta + r)} \text{nm}^3/\text{kg}. \quad (46)$$

Die Berechnung der Windmenge erfolgt am einfachsten auf dem Weg der Stick-stoffbilanz über die Gasmenge. In der aus 100 kg Brennstoff entstandenen Gasmenge sind $N_{2g} \cdot G \text{ nm}^3$ Stickstoff enthalten. Sie stammen aus der je 100 kg verbrauchten Windmenge $L \cdot 100$, wenn L die auf 1 kg entfallende trockene Windmenge in Normal-kubikmetern bedeutet, und aus dem Stickstoffgehalt des Brennstoffes selbst. Dieser macht je 100 kg Brennstoff $N_B \cdot \frac{1}{1,25} \text{ nm}^3$ aus ²⁾, während der Wind mit 79% Stickstoff $79 \cdot L \text{ nm}^3$ mitbringt. Damit ergibt sich von selbst das Verhältnis von Wind und Gas und die für 1 kg Brennstoff verbrauchte trockene Windmenge zu

¹⁾ Die den Berechnungen zugrunde liegende Teeranalyse ist 80% C, 9% H₂, 8% O₂, Heizwert 9000 WE/kg; Verbrennungsluftverbrauch 9,8 nm^3/kg ; 1 g Teer enthält also $0,09 \text{ g H}_2 = \frac{0,09}{1000 \cdot 0,089} \sim 0,001 \text{ nm}^3 \text{ H}_2$.

²⁾ 1,25 ist das spezifische Gewicht des Stickstoffes bei 0° C und 760 mm QS.

$$L = \frac{G \cdot N_{2g} - 0,8 \cdot N_B}{79} \text{ nm}^3/\text{kg}. \quad (47)$$

Bei Kohlen mit geringem Stickstoffgehalt kann im Zähler ohne allzu große Ungenauigkeit das negative Glied vernachlässigt werden.

Die Menge des zersetzten Wasserdampfes ermittelt man am besten aus der Wasserstoffbilanz. Der Wasserstoffgehalt des Gases ist je 100 kg Brennstoff $G \cdot (H_2 + 2 CH_4 + 2 C_2H_4 + 0,1 \vartheta) \text{ nm}^3$. Durch Multiplikation mit dem spezifischen Gewicht des Wasserstoffes, d. i. $0,089 \text{ kg/nm}^3$, erhält man die Wasserstoffmenge in Kilogramm, die in der aus 100 kg Brennstoff entwickelten Gasmenge als Wasserstoff oder an Kohlenstoff gebunden vorhanden ist. Die in 100 kg Brennstoff enthaltene Wasserstoffmenge ist aus der Analyse zu $H_B \text{ kg}$ bekannt. Die Differenz beider Werte muß infolgedessen aus dem zersetzten Wasser stammen, das entweder als Brennstoffeuchtigkeit, Luftfeuchtigkeit, Dampfzusatz oder endlich aus der Wassertasse in die Vergasungsschicht gelangt ist. Da 1 kg Wasserstoff aus 9 kg Wasser entsteht, so folgt bei gleichzeitiger Division durch 100 die je Kilogramm Brennstoff zersetzte Wasserdampfmenge D_z in Kilogramm zu

$$D_z = 0,01 [0,8 G \cdot (H_2 + 2 CH_4 + 2 C_2H_4 + 0,1 \vartheta) - 9 H_B] \text{ kg Dampf/kg Brennst.} \quad (48 a)$$

Der sogenannte Zersetzungsgrad wird nun meist durch Vergleich der zersetzten Wasserdampfmenge mit der aus der Vergasungsluft + Dampfzusatz stammenden gewonnen unter Vernachlässigung des Brennstoffwassergehaltes und der aus Wassertasse und fallweise aus undichten Kühlungen ins Feuer geratenen Wassermengen. Hat man die Gasfeuchtigkeit einwandfrei bestimmt, so erhält man diese vernachlässigten, für den Betriebsmann immerhin aber recht wichtigen Wassermengen W_k aus

$$W_k = D_z + G \cdot w_g - L \cdot f - D - w_B \text{ kg/kg Brennst.} \quad (48 b)$$

Dabei bedeuten f die Luftfeuchtigkeit in g/nm^3 und D die Zusatzdampfmenge je Kilogramm Brennstoff. Vernachlässigt ist bei dieser Formel der bei manchen Braunkohlenaschen verschiedentlich festgestellte Wasserstoffgehalt, der aber wegen der Kleinheit der entfallenden Aschenmenge meist ein innerhalb der Fehlergrenzen liegendes Summenglied darstellt. Die Ermittlung der besprochenen Werte aus der Sauerstoffbilanz ist deswegen sehr ungenau, weil man dabei auf die an sich sehr kleine Differenz zweier sehr großer Werte angewiesen ist, so daß das Ergebnis in die Genauigkeitsgrenze der Ausgangswerte fällt.

Zur Aufstellung von Wärmebilanzen ist die Berechnung des Gasheizwertes und des Wärmeinhaltes der heißen Gase erforderlich. Mit den Werten, die die Wärmestelle Düsseldorf in den „Anhaltzahlen für den Energieverbrauch“¹⁾ gibt, ergibt sich die Formel

$$H_u = 30,4 \cdot CO_g + 25,7 \cdot H_{2g} + 85,9 \cdot CH_{4g} + 141 \cdot C_n H_{mg} + 8 \cdot r + 9 \cdot \vartheta \text{ WE/nm}^3. \quad (49)$$

Der so berechnete untere Heizwert bezieht sich lediglich auf den Normalkubikmeter trockenes Gas. Die Berechnung der Flammentemperatur muß selbstverständlich unter Berücksichtigung des Wasserdampfes geschehen. Zur Durchführung dieser Berechnung sei auf die einschlägige Literatur verwiesen²⁾.

Zur Berechnung des Wärmeinhaltes heißer Gase sind in Zahlentafel 52 die Wärmeinhalte für den Normalkubikmeter der Gase: Sauerstoff, Stickstoff, Luft, Wasserstoff, Kohlensäure, schweflige Säure, Methan und Äthylen (an Stelle der schweren Kohlenwasserstoffe) zusammengestellt. Da der Wasserdampf stets in Grammen bzw. Kilogrammen je Normalkubikmeter angegeben wird, so enthält die Tafel für diesen den Wärmeinhalt eines Kilogramms. Für Ruß und Teer kann man die spezifische Wärme 0,3 einsetzen. Man erhält dann z. B. bei 11 g/nm^3 Ruß, 13 g/nm^3 Teer und 800° Gastemperatur:

$$0,3 \cdot (0,011 + 0,013) \cdot 800 = 5,76 \sim 6 \text{ WE.}$$

¹⁾ Herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute. 2. Aufl. Düsseldorf 1925.

²⁾ B. Neumann: Die spezifischen Wärmen der Gase für feuerungstechnische Berechnungen. Stahlisen 1919. S. 746. Ferner Alfr. Schack: Die Berechnung der theoretischen Flammentemperatur ohne Probieren. Mitt. d. Wärmestelle Düsseldorf Nr. 87; s. auch im Abschnitt über das Schmelzen im S.M.-Ofen S. 171 ff.

Zahlentafel 52.
Wärmeinhalt der Gase in Abhängigkeit von der Temperatur¹⁾.

Temperatur ° C	je nm ³ CO ₂ , SO ₂	je nm ³ O ₂ , N ₂ , CO Luft	je nm ³ H ₂	Wärmeinhalt		* Methan CH ₄	Äthylen C ₂ H ₄
				je kg H ₂ O Dampf	Differenz iCO ₂ —iLuft		
100	39,7	31,4	30,4	46,4	8,3	38	47
200	85,2	63,2	62,2	93,2	22,0	83	104
300	132,6	95,4	94,0	140,4	37,2	135	170
400	182,4	128,0	127,1	188,0	54,4	194	246
500	233,5	161,0	159,6	236,5	72,5	261	333
600	216,2	194,4	192,8	285,6	91,8	334	428
700	340,9	228,2	226,7	335,3	112,7	415	534
800	397,6	262,4	260,4	387,5	135,2	503	650
900	454,5	297,0	295,0	441,0	157,5	598	775
1000	511,0	332,0	329,5	495,0	179,0	700	911
1100	568,7	367,4	364,8	550,0	201,3	770	1002
1200	625,2	403,2	400,5	607,8	222,0	926	1210
1300	683,8	439,4	436,5	666,9	244,4	1049	1375
1400	742,0	476,0	472,6	728,0	266,0	1180	1551
1500	804,0	513,0	510,0	790,5	291,0	1218	1734
1600	865,6	550,4	347,0	856,0	315,2	—	—
1700	928,2	588,2	584,5	924,8	340,8	—	—
1800	990,0	626,4	622,5	997,2	363,6	—	—
1900	1052,6	665,0	661,3	1075,4	387,6	—	—
2000	1112,0	704,0	700,0	1156,0	408,0	—	—
2100	1171,8	743,4	739,0	1239,0	428,4	—	—
2200	1236,4	783,2	779,0	1326,6	453,2	—	—
2300	1301,8	823,4	818,3	1416,8	478,4	—	—
2400	1363,2	864,0	859,0	1509,6	499,2	—	—
2500	1425,0	906,0	900,0	1605,0	519,0	—	—
2600	1487,2	946,4	940,5	1703,0	540,8	—	—
2700	1549,8	988,2	981,5	1806,3	561,6	—	—
2800	1615,6	1030,4	1024,0	1912,4	585,2	—	—
2900	1679,1	1073,0	1066,0	2014,2	606,1	—	—
3000	1743,0	1116,0	1109,0	2139,0	627,0	—	—

Für die Wärmebilanz des Gaserzeugers kommen die nachstehend zusammengestellten Gesichtspunkte in Frage:

Glieder der Wärmebilanz eines Gaserzeugers.

Wärmeeinnahmen	Wärmeausgaben
Unterer Heizwert des Brennstoffs.	Unterer Heizwert des erzeugten Gases.
Wärmeinhalt des zugesetzten Wasserdampfes.	Fühlbare Wärme des erzeugten Gases.
Wärmeinhalt des Windes.	Brennbares in den Rückständen.
	Strahlungs- und Kühlungsverluste.

Für den unteren Heizwert des Brennstoffes ist vor allem das Ergebnis der kalorimetrischen Bestimmung maßgebend. Die sogenannte Verbandsformel

$$H_u = 8100 \cdot C_B + 29\,000 \cdot \left(H_B - \frac{O_B}{8} \right) + 2500 \cdot S_B - 600 \cdot W_B \quad (50)$$

für Kohlen ergibt meist zu niedrige Werte, wenn es sich um eigentliche Gaskohlen oder Braunkohlen handelt, deren Gehalt an flüchtigen Bestandteilen weit über 20⁰/₁₀ liegt.

¹⁾ S. auch Mitt. d. Wärmestelle Düsseldorf 1924. Nr. 60, S. 121; ferner C. Schwarz: Der Wärmeinhalt der Abgase. Feuerungstechn. 15. Sept. 1922. Hütte, Taschenbuch für Eisenhüttenleute 1922. 2. Aufl. Berlin.

Diese haben als Kohlenwasserstoffe an sich einen höheren Heizwert, als dem rein gewichtmäßigen Anteil der Elemente Kohlenstoff und Wasserstoff entspricht.

Der Wärmeinhalt des Zusatzdampfes ist für den Wärmehaushalt des Gaserzeugers ohne die Verdampfungswärme zu berechnen, da er das Wasser als Dampf erhält und auch als solchen verarbeitet. Anders ist es, wenn man eine Bilanz der Gaserzeugung aufstellen will, um zu vergleichen, welche Brennstoffmengen zur Vergasung überhaupt benötigt werden. In diesem Fall ist der Dampf mit seiner Erzeugungswärme im Kessel einschließlich Kesselwirkungsgrad einzusetzen. Wird an Stelle von Dampfzusatz ein Luft-sättigungsverfahren angewendet, so ist zu unterscheiden, ob die Erwärmung der Luft auf Sättigungstemperatur durch fremden Brennstoff oder durch Verbrennung eines Teiles des erzeugten Gases oder endlich durch die fühlbare Wärme des letzteren vorgenommen wird. In diesen Fällen setzt man am besten die gesamte im Verdampfungsapparat aufgewendete Wärmemenge an Stelle der Wärmeinhalte von Wind und Dampf ein.

Der Heizwert des Gases und seine fühlbare Wärme berechnen sich nach den bereits oben (S. 263) gegebenen Werten. Bezieht man die Bilanz auf 0° C, was der Einfachheit halber sehr oft geschieht, so ist selbstverständlich der Wärmeinhalt des Windes entsprechend der Tagestemperatur als Wärmeeinnahme einzusetzen. Genauer wäre es allerdings, wenn die Bilanz auf die Tagestemperatur aufgebaut würde. In diesem Fall ist dann von dem Wärmeinhalt des heißen Gases die der Tagestemperatur entsprechende fühlbare Wärme abzuziehen. Bei dem geringen Anteil dieser Wärmemengen am gesamten Wärmeumsatz sind jedoch die Abweichungen beider Berechnungsarten voneinander gering. Eine Ausnahme bilden Bilanzen in außergewöhnlich heißen oder außergewöhnlich kalten Gegenden, wenn es gilt, eingegangene Garantien nachzuweisen.

Zur Berechnung des Wärmewertes der Schlacke setzt die Wärmestelle Düsseldorf des Vereins deutscher Eisenhüttenleute den Gehalt an Brennbarem mit 8100 Kcal, d. i. 81 Wärmeeinheiten je Prozent ein¹⁾. Da es sich dabei durchweg um bereits verkokten Brennstoff handelt, ist dies ohne weiteres anzunehmen. Sobald man es aber, zumal bei von Hand abgeschlackten Feuern, mit hohen Brennstoffgehalten des Rückstandes zu tun hat, wird man besser den Heizwert der Asche im Kalorimeter bestimmen. Der Wassergehalt der Asche rührt zumeist vom Kaltspritzen oder aus der Wassertasse her. Bei der Bilanz rechnet man daher nur mit dem Trockengewicht der Rückstände.

Bei der Aufstellung einer versuchsmäßigen Bilanz (Garantieversuch) wird man selbstredend vom gewonnenen Brennstoffgewicht ausgehen. Aber selbst dann ergibt die Berechnung der Gasmenge aus den Analysen zu hohe Werte für die tatsächlich nutzbare Gasmenge, da die beim Stochen und durch Undichtheiten der Kanäle verursachten Substanzverluste an erzeugtem Gas dabei nicht berücksichtigt werden. Desgleichen entziehen sich die Verluste beim Abstellen der Feuer durch den dabei auftretenden natürlichen Zug und fallweise durch Wassergasentwicklung beim Kaltspritzen des Feuers vor der Entschlackung der Berechnung. Bei zuverlässig dichten Windleitungen können Schlüsse in dieser Richtung aus der gemessenen Windmenge und der ebenfalls gemessenen Gasmenge gezogen werden; besonders bei der letzteren Messung ist jedoch die ihrer Schwierigkeit entsprechende Fehlergrenze von $\pm 10\%$ nicht außer acht zu lassen. Daß vor und nach dem Versuch das Feuer die gleiche Schütthöhe und annähernd den gleichen Zustand haben muß, braucht nicht weiter erwähnt zu werden.

Zur schnellen Beurteilung der wärmewirtschaftlichen Güte der Vergasung ist die Angabe eines Wirkungsgrades üblich. Der allgemeine Sinn des Wirkungsgrades ist die Festlegung des Verhältnisses der gewonnenen Energie zum Energieaufwand in Prozenten. So eindeutig dieser Satz ist, so schwer ist es, auf seiner Grundlage eine einheitliche Wirkungsgradberechnung vorzuschlagen. Dies äußert sich auch in den zum Teil scheinbar widersprechenden Zahlen, die man in dieser Beziehung im Schrifttum und den Werbeschriften der Gaserzeuger bauenden Firmen findet. Infolgedessen beschränken sich die folgenden Ausführungen darauf, die verschiedenen Berechnungsweisen zu erläutern und ihre Anwendungsmöglichkeit zu zeigen.

¹⁾ Anhaltszahlen für den Energieverbrauch. Wärmestelle Düsseldorf 1925. 2. Aufl. S. 50.

Sehr häufig und früher allgemein üblich war es, den Heizwert des vergasteten Brennstoffs mit dem ohne Berücksichtigung von Ruß und Teer berechneten Gasheizwert und der auf gleicher Grundlage berechneten Gasmenge in Beziehung zu setzen, also:

$$\eta_{ch} = \frac{100 \cdot \text{Heizwert des je kg Brennstoff erzeugten Gases}}{\text{Heizwert des Brennstoffes}} \% \quad (51)$$

Die Vernachlässigung von Teer und Ruß macht sich dabei nicht so fühlbar, weil sie bei der Berechnung des Heizwertes einen zu geringen, bei der Ermittlung der Gasmenge aber einen zu hohen Wert liefert. Eine gewisse Bedeutung ist dem nach (51) ermittelten Wirkungsgrad nicht abzusprechen, wenn man ihn als „Chemischen Wirkungsgrad“ auffaßt. Diese Zahl gibt dann an, welcher Anteil des Brennstoffs als chemisch gebundene Energie im Gas wiedergewonnen wird. Die Gasmenge ist dann selbstredend nach (46) unter Berücksichtigung von Teer und Ruß zu berechnen. Bei der Ermittlung des Gasheizwertes dagegen sind nur die gasförmigen Bestandteile des Gases einzusetzen. Man erhält so das Mindestmaß von Energie, welche nach Abkühlung und Reinigung des Gases noch aus dem Brennstoffheizwert gewonnen wird. Dieses Mindestmaß ist gewissermaßen unzerstörbar, denn es bleibt auch dann noch erhalten, wenn das Gas auf weite Strecken fortgeleitet wird, so daß die Aufrechterhaltung seiner Temperatur sowie seines Teer- und Rußgehaltes mit den allergrößten Schwierigkeiten verbunden wäre. Im allgemeinen liegt der Wert des chemischen Wirkungsgrades zwischen 70 und 77⁰/₁₀₀.

Zur Kennzeichnung des Gaserzeugers ist der Vergleich der gesamten Nutzleistung mit der dem Gaserzeuger in irgendeiner Form zugeführten Energiemenge mindestens ebenso wichtig. Als Nutzleistung wird dabei der gesamte Heizwert des Gases einschließlich Teer und Ruß und der fühlbaren Wärme des Gases beim Verlassen des Gaserzeugers, d. h. im Standrohr anzusehen sein ¹⁾. Es folgt demnach:

$$\eta_g = \frac{100 \cdot [\text{Heizwert} + \text{fühlbare Wärme des Gases einschl. Ruß, Teer, Wasser je kg Brennstoff}]}{\text{Heizwert des Brennstoffes} + \text{Dampfwärme} + \text{Windwärme}} \% \quad (52)$$

Dabei ist die Dampfwärme ohne Verdampfungswärme einzusetzen. In diesem „Wirkungsgrad des Gaserzeugers“ findet vor allem die Güte des verwendeten Systems ihren Niederschlag. Freilich kann die Zahl nicht über die im Dauerbetrieb zu erwartenden Schwierigkeiten Aufschluß geben. Im allgemeinen ist dieser Wirkungsgrad sehr hoch. Außer den Verlusten an Brennbarem in der Asche machen sich dabei als Restverlust die Strahl- und Kühlwasserverluste bemerkbar. Diese fallen als zeitkonstante Verluste mit steigendem Durchsatz. Besonders die Strahlverluste werden meistens überschätzt. So beträgt die Oberfläche eines Feuers mit 3 m lichter Weite rund 60 m². Bei den herrschenden Oberflächentemperaturen dürfte der Strahlverlust je Quadratmeter Oberfläche mit 750 kcal/st reichlich hoch angesetzt sein. Demnach beträgt der stündliche Strahlverlust etwa 45 000 kcal/st. Diesem gegenüber steht ein Wärmedurchsatz von z. B. 700—800 kg Steinkohle je Stunde, entsprechend rund 5 000 000 kcal/st. Der reine Strahlverlust beträgt also knapp 1⁰/₁₀₀. Auch die Kühlwasserverluste bei gekühlten Mänteln werden in den seltensten Fällen 2—3⁰/₁₀₀ des Wärmedurchsatzes überschreiten. Sie sind außerdem bequem meßbar. Endlich enthält der Restverlust noch die fühlbare Wärme der das Feuer verlassenden Schlacken bzw. bei Feuern mit Wassertasse die Wärmemenge, die verbraucht wird, wenn in der Wassertasse Verdampfungen durch die heiße Asche hervorgerufen werden. Die oberste Grenze dieses Verlustes ergäbe sich dann bei 10⁰/₁₀₀ Asche zu etwa 1¹/₂⁰/₁₀₀ des Wärmedurchsatzes. Sie steigt natürlich mit wachsendem Aschengehalt des Brennstoffes. Im Regelfall wird sie jedoch nicht erreicht, da die heiße Asche einen Teil ihrer Wärme an den durch sie hindurchtretenden Wind und Dampf wieder abgibt. Übereinstimmend mit den hier überschlägig berechneten Werten ergeben auch die meisten Gaserzeugerbilanzen Generatorwirkungsgrade von $\eta_g = 92-97\%$ je nach dem Gehalt der Asche an Brennbarem.

¹⁾ Fred Clements: Iron a. Steel Inst. 1923. Gaserzeugerbetrieb in englischen Stahlwerken; s. auch Stahleisen 1923. S. 1303. Ferner G. Bulle: Wirkungsgrad im Betriebe des Siemens-Martin-Ofens. Stahleisen 1924. S. 1324.

Zum wärmewirtschaftlichen Vergleich verschiedener Anlagen ist aber auch dieser Aufbau des Wirkungsgrades nicht geeignet, da er sich nur auf den Gaserzeuger allein beschränkt. Für die Nutzleistung der Vergasungsanlage ist die Wärmemenge maßgebend, welche das Gas am Umstellventil des Siemens-Martin-Ofens mitbringt. Als Wärmeaufwand sind dieser Wärmemenge der Heizwert des Brennstoffes, die Erzeugungswärme des Zusatzdampfes (verbrauchte Kesselkohle, Brennstoffaufwand für Windsättigungsapparate, Überhitzer u. dgl.) und der Wärmeinhalt der Vergasungsluft gegenüberzustellen. Man erhält so

$$\eta_w = \frac{100 \cdot [\text{Heizwert} + \text{fühlbare Wärme des Gases je kg Brennstoff am Forterventil}]}{\text{Heizwert des Brennstoffes} + \text{Dampferzeugungswärme} + \text{Windwärme}} \quad (53)$$

Wird ausnahmsweise mit erhitztem Wind gearbeitet, so ist in diesem Fall auch der Brennstoffaufwand für den Winderhitzer und nicht bloß die fühlbare Wärme des Windes einzusetzen. Die Behandlung der Dampfsättigungsapparate wurde bereits auf S. 256 behandelt. Beim Einsetzen des Wertes für die Gasmenge je Kilogramm Brennstoff muß man sich darüber im klaren sein, ob die Substanzverluste an Gas die Benutzung des errechneten Wertes noch zulassen¹⁾. Zumal bei Anlagen mit erheblichen Leerlaufverlusten (intermittierender Betrieb) wird man es vorziehen, die unmittelbar vor dem Ventil gemessenen Gasmengen mit der gewogenen Brennstoffmenge in Beziehung zu setzen. Je nach der Lage der Gaserzeuger zu den Öfen, nach dem Vorhandensein von Staubabscheidern, Gasreinigung u. dgl. wird η_w zwischen 70 und 95% schwanken.

Vergasungsfähigkeit der Brennstoffe.

Vergasungsfähig sind mit geeigneten Einrichtungen fast alle festen Brennstoffe. Von ausschlaggebendem Einfluß auf die Vergasungsfähigkeit sind ihre Stückgröße, ihre Verkokungseigenschaften, ihr Wasser- und Aschengehalt und endlich die Eigenschaften der bei ihrer Vergasung entfallenden Schlacke. Für den Stahlgießereibetrieb mit seinen hohen Anforderungen an das Gas dürfen allerdings die Ansprüche an den Brennstoff nicht zu niedrig gestellt werden, da sonst leicht der billige Brennstoffpreis durch eine längere Schmelzungsdauer und schwierigere Schmelzenführung wieder aufgewogen wird. Diese Verhältnisse machen sich manchmal in der Kostenrechnung weit mehr bemerkbar als in der wärmewirtschaftlichen Bilanz.

Grobstückige Brennstoffe, die auch nach der Verkokung grobstückig bleiben, bieten eine geringe Reaktionsoberfläche und verhältnismäßig große Zwischenräume in der Schüttung und sind infolgedessen nicht besonders günstig. Feinkörnige Brennstoffe unter 5 mm Stückgröße können dadurch Schwierigkeiten bereiten, daß sie dem hindurchtretenden Wind zu großen Widerstand entgegensetzen. Auch neigen sie bei scharfem Betrieb sehr leicht zur Bildung von Gassen und Löchern, ganz abgesehen davon, daß sie dann ein sehr staubreiches Gas liefern. Am besten eignen sich Stücke von etwa Faustgröße (Nuß I, II, Eierbriketts, Halbbriketts), sofern sie im Gaserzeuger nicht zerfallen. Bei guten Kohlensorten bietet auch die Vergasung von Förderkohle keine besonderen Schwierigkeiten, wenn vor der Begichtung die großen Stücke zerschlagen werden. Besonders ist dann darauf zu achten, daß die Stocharbeit trotz des Zeitaufwands für das Zerschlagen und vor allem auch für das Beseitigen der durch einzelne große Stücke hervorgerufenen Verstopfungen in den Schütttrichtern unter den Bunkern dem Durchsatz nachkommen kann.

Zu den Verkokungseigenschaften gehören Gasgehalt, Neigung zum Backen oder Zerfallen. Stark backende Kohlen erschweren die Stocharbeit außerordentlich und verhindern das Nachrücken frischen Brennstoffs durch Gewölbebildung. Diese Eigenschaft ist die einzige, welche die Verarbeitung einer Kohlensorte im Gaserzeuger unmöglich macht, selbst dann, wenn der backenden Kohle ein erheblicher Prozentsatz einer nichtbackenden Sorte zugemischt wird. Die Neigung zum Zerfallen trifft man häufig bei Braunkohlen-

¹⁾ C. Schwarz: Stahleisen 1925. S. 795. Erörterung des Vortrags von H. Bansen: Über Bau und Berechnung der Siemens-Martin-Öfen.

briketts. Sie ergibt ähnliche Schwierigkeiten, wie die Vergasung mulmigen Brennstoffes, nur mit dem Unterschied, daß der zerfallende Brennstoff meist noch viel dichter liegt als der von vornherein mulmig aufgegebene. Für die Eignung des Gases zum Schmelzen im S.M.-Ofen spielt der Gasgehalt eine wesentliche Rolle. Kohlen mit weniger als 15–20% flüchtigen Bestandteilen liefern ein Gas mit wenig Teer, wenig Methan und schweren Kohlenwasserstoffen. Dies macht sich stets nachteilig auf den Ofengang bemerkbar. Umgekehrt pflegen die Öfen mit steigendem Gehalt der Kohlen an flüchtigen Bestandteilen besser zu gehen.

Zahlentafel 53.
Gasanalysen bei Vergasung von Koks.

Nr.	CO ₂ %	CO %	H ₂ %	CH ₄ %	Wasser- dampf g/nm ³	Heiz- wert kcal/nm ³	Flamm- tempe- ratur ° C	Gaserzeuger- Bauart	Durchsatz	Brennstoff																																																																																																		
1	0,3	32,8	2,3	0,15	—	—	—	Rost-Gaserzeuger für 10–12 t Steinkohle in 24 Std.	65 t/24 st.	Koks ¹⁾																																																																																																		
2	0,5	33,4	2,1	0,7	—	—	—				3	2,0	29,4	6,7	1,7	—	—	—	Drehrost- Gaserzeuger 3 m Ø	70 kg/m ² st	Koks ²⁾	4	4,0	28,0	9,0	0,4	41,2	—	—	Morgan- Gaserzeuger	63 kg/m ² st	Koks ³⁾	5	4,3	27,5	10,5	0,5	—	—	—	6	6,3	24,8	11,5	0,4	40,1	1085	1605	Drehrost- Gaserzeuger	55 kg/m ² st	Koks ³⁾	7	5,9	25,0	11,0	0,4	36,7	—	—	8	5,7	27,6	14,3	—	—	—	—	Alter Abstich-Gas- erzeuger von Ebel- men a. d. J. 1841	?	Koks ⁴⁾	9	5,5	26,7	13,7	—	—	—	—	10	2,55	29,4	6,66	3,22	—	—	—	Gaserzeuger von Sépulchre, Fichet und Heur- tey (1907)	800–1000 kg/m ² st	Minderwertige Kohle ⁵⁾ 45,8% Asche 15,0% Wasser 19,8% C 19,4% flüchtige Bestandteile	11	2,0	32,0	7,5	0,5	27,8	1211	1695	Würth-Gas- erzeuger (1910)	1150 kg/m ² st	Koks ⁶⁾	12	0,6	33,4	0,9	0,5	7,9	1084	1655
3	2,0	29,4	6,7	1,7	—	—	—	Drehrost- Gaserzeuger 3 m Ø	70 kg/m ² st	Koks ²⁾																																																																																																		
4	4,0	28,0	9,0	0,4	41,2	—	—	Morgan- Gaserzeuger	63 kg/m ² st	Koks ³⁾																																																																																																		
5	4,3	27,5	10,5	0,5	—	—	—				6	6,3	24,8	11,5	0,4	40,1	1085	1605	Drehrost- Gaserzeuger	55 kg/m ² st	Koks ³⁾	7	5,9	25,0	11,0	0,4	36,7	—	—	8	5,7	27,6	14,3	—	—	—	—	Alter Abstich-Gas- erzeuger von Ebel- men a. d. J. 1841	?	Koks ⁴⁾	9	5,5	26,7	13,7	—	—	—	—	10	2,55	29,4	6,66	3,22	—	—	—	Gaserzeuger von Sépulchre, Fichet und Heur- tey (1907)	800–1000 kg/m ² st	Minderwertige Kohle ⁵⁾ 45,8% Asche 15,0% Wasser 19,8% C 19,4% flüchtige Bestandteile	11	2,0	32,0	7,5	0,5	27,8	1211	1695	Würth-Gas- erzeuger (1910)	1150 kg/m ² st	Koks ⁶⁾	12	0,6	33,4	0,9	0,5	7,9	1084	1655	Bauart Georgs- Marien-Hütte	625 kg/m ² st	Koks ⁶⁾ ⁷⁾																											
6	6,3	24,8	11,5	0,4	40,1	1085	1605	Drehrost- Gaserzeuger	55 kg/m ² st	Koks ³⁾																																																																																																		
7	5,9	25,0	11,0	0,4	36,7	—	—				8	5,7	27,6	14,3	—	—	—	—	Alter Abstich-Gas- erzeuger von Ebel- men a. d. J. 1841	?	Koks ⁴⁾	9	5,5	26,7	13,7	—	—	—	—	10	2,55	29,4	6,66	3,22	—	—	—	Gaserzeuger von Sépulchre, Fichet und Heur- tey (1907)	800–1000 kg/m ² st	Minderwertige Kohle ⁵⁾ 45,8% Asche 15,0% Wasser 19,8% C 19,4% flüchtige Bestandteile	11	2,0	32,0	7,5	0,5	27,8	1211	1695	Würth-Gas- erzeuger (1910)	1150 kg/m ² st	Koks ⁶⁾	12	0,6	33,4	0,9	0,5	7,9	1084	1655	Bauart Georgs- Marien-Hütte	625 kg/m ² st	Koks ⁶⁾ ⁷⁾																																														
8	5,7	27,6	14,3	—	—	—	—	Alter Abstich-Gas- erzeuger von Ebel- men a. d. J. 1841	?	Koks ⁴⁾																																																																																																		
9	5,5	26,7	13,7	—	—	—	—				10	2,55	29,4	6,66	3,22	—	—	—	Gaserzeuger von Sépulchre, Fichet und Heur- tey (1907)	800–1000 kg/m ² st	Minderwertige Kohle ⁵⁾ 45,8% Asche 15,0% Wasser 19,8% C 19,4% flüchtige Bestandteile	11	2,0	32,0	7,5	0,5	27,8	1211	1695	Würth-Gas- erzeuger (1910)	1150 kg/m ² st	Koks ⁶⁾	12	0,6	33,4	0,9	0,5	7,9	1084	1655	Bauart Georgs- Marien-Hütte	625 kg/m ² st	Koks ⁶⁾ ⁷⁾																																																																	
10	2,55	29,4	6,66	3,22	—	—	—	Gaserzeuger von Sépulchre, Fichet und Heur- tey (1907)	800–1000 kg/m ² st	Minderwertige Kohle ⁵⁾ 45,8% Asche 15,0% Wasser 19,8% C 19,4% flüchtige Bestandteile																																																																																																		
11	2,0	32,0	7,5	0,5	27,8	1211	1695	Würth-Gas- erzeuger (1910)	1150 kg/m ² st	Koks ⁶⁾																																																																																																		
12	0,6	33,4	0,9	0,5	7,9	1084	1655	Bauart Georgs- Marien-Hütte	625 kg/m ² st	Koks ⁶⁾ ⁷⁾																																																																																																		

Die Berechnung der Flammentemperatur wurde für vollkommene Verbrennung von kaltem Gas mit trockener kalter Luft (0° C) vorgenommen.

Wasser- und Aschengehalt wirken als Ballaststoffe ⁸⁾ und drücken die Temperatur in der Vergasungszone. Die Feuchtigkeit des Brennstoffes wird verdampft, ehe die Verkokung eintritt. Es findet sich also der gesamte Wassergehalt in Dampfform unzersetzt im Gas wieder. Sehr feuchte Brennstoffe haben kalten Gang des Gaserzeugers zur Folge, da die gesamte fühlbare Wärme des aufsteigenden Gases für die Verdampfung der Brennstofffeuchtigkeit benötigt wird. Die Grenze der Vergasungsfähigkeit liegt wenig über 60% Wassergehalt des Brennstoffes. Ein solches Gas ist aber im Siemens-Martin-Ofen nicht verwendbar. Für Schmelzzwecke sollte der Wassergehalt des Brennstoffes 25–30% nicht übersteigen. Mit steigendem Wassergehalt fällt der Dampfzusatz, da

¹⁾ Wilhelmi: Stahleisen 1923. S. 1421. ²⁾ Markgraf: Stahleisen 1915. S. 507.

³⁾ Markgraf: Stahleisen 1916. S. 55. ⁴⁾ Markgraf: Stahleisen 1918. S. 651.

⁵⁾ Markgraf: Stahleisen 1918. S. 652. ⁶⁾ Markgraf: Stahleisen 1918. S. 654.

⁷⁾ Staub 21,7 g/nm³ mit 54% C. ⁸⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 477.

die sonst zur Wasserdampferzeugung verfügbaren Wärmeüberschüsse zur Verdampfung des Wassers benötigt werden. Bei gleicher Analyse der trockenen Brennstoffsubstanz ergibt höhere Brennstofffeuchtigkeit ein Gas mit weniger Wasserstoff- und höherem Wasserdampfgehalt, d. h. eine doppelte Verschlechterung des Gases.

Zahlentafel 54.
Gasreiche Kohlen.

Herkunft	Lufttrockene Rohkohle								Heizwert (unterer) kcal
	C	H ₂	O ₂	N ₂	S	Wasser	Asche	Flüchtige Bestand- teile	
	%	%	%	%	%	%	%	%	
A. Ruhrkohlen.									
Ewald	71,10	4,34	7,06	1,00	1,06	3,65	11,39	28,24	6767
Rheinbablen	70,39	4,34	6,55	1,62	0,75	2,48	13,87	23,97	6640
Mont-Cenis	75,40	4,60	6,06	1,50	1,10	3,35	7,99	28,42	7074
Schlägel und Eisen	75,40	4,65	4,67	1,62	1,04	3,55	8,93	27,95	7247
Shamrock	71,80	4,65	6,57	1,53	1,10	4,11	10,24	27,32	6881
Hugo	78,71	5,07	6,47	1,72	0,73	2,18	5,12	30,40	7522
Matthias Stinnes	74,26	4,56	5,33	1,49	1,43	3,76	9,17	28,50	7117
Unser Fritz	77,40	4,44	6,21	1,40	0,54	4,12	5,89	27,99	7587
Zollverein	76,20	4,66	5,79	1,59	0,84	4,12	6,80	27,06	7252
General Blumenthal	81,46	4,83	5,41	1,56	0,63	2,43	3,68	24,07	7796
Pluto	77,54	4,62	4,88	1,72	1,57	2,19	7,48	23,42	7384
De Wendel	76,48	4,83	5,69	1,51	1,04	2,71	7,74	25,36	7326
Rhein	72,98	4,70	8,10	1,49	1,17	6,49	5,07	29,81	7132
Auguste Viktoria	75,11	4,63	4,41	1,59	1,73	3,45	9,08	24,55	7204
B. Saarkohlen.									
Frankenholtz	75,46	4,79	8,42	1,05	0,95	2,57	6,76	33,70	7189
Rheden-Bildstook	78,06	4,87	6,73	1,01	0,76	3,26	5,31	31,52	7455
Altenwald	76,68	5,01	8,53	1,26	0,67	2,38	5,47	31,66	7355
St.-Ingbert	70,81	4,33	6,88	1,27	0,74	4,74	11,23	25,42	6670
Delbrück	71,78	4,85	7,00	1,06	0,69	2,27	12,35	29,76	6883
Klein-Rosseln, Charles	75,07	4,96	8,77	1,07	0,61	4,12	5,40	34,22	7141
Camphausen	75,34	4,59	6,35	1,02	1,15	2,02	9,53	29,30	7177
Maybach	76,72	4,72	7,04	1,05	0,90	1,48	8,09	30,65	7309
Sulzbach	73,60	4,75	7,96	1,10	0,92	1,78	9,89	30,11	6980
Dudweiler	78,38	5,05	6,98	1,09	0,72	1,76	6,10	29,28	7509
Merlenbach	74,99	4,94	9,91	1,07	0,84	3,43	4,82	34,24	7105
Mittelbexbach	74,72	5,13	9,56	1,05	0,61	3,82	5,11	36,12	7120
Spittel	75,83	4,67	8,15	1,11	0,90	2,42	6,92	33,20	7157
C. Sächsische Kohlen.									
Wilhelm-Schacht	73,05	4,89	8,37	1,48	0,72	7,70	3,79	32,99	6989
Bockwa-Hohndorf	71,83	4,47	7,14	1,04	1,08	9,40	5,04	30,21	6755
Brückenberg-Schacht	73,51	4,83	7,27	1,42	1,44	6,21	1,63	31,27	7005
Zauckerode	66,75	4,40	6,22	1,24	1,55	6,91	12,93	27,28	6412
D. Oberschlesische Kohle.									
Concordia	77,67	4,52	7,91	1,50	0,35	2,74	5,31	30,62	7309
Königin Luise	78,37	4,48	7,62	1,62	0,64	1,46	5,81	30,44	7382
Brandenburg Grube	78,74	4,67	8,08	1,36	0,64	3,11	3,40	30,39	7386
Preußengrube	76,65	4,83	9,59	1,20	0,79	2,34	4,60	32,25	7208
Wolfganggrube	74,49	4,45	8,96	1,10	0,72	3,65	6,63	27,16	6985
Hedwigswunsch	72,92	4,32	8,07	1,58	0,85	4,45	7,81	28,04	6808
Castellengo	76,82	4,58	9,68	1,44	0,71	3,32	3,45	30,82	7110
Heinitz	72,78	4,72	10,70	1,18	0,77	5,68	4,17	32,11	6807
Recke Schacht	75,69	4,68	9,27	1,49	0,52	3,99	4,36	30,83	7097
Paulus Hohenzollern	77,80	4,74	9,03	1,20	0,63	2,59	4,01	30,59	7330
E. Niederschlesische Kohle.									
Fuchsgrube	78,69	4,56	6,63	1,21	0,70	5,17	3,04	29,85	7407
Fürstensteinergrube	78,16	4,44	6,17	1,08	0,49	2,95	6,71	26,87	7373

Der Aschengehalt vermindert ebenfalls durch die zu seiner Erwärmung auf Reaktionstemperatur in der Vergasungszone erforderliche Wärmemenge die Möglichkeit des Dampfzusatzes, ähnlich wie steigender Wassergehalt. An der Grenze der Vergasungs-

fähigkeit dürften Brennstoffe mit 60—70% Asche (Ölschiefer) angekommen sein. Für die Verwendung im Schmelzbetrieb wird man jedoch bereits bei 30% haltmachen müssen, da wasserstoffarmes Gas schlecht schmelzt. Die Trocknung feuchter Brennstoffe vor ihrer Verwendung im Gaserzeuger muß langsam und bei nicht zu hoher Temperatur (100—120°) vor sich gehen, da sonst ein Teil der wertvollen flüchtigen Bestandteile (Schwelligase) verloren geht.

Zahlen-
Steinkohlen-

Nr.	CO ₂ %	CO %	H ₂ %	CH ₄ %	C ₂ H ₄ %	Ruß g/nm ³	Teer g/nm ³	Wasserdampf g/nm ³	Gaserzeuger-Bauart
1	2,3	27,7	9,7	3,8	—	—	—	—	Drehrost 3 m Durchmesser ohne Kühlung
2	1,5	29,3	7,2	3,0	—	—	—	—	
3	5,9	23,1	10,9	1,2	—	—	4,4	85,8	Drehrost
4	5,4	23,4	12,1	0,9	0,2	—	13,9	74,0	Morgan-Gaserzeuger
5	6,7	24,3	13,7	1,0	Spur	—	10,0	63,6	
6	3,7	25,0	10,4	2,4	—	5	17	70	Angabe fehlt
7	3,6	27,3	10,5	2,6	0,4	—	10	55	Drehrost
8	6,0	20,7	11,8	2,05	0,45	Mittel aus 4 Analysen Mittel aus 4 Analysen Mittel aus 2 Analysen Mittel aus 2 Analysen			Huth u. Röttger-Drehrost
9	5,7	24,0	12,2	1,8	0,42				
10	5,4	20,3	8,6	1,4	0,4				
11	7,3	18,0	9,6	1,55	0,35				
12	2,6	28,0	10,6	1,0	—	—	—	70	Auer-Gaserzeuger
13	3,2	27,2	9,9	2,2	0,6	11	13	35	Drehrost-Gutehoffnungshütte
						H _u = 1562 kcal/nm ³ ; Flammentemperatur = 1755° C			
14	3,0	29,0	8,5		2,5	H _u einschl. Teer 1620 kcal/nm ³			Drehrost-Thyssen

Der Einfluß der Aschenzusammensetzung¹⁾ ist durch die Schmelztemperatur und die mehr oder weniger große Neigung, das Gaserzeugerfutter anzugreifen, gekennzeichnet. Die günstigste Schmelztemperatur dürfte 1300—1400° sein. Je nach dem Vorwiegen saurer oder basischer Bestandteile zerstört die Schlacke das Futter des Gaserzeugers in der Schlackenzone, wenn sie durch ihre Zusammensetzung schmelzpunktniedrigend auf das Futter wirkt. In der Regel wird man deshalb für stark saure Schlacken saures und für basische Schlacken basisches Futter wählen. Sehr gefährlich sind auch in dieser Beziehung stark eisen- oder alkali-haltige Schlacken mit verhältnismäßig niedriger Schmelztemperatur. In solchen Fällen helfen nur wassergekühlte Mäntel. Brennstoffe mit Schlacken, die zum Zementieren neigen, lassen sich nur in Gaserzeugern verarbeiten, bei denen die Schlackenaustragung so erfolgt, daß die Schlacke mit Wasser nicht in Berührung kommt.

¹⁾ Siehe Bd. I, S. 499.

Die Vergasung von Koks bzw. Koksabfällen (Kokslösche, Koksabrieb) ist im allgemeinen nur durchführbar, wenn diese Stoffe billig zur Verfügung stehen. Die Zusammensetzung der wasser- und aschefreien Substanz des Kokses ist ungefähr: 93–96% C, 0,6–1,2% H; 2–5% O + N; 0,8–1,6% S. Besonders wenn es sich um Koksabfälle handelt, kann der Aschengehalt bis zu 20 und 25% ansteigen. In Abstichgaserzeugern

tafel 55.

generatorgasanalysen.

Brennstoff										Durchsatz	Quellen
Saarkohle mit geringen Mengen von Hochofeneinkoks										70 kg/m ³ st	Markgraf: Stahleisen 1915. S. 507. Markgraf: Stahleisen 1915. S. 508.
Saarkohle mit Hochofenkoks, Verhältnis 1:1											
Kohle 78% C; 8% fl. Best.; 8,5% Asche; 5% H ₂ O; 7150 kcal										55 kg/m ³ st	Markgraf: Stahleisen 1916. S. 56.
Kohle 77% C; 17% fl. Best.; 9% Asche; 6,5% H ₂ O; 6900 kcal										63 kg/m ³ st	
Dieselbe Kohle mit Koks gemischt Verh. 65:35										—	
Angabe fehlt										Angabe fehlt	Dr. K.: Stahleisen 1917, S. 540 H _u ¹⁾ = 1423° kcal/nm ³ Flammentemperatur = 1655° C
Rheinische Steinkohle										—	Schwier: Stahleisen 1920. S. 1033. Tafel 23.
H _u kcal/kg	C %	H ₂ %	O ₂ %	N ₂ %	S %	H ₂ O %	Asche %	fl. Best. %		kg/m ³ st	Puppe: Stahleisen 1922. S. 3.
Kohle 5370	56,93	3,22	5,35	0,98	0,78	2,1	30,64	21,6	118		
Kohle 7080	73,77	4,50	5,62	1,11	0,95	2,46	11,95	29,0	118		
Kohle —	73,30	3,54	3,03	0,87	1,00	0,86	17,4	11,6	118		
Kohle von Zeche Friedrich der Große										81	Osann-Bolle: Stahleisen 1925. S. 1566.
7559	75,24	2,86	8,83	1,12	1,86	3,98	6,11	n. b.			
Kohle von Zeche Hugo										80–100	Unveröffentlichtes Betriebsergebnis (Monatsmittel)
7420	76,66	4,7	6,85	1,07	0,78	5,00	4,94	30,4			
Kohle von Zeche Lohberg										—	Roser: Stahleisen 1920. S. 354.
7340	74,83	5,71	9,56	1,43	1,21	1,18	6,11	n. b.			

lassen sich Koks-Aschengemische (schlecht ausgebrannte Kohle von Trockenfeuern u. dgl.) mit Aschengehalten bis zu 50% verarbeiten²⁾. Der Vergasung aller dieser Stoffe ist gemeinsam, daß sie ein Gas liefern frei von Teer, Ruß und schweren Kohlenwasserstoffen. Je nach dem Dampfzusatz läßt sich der Wasserstoffgehalt zwischen 0,5 und 14% halten, wobei gleichzeitig der Kohlenoxydgehalt zwischen 33 und 26% und der Kohlensäuregehalt zwischen 0,5 und 6% schwankt.

Gasanalysen aus Koks und solchen Abfallstoffen, deren brennbare Substanz

¹⁾ H_u = unterer Heizwert je nm³ Gas einschl. Teer und Ruß. Flammentemperaturberechnung wie Zahlentafel 53 einschl. Teer und Ruß.

²⁾ A. Wilhelmi: Untersuchungen über den Betrieb des Abstichgaserzeugers. Stahleisen 1923. S. 1419. Über die Vergasung von Koks s. S. 268; H. Markgraf: Über die Verwendung von Koks in Gaserzeugern. Stahleisen 1915. S. 313 u. 507; Derselbe: Koks für Gaserzeuger. (Drehrost und Morgangaserzeuger). Stahleisen 1916. S. 53; 1917. S. 902 u. 1142; weiter Derselbe: Über Schlackenabstichgaserzeuger im Vergleich zu solchen mit Wasserabschluß. Stahleisen 1918. S. 642.

aus Koks besteht, zeigt Zahlentafel 53. In dieser ist noch eine Gasanalyse (Nr. 10) aufgenommen, die aus der Vergasung eines sehr minderwertigen Brennstoffes stammt. Bei der Analyse dieses Brennstoffes ist der hohe Gehalt an flüchtigen Bestandteilen auffallend. Er drückt sich aber sofort in dem gegenüber den anderen Analysen hohen Methangehalt aus. Zum Schmelzen im S.M.-Ofen sind Generatorgase aus Koks schlecht brauchbar. Bei den im Schrifttum mitgeteilten theoretischen Versuchen wurden mit wenigen Ausnahmen beim Vergleich des Steinkohlengeneratorgases mit dem Koksgeneratorgas vornehmlich die Heizwerte der reinen Gasanalyse ohne Berücksichtigung von Ruß und Teer einander gegenübergestellt¹⁾. Dies entspricht einem Arbeiten mit gereinigtem und abgekühltem Generatorgas. Aber auch mit solchem läßt sich das Schmelzen im S.M.-Ofen nur unter großen Schwierigkeiten ausführen, wie Versuche gelehrt haben, die anlässlich der Frage der Gewinnung von Nebenerzeugnissen durchgeführt wurden. Staub findet sich selbstverständlich auch im Koksgeneratorgas, aber nicht in der fein verteilten Form, wie sie dem Ruß von anderen Generatorgasen entspricht. Außerdem enthält dieser Staub nur etwa 50% brennbare Bestandteile, die meist noch stark mit Schlacke überzogen sind und infolgedessen schlecht brennen. Zu anderen Zwecken, wie z. B. zum Betrieb von Wärm- und Glühöfen, Kernetrockenanlagen u. dgl. ist das Koksgeneratorgas sehr gut geeignet. Wirtschaftliche Voraussetzung dafür ist allerdings die Bezugsmöglichkeit billiger Koksabfälle oder das Vorhandensein stark minderwertiger Brennstoffe, die zu billigen Preisen zu haben und nur im Abstichgaserzeuger zu vergasen sind.

Von den Steinkohlen sind für die Vergasung in Stahlwerken vor allem die gasreichen Sorten — die sogenannten Gaskohlen — geeignet, da sie ein an Kohlenwasserstoffen und Teer reiches Gas liefern. In Zahlentafel 54 sind die Analysen verschiedener deutscher Gaskohlen nach einer Zusammenstellung von H. Bunte²⁾ wiedergegeben. Eine Übersicht über einige veröffentlichte Vergasungsergebnisse liefert Zahlentafel 55, der unter Nr. 13 noch unveröffentlichte Durchschnittsanalysen aus dem Betriebe eines Stahlwerkes beigelegt sind. Das häufige Fehlen der Angaben über Teer, Ruß und Wasserdampf gestattete leider nicht, Heizwerte und Flammentemperaturen bei allen Analysen zu berechnen. Berechnungen ohne Berücksichtigung dieser Bestandteile geben für den Stahlwerker kein richtiges Bild. Bemerkenswert sind auch die verhältnismäßig hohen Gehalte an Kohlensäure bei einzelnen älteren Angaben. Bei der heute üblichen scharfen wärmetechnischen Überwachung muß ein Gas mit über 4% Kohlensäure bereits als schlecht bezeichnet werden. Bezeichnend für den Wert der flüchtigen Bestandteile ist das aus der Zahlentafel 55 deutlich erkennbare Ansteigen von Gehalten an schweren Kohlenwasserstoffen und an Teer im Gas im gleichen Sinn mit den flüchtigen Bestandteilen der vergasten Kohlen, wenn man die Angaben unter Nr. 3, 4 und 13 vergleicht.

Der normale, stündliche Durchsatz beträgt bei handgestochten Feuern 70–120 kg je Quadratmeter Rostfläche. Bei mechanischen Feuern läßt er sich auf das Doppelte steigern. Dabei tritt jedoch eine starke Flugstaubentwicklung auf. Dieser Flugstaub unterscheidet sich von dem Rußgehalt der handgestochten Feuer dadurch, daß er zum großen Teil aus körnigen Koksstückchen besteht, die verhältnismäßig schwer verbrennlich sind und in den Gaskanälen infolge ihres verhältnismäßig hohen Gewichtes nahe beim Feuer liegen bleiben, ähnlich wie bei Abstichgaserzeugern.

Die fühlbare Wärme des Gases beträgt bei Verlassen des Gaserzeugers je nach Durchsatz, Dampfzusatz und Schütthöhe 500–800° C. Eine Reinigung des Gases von Teer und Ruß macht es, wie bereits bemerkt, für den Schmelzbetrieb sehr schlecht brauchbar, wenn man nicht den gewonnenen Teer dann für sich dem Gas im Ofenkopf oder in den Kammern

¹⁾ Eine Ausnahme machen die Ausführungen von Dr. K. in dem Zuschriftenwechsel „Über die Verwendung von Koks in Gaserzeugern“. *Stahleisen* 1917. S. 448. Ferner s. W. Schwier: „Beurteilung und Bewertung der Brennstoffe nach den Verbrennungstemperaturen“. *Stahleisen* 1920. S. 1033.

²⁾ *J. f. Gasbeleuchtung* 1913–1914; s. auch Muspratt: *Technische Chemie. Ergänzungsband I*, S. 306. Braunschweig 1917; ferner vgl. *Bd. I*, S. 498.

wieder zusetzt. Der Verlust an fühlbarer Wärme macht sich weniger bemerkbar, da er durch entsprechenden Ausbau der Kammern wieder ausgeglichen werden kann. Zwischen 400° und 500° C finden im Gas starke Rußabscheidungen statt, die aus der Zerlegung der schweren Kohlenwasserstoffe stammen. In diesem Fall wird man am besten durch die Isolierung der Kanäle oder Leitungen eine so weitgehende Abkühlung zu verhindern trachten. Überschlägig kann man etwa 4 nm³ Gas und etwa 2,7–3,2 nm³ Wind je Kilogramm Steinkohle rechnen. Der Dampfzusatz liegt in der Regel zwischen 10 und 40% des Brennstoffes.

Zahlentafel 56.

Übersicht über die Zusammensetzung von Braunkohlen und Braunkohlenbriketts.

Bezeichnung	C %	H ₂ %	S %	O ₂ +N ₂ ¹⁾ %	Wasser %	Asche %	Heizwert kcal/kg
Rheinische Braunkohle	20–25	1,5–2	0,2–0,3	12–14	50–60	2–4	1500–2000
Rheinische Braunkohlen-Briketts . .	50–55	4,0–5	0,4–0,6	20–25	10–20	4–6	4000–5000
Mitteldeutsche Braunkohle	27–35	2,2–3,5	0,7–2,0	8–15	50–55	15–5	2100–3000
Mitteldeutsche Braunkohlen-Briketts	50–56	4,0–5	0,3–3,0	15–24	10–20	5–15	4000–5000
Böhmische Braunkohle	48–60	3,5–5,5	0,3–1,5	12–16	15–30	15–5	4500–6000

Die Vergasungsfähigkeit der Braunkohle schwankt sehr je nach ihrer Herkunft. Deutsche Rohbraunkohle²⁾, vor allem die aus dem rheinischen Gebiete mit ihrem hohen Wassergehalt von etwa 60%, ist für die Verwendung in Stahlwerken in ungetrocknetem Zustande nicht geeignet. Rheinische und mitteldeutsche Braunkohlenbriketts lassen sich zum Teil sehr gut vergasen, wenn ihr Wassergehalt unter 20% liegt und die Asche nicht zu große Schwierigkeiten bereitet. Eine Übersicht über die Zusammensetzung von Braunkohlen und Braunkohlenbriketts gibt Zahlentafel 56. Sehr gut lassen sich böhmische Braunkohlen vergasen. Die Stocharbeit ist in diesem Fall sehr gering, und man kann

Zahlentafel 57.

Teergehalte von Generatorgasen.

a) Braunkohlengas Abhängigkeit des Teer- und Rußgehaltes von der Entfernung vom Gaserzeuger				b) Abhängigkeit von der Temperatur					
Teer g/nm ³	Staub g/nm ³	Temp. ° C	Entfernung vom Gaserzeuger m	Steinkohle		Braunkohlen- briketts		Rohbraunkohle	
				Temp. ° C	Teer g/nm ³	Temp. ° C	Teer g/nm ³	Temp. ° C	Teer g/nm ³
19	2	300	—	50	13	60	20	80	13
17	1	55	40	35	6,5	40	10	60	13
10	0,4	35	200	20	3,2	20	5	40	6,5
—	—	—	—	—	—	—	—	20	3,2

sagen, daß das Gas um so besser wird, je mehr man die Brennstoffschicht in Ruhe lassen kann³⁾. Unangenehm macht sich vielfach ein hoher Wassergehalt des Gases bemerkbar. Eine Entwässerung durch Abkühlung ist schlecht durchführbar, da mit der Abkühlung sehr starke Teeransätze in den Leitungen verbunden sind, besonders wenn man sie unter 50° treibt, was für eine entsprechende Entwässerung notwendig wäre (s. a. Zahlentafel 57)⁴⁾. Für die Gewinnung der Nebenerzeugnisse gilt dasselbe, was über die Entteerung des Steinkohlengeneratorgases gesagt wurde. Vergasungsergebnisse

¹⁾ Stickstoffgehalte zwischen 0,2 und 0,5%.

²⁾ Siehe auch Bd. I, S. 489. ³⁾ S. Bd. I, S. 493.

⁴⁾ Nach Herm. Becker (Vortrag a. d. Wärmetechn. Tagung d. Ges. d. Metallhütten- u. Bergleute). Auszugsw. Stahlisen 1925. S. 1213.

Nr.	CO ₂ %	CO %	H ₂ %	CH ₄ %	C ₂ H ₄ %	Teer und Ruß g/nm ³	Wasser g/nm ³	Gaserzeuger-Bauart
1	4,74	27,04	13,54	4,9	0,28	—	—	Drehrost, 2,6 m Durchmesser
2	3,5	32,0	12,5	2,5	—	—	—	Drehrost Thyssen
3	3–5	26–31	10–16	2–4	—	—	—	Drehrost mit trockener Austragung
4	8,43	25,99	18,61	3,25	—	—	—	—
5	3,4	31,5	11,0	2,5	0,2	21,5	56	—
H _u = 1680 kcal/nm ³ ; Flammtemperatur 1740° C.								
6	9,4	22,7	17,2	3,8	}	—	—	—
7	13,4	18,9	20,5	4,1				
8	5,0	28	17	1,5	—	—	—	Drehrost
9	6,35	28,16	17,57	2,95	0,20	35	150	Drehrost
H _u = 1995 kcal/nm ³ ; Flammtemperatur 1880° C.								

zeigt Zahlentafel 58. Die Temperatur des Gases am Gaserzeuger beträgt meist 300–400°. Zahlentafel 59 gibt die Zusammensetzung einiger Braunkohlenaschen wieder.

Nr. 1 neigt zum Zementieren, Nr. 2 bildet starke Ansätze bei saurem Futter, Nr. 3 verursacht allmähliches Verstopfen des Feuers.

Den Einfluß steigenden Dampfzusatzes hat unter anderem G. Müller für getrocknete Rohbraunkohle untersucht. Seine Ergebnisse zeigt Abb. 261¹⁾. Die Trocknung selbst muß sehr vorsichtig geschehen, am besten im Gleichstrom (wegen Überhitzungsgefahr). Der Brennstoff soll dabei eine Temperatur von 265° C nicht überschreiten, wenn man eine Austreibung der Schwelgase und den damit verbundenen Heizwertverlust vermeiden will. Die trockene Gasmenge je Kilogramm Braunkohle schwankt zwischen 1,8 und 2,2 nm³, die entsprechende Windmenge zwischen 1,3 und 1,6 nm³. Die

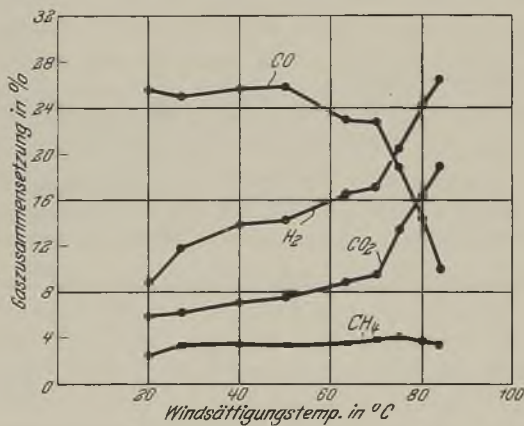


Abb. 261. Änderung der Braunkohlengas-Zusammensetzung bei wechselnder Windsättigung.

Durchsätze bewegen sich zwischen 120 und 200 kg je Quadratmeter Rostfläche.

Bezüglich der Vergasung von Torf und Holz sei auf die einschlägige Literatur verwiesen²⁾.

¹⁾ G. Müller: Über die Vergasung rheinischer Rohbraunkohle und ihren Verlauf bei Anwendung einer Vortrocknung. Braunkohle 1921. S. 1; auszugsw. Stahleisen 1923. S. 49 ff.

²⁾ Zum Beispiel G. Keppeler: Torfvergasung und Torfverkokung. Stahleisen 1926. S. 631; M. Klar: Holzverkohlung; Muspratt: Technische Chemie. Ergänzungsbd. 1, S. 470. Braunschweig 1917; Ljubimow: Umbau eines Gaserzeugers für Anthrazit für die Vergasung von Holz. Bote d. Metallindustrie 1923. S. 67.

tafel 58.

generatorgasanalysen.

Herkunft	Brennstoff									Quellen
	H _u kcal/kg	C %	H ₂ %	O ₂ %	N ₂ %	S %	H ₂ O %	Asche %	Durchsatz kg/m ²	
Böhmische Braunkohle	4212	45,6	3,8	—	12,8	0,4	32,8	4,6	160—190	K. Neumann: Stahleisen 1919. S. 1235.
Braunkohlenbriketts Union	5300	55,0	4,1	21,0	0,4	0,4	13,5	5,6	nicht angegeben	Roser: Stahleisen 1920. S. 349.
Westdeutsche Briketts	—	—	—	—	—	—	—	—	180	Donner: Stahleisen 1920. S. 565.
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Boettcher: Stahleisen 1921. S. 1027.
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Schwieger: Stahleisen 1920. S. 1033, Tafel 23.
Rheinische Braunkohle	1945	24,4	1,92	12,21	0,25	0,28	58,7	2,2	—	Müller: Braunkohle 1923. S. 1 ff.
Lausitzer Briketts	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Hennecke: Stahleisen 1925. S. 1603.
Lausitzer Briketts	4358	47,8	4,79	22,06	2,83	0,57	16,46	5,49	110—127	Unveröffentlichtes Durchschnittsergebnis eines Betriebes.

Zahlentafel 59.

Braunkohlenaschen, wie sie im Gaserzeugerbetrieb fallen.

Nr.	CaO %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	+ Fe ₂ O ₃ %	FeS %	H ₂ %	CO ₂ %	SO ₂ %	MgO %	Bemerkung
1	42,7	15,6	8,9		1,8	5,0	8,4	17,2	—	Nach Donner: Stahleisen 1920, S. 566.
2	32,7	5,5	—	—	—	—	—	—	—	Altland: Stahleisen 1920. S. 567.
3	24—27	16—23	3,5—3,9	30—31	—	—	—	19,2—11	0,3—1	Unveröffentlichte Durchschnittsergebnisse eines Stahlwerkbetriebes.

Ausführungsarten von Gaserzeugern.

Die älteste Ausführung von Gaserzeugern mit Dampfzusatz, die sich für kleinste Durchsätze bis zu etwa 3 t in 2 Stunden auch heute noch erhalten hat, ist der alte Siemens-Gaserzeuger mit Knüppelrost, wie ihn Abb. 262 als unterirdischen Schachtgaserzeuger¹⁾ darstellt. Bei den kleinen Durchsätzen wird in den Schütttrichter von Hand begichtet, dann wird der obere Deckel geschlossen, und nach Aufheben der unteren Klappen rutscht die Kohle in das Feuer. Zur Bearbeitung des Feuers sind Stochlöcher vorgesehen. Die Kohle ruht auf einem einfachen Knüppelrost. Wenn sich nach etwa 24 Stunden genügend Schlacke über dem Rost angesammelt hat, wird das Feuer „geröstet“. Zu diesem Zweck muß der Wind, der im Betrieb durch die Windzuführung unter den Rost geblasen wird, abgestellt und die Aschentüren geöffnet werden. Das Entschlacken selbst dauert etwa eine Stunde (je nach Beschaffenheit der Schlacke mehr oder weniger). Während dieser Zeit fällt die nutzbare Gaserzeugung des Feuers aus. Allerdings müssen während des Entschlackens die Stochlöcher

¹⁾ Ausführung der Poetter G. m. b. H. in Düsseldorf.

geöffnet werden (sonst Zerknall!), so daß durch den natürlichen Zug manchmal eine recht beträchtliche Menge von Kohlen vergast wird, die selbstverständlich als Verlust zu buchen ist. Vor dem Entschlacken, wozu 1—2 Mann nötig sind, wird vielfach die

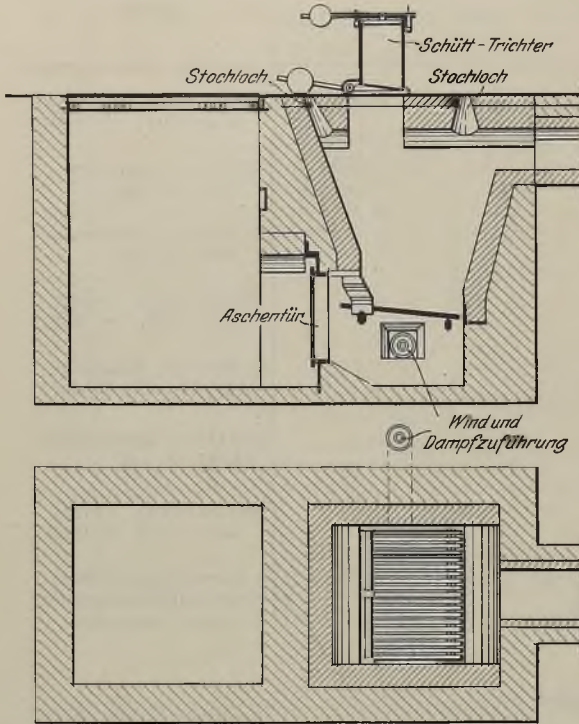


Abb. 262. Unterirdischer Schachtgaserzeuger von Poetter.

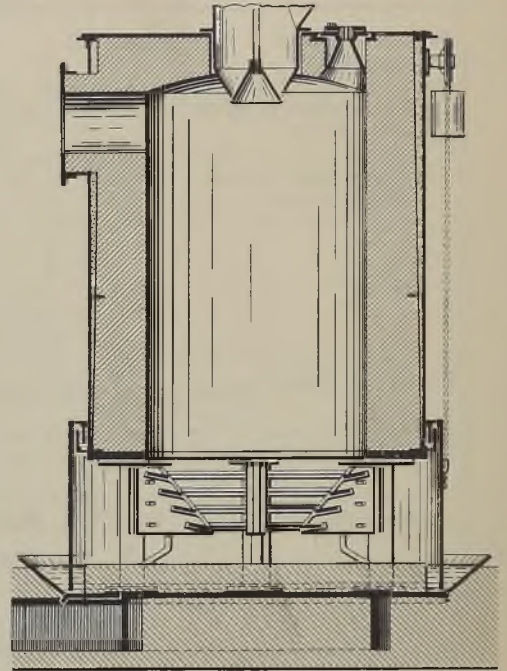


Abb. 263. Älterer Korbrostgaserzeuger.

Schlacke über dem Rost von unten her kalt gespritzt. Dabei entsteht ebenfalls unter Kohlenverlust eine heftige Wassergasentwicklung.

Trotz ihrer geringen Schütthöhe liefert diese Art Gaserzeuger meistens ein recht gutes Gas. Für Betriebe, die nur tagsüber arbeiten,

spielt außerdem der Zeitverlust während des Röstens keine allzu große Rolle; Kohlenverluste würden auch bei anderen Feuern, wenn auch nicht in dem Maße, durch das Nachgasen während der Betriebspause entstehen. Die Wärmebilanz eines solchen Feuers ergibt etwa 60% chemisch gebundene Wärme im Gas (Heizwert), 15% fühlbare Wärme im Gas, 7% Unverbranntes in der Asche, 2% Strahlverluste und 16% Leerlaufverluste.

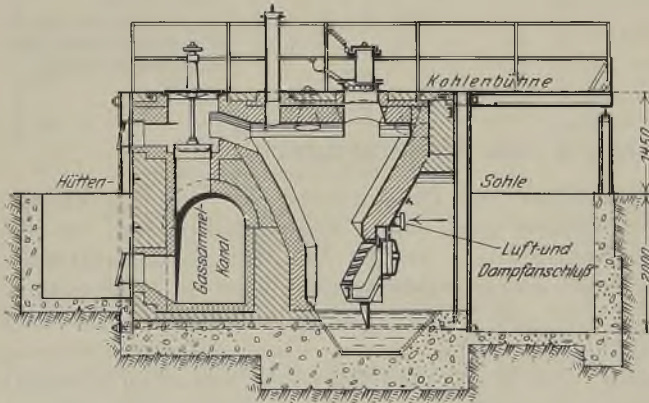


Abb. 264. Schrägrostgaserzeuger von Ruppmann.

Stelle des Knüppelrostes befindet sich ein sechs- oder achteckiger Korb von Roststäben oder Platten, der nach unten pyramidenförmig zuläuft (s. Abb. 263)¹⁾. Die Schlackenarbeit wurde hier dadurch erleichtert, daß man einen runden Blechmantel, der

Etwas später wurden daraus die Korbrostgaserzeuger entwickelt. Sie sind rund, und an

¹⁾ Nach Ledebur: Handbuch der Eisenhüttenkunde. 5. Aufl. (1906). S. 123. Abb. 20.

oben und unten in eine Wassertasse taucht, hochheben konnte. Dadurch war der Rost nach allen Seiten frei. Diese Ausführung konnte bei 2,5 m Durchmesser immerhin bis zu 10 t in 24 Std. durchsetzen. Sie eignet sich auch heute noch für Brennstoffe mit empfindlicher Asche. Im übrigen sind aber die wärmetechnischen Verhältnisse ebenso schlecht wie beim Schachtgaserzeuger mit Knüppelrost. Bei durchgehendem Betrieb muß wegen

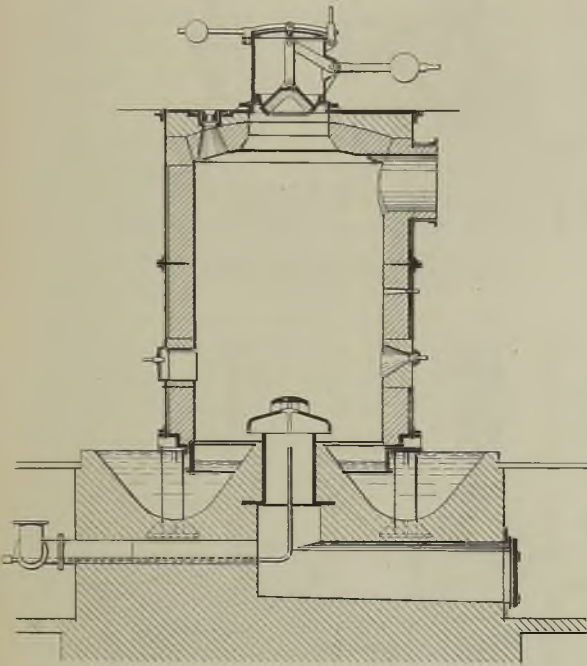


Abb. 265. Morgan-Gaserzeuger von Poetter.

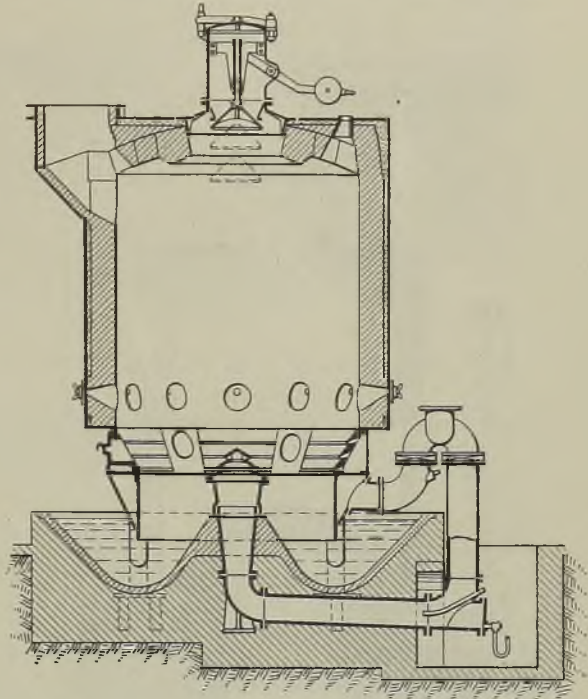


Abb. 266. Festrostgaserzeuger mit Korbrost und Aschenschüssel von Huth & Röttger.

der Rösterzeit stets ein Feuer mehr in Betrieb sein, als für die Rostleistung nötig wäre. An Bedienung muß man je Feuer einen Mann und außerdem noch je 5 Feuer einen Mann zum Rosten rechnen. Die Schlackenabfuhr in von Hand beladenen Kippwagen erfordert weitere Bedienung, je nach den Abfuhrmöglichkeiten.

Zahlentafel 60.

Leistungen von Festrostgaserzeugern mit Wassertasse je 24 Stunden.

Durchmesser m	Schachterschnitt m ²	Steinkohle		Braunkohle	
		Förderkohle 20% Staub, 10% Asche t	Förderkohle 40% Staub, 20% Asche t	Rheinische Braunkohle und Briketts t	Minderwertige Braunkohle t
1,15	1,0	2—3	1,5—2,5	3—4	2—3
1,5	1,75	3,5—4,5	2,8—3,5	5—6	3,5—4,5
1,8	2,5	5—6	4—5	7—8	5—6
2,0	3,1		6—9	7—10	6—7
2,25	4,0		8—10	9—12	7—9

Aus dieser Schilderung des Betriebes der alten Gaserzeuger gehen die Erfordernisse für eine neuzeitliche Gaserzeugeranlage klar hervor. Sieht man zunächst von der Brennstoffzufuhr und dem Abtransport der Schlacke ab, so fällt vor allem der Leerlaufs- und Zeitverlust in die Augen. Zur Überwindung des letzteren entstanden die Festrost-

gaserzeuger mit Wassertasse, deren ursprünglicher Typ für kleine Leistungen zum Schrägrostgaserzeuger geführt hat, wie er in Abb. 264 dargestellt ist¹⁾. Die Entschlackung geht während des Betriebes durch die Wassertasse mittels Kratzen vor sich. Diese Bauart vergast beim Betrieb mit Steinkohlen bei 1,8 m Zellenbreite 4,5 t je 24 Std, bei 1,2 m 2,5 t je 24 Std.

Für größere Leistungen entstanden die Morgangaserzeuger, denen derselbe Gedanke zugrunde lag, wie der in

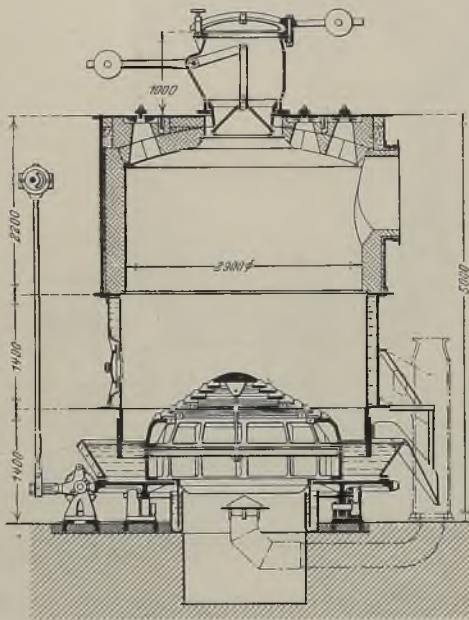


Abb. 267. Normaler Drehrostgaserzeuger mit wassergekühltem Mantel der Gutehoffnungshütte.

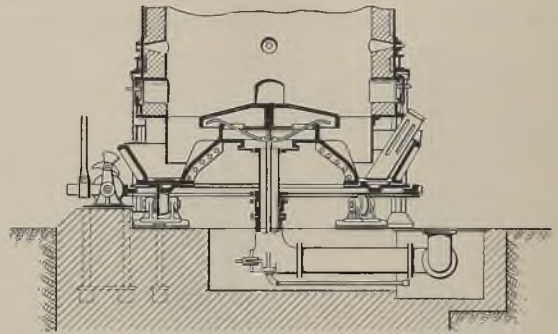


Abb. 268. Drehrost von Poetter.

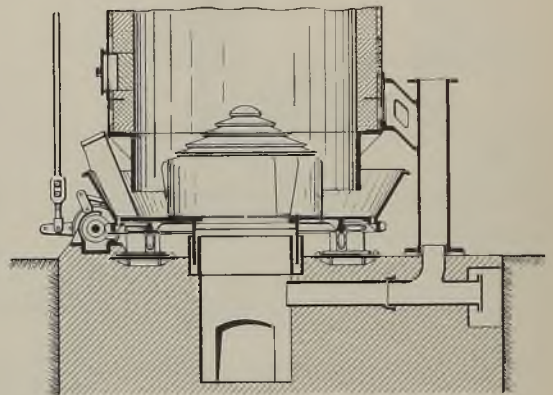


Abb. 269. Drehrost von Lauchhammer.

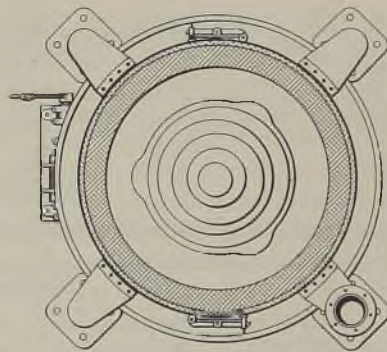
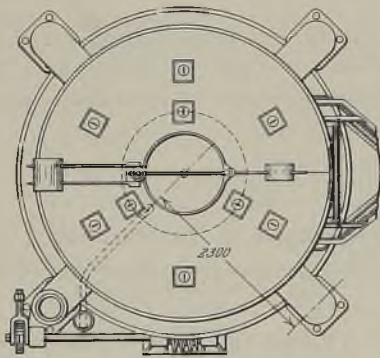


Abb. 265 wiedergegebenen Ausführung²⁾. Hier erfolgt das Abziehen der Schlacke um den haubenförmigen Rost herum ebenfalls von Hand durch die Wassertasse während des Betriebes. Zur Verhinderung des Anbackens der Schlacke an den Schacht ist bei manchen Bauweisen die Einführung von Peripheriedampf vorgesehen. Eine Weiterbildung dieser Gaserzeuger ist der Gaserzeuger nach Abb. 266³⁾. Er sieht neben der üblichen Windzuführung durch die Mitte noch eine Windzuführung am Umfang vor.

¹⁾ Ausführung von W. Ruppmann in Stuttgart.

²⁾ Ausführung der Poetter G. m. b. H. in Düsseldorf.

³⁾ Ausführung von Huth & Röttger G. m. b. H. in Dortmund.

Dabei ist der Umfang korbformig ausgestaltet. Solche Gaserzeuger haben je nach Durchmesser Tagesleistungen, wie sie in der Zahlentafel 60 zusammengestellt sind.

Zur Umgehung der Entschlackung von Hand wurden zunächst von A. von Kerpely die Drehrostgaserzeuger ausgebildet. Der Grundgedanke ist die Anordnung einer auf Rollen drehbaren Aschenschüssel an Stelle der Wassertasse der Festrostgaserzeuger: Ein feststehendes Schwert an der Stelle, wo die Asche entfernt werden kann, dient als Aschenräumer. Die Aschenschüssel trägt gleichzeitig den kegelförmig und meist etwas exzentrisch ausgebildeten Rost, der sich mit ihr dreht. Die Unterschiede der einzelnen Ausführungen durch die Gaserzeuger bauenden Firmen bestehen hauptsächlich in der Ausbildung dieses Rostes. Die dabei angestrebten Ziele sind gleichmäßige Windverteilung über den gesamten Gaserzeugerquerschnitt und Ausnutzung der Drehbewegung des Rostes zum Auflockern und Zermahlen der Schlacke.

Die Ausführungsformen selbst sind so mannigfaltig, daß es unmöglich ist, an dieser Stelle eine Übersicht darüber zu geben. Als Beispiel für die Anordnung des Drehrostgaserzeugers im ganzen diene die Abb. 267¹⁾. Die Zermahlung der Schlacke wird hier durch die polygonale Ausbildung des unteren Teiles der Rostpyramide angestrebt. Die Anordnung des wassergekühlten Mantels bezweckt ähnlich wie Peripheriedampfführung die Verhinderung des Festbackens der Schlacke. Dieser Gaserzeugerbauart entstammen die Betriebsergebnisse Nr. 13 in Zahlentafel 55.

Ein weiteres Beispiel eines Drehrostes zeigt Abb. 268, der eine Auflockerung der Schlackenzone durch sternförmige Ausbildung der Rosthaube beabsichtigt²⁾. Abb. 269 gibt eine Ausführung, in der durch exzentrische Ausbildung des zylindrischen Rostunterbaues eine stärkere Mahlwirkung angestrebt wird³⁾. Neuerdings wird versucht, die radiale Bewegung der Schlacke durch entsprechenden Rostunterbau zu begünstigen. Beispiel hierfür ist einmal die Abb. 270⁴⁾. Besonders stark und mit der Absicht, ein gleichmäßiges Niedergehen der Beschickung über den ganzen Querschnitt hervorzurufen, ist ferner dieser Gedanke in dem Fräserrost (Abb. 271) betont⁵⁾.

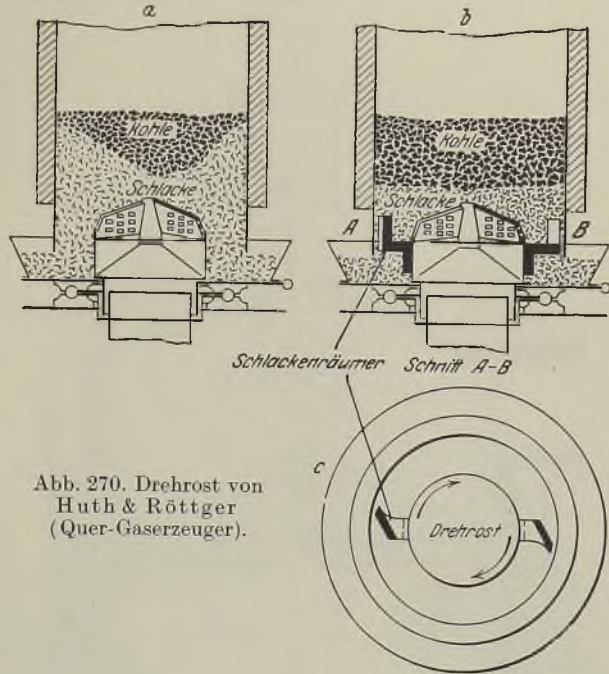


Abb. 270. Drehrost von Huth & Röttger (Quer-Gaserzeuger).

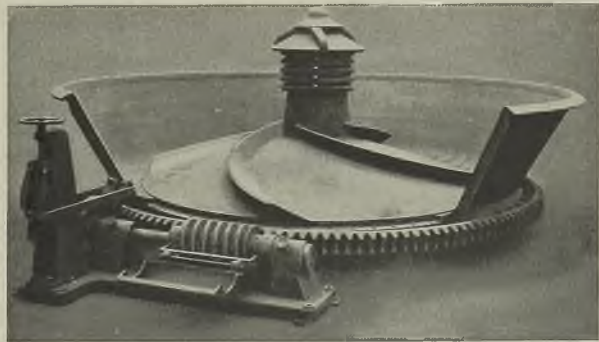


Abb. 271. Fräserrost der Allgemeinen Vergasungsgesellschaft.

¹⁾ Ausführung der Gutehoffnungshütte in Oberhausen (Rheinland).

²⁾ Ausführung der Poetter G. m. b. H. in Düsseldorf.

³⁾ Ausführung von Lauchhammer-Rheinmetall A.-G., in Lauchhammer (Sachsen).

⁴⁾ Ausführung von Huth & Röttger, G. m. b. H., in Dortmund.

⁵⁾ Ausführung der Allgemeinen Vergasungsgesellschaft G. m. b. H., in Berlin-Halensee.

Während die Drehrostgaserzeuger durch den Wegfall der Entschlackungsarbeit eine gewisse Bearbeitung der Schlackenzone und durch Ermöglichung der mechanischen Schlackenentfernung (Schüttelrutschen) eine gewisse Durchsatzvergrößerung erreichen, — die Durchsätze betragen 70—120 kg Steinkohle je Quadratmeter Schachtquerschnitt und Stunde, 140—200 kg gute Braunkohle oder Braunkohlenbriketts je Quadratmeter und Stunde —, erstreben mechanische Stochevorrichtungen eine weitere

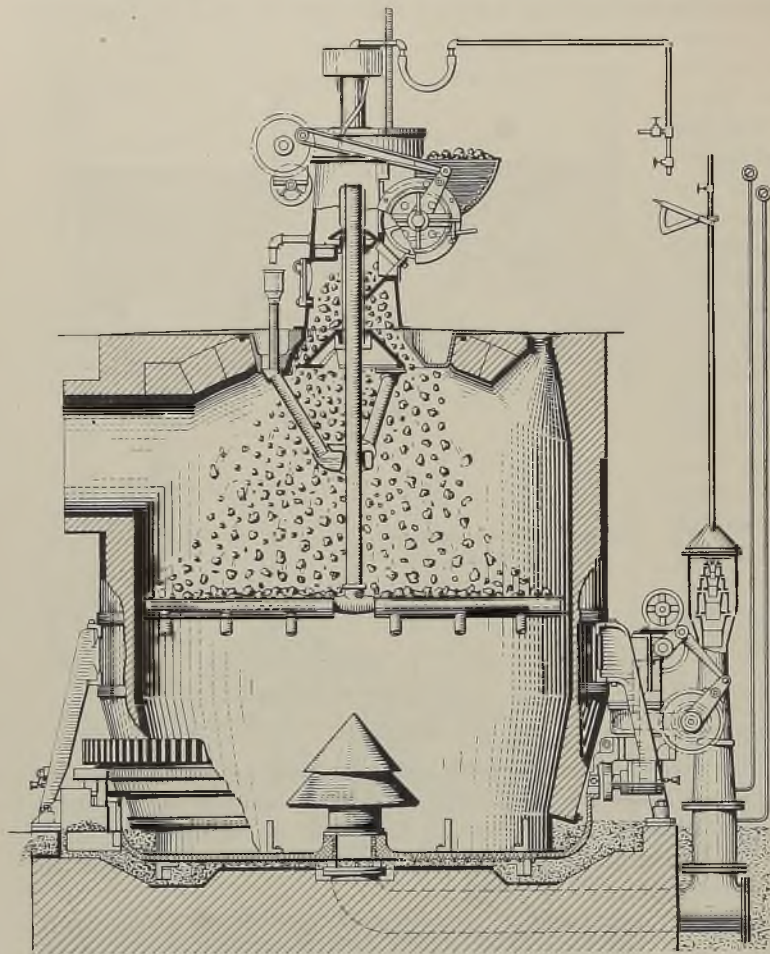


Abb. 272. Rührwerk der Mindoga-Chapman-Gesellschaft.

und Zeit der Bearbeitung der Schlacke zuwenden kann. Die Ausführung sieht gleichzeitig eine ununterbrochene, mechanische Brennstoffaufgabe vor. Der Erfolg dieser Einrichtung

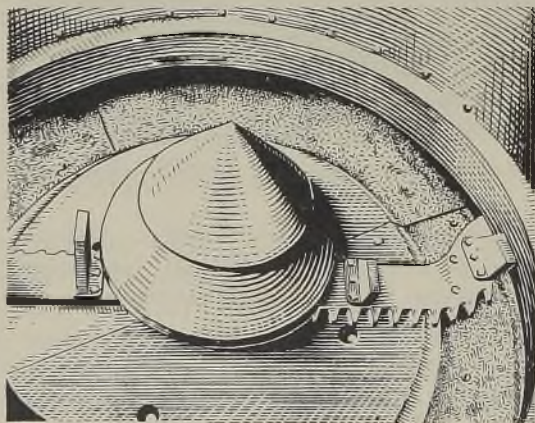


Abb. 273. Aschenaustragung der Mindoga-Chapman-Gesellschaft.

Durchsatzsteigerung durch Verminderung der Stocharbeit¹⁾. Derartige Bauarten befinden sich in Deutschland neuerdings noch im Versuchstadium²⁾. Dagegen hat sich neuerdings das Rührwerk der Mindoga-Chapman-Co. in Essen (Abb. 272) auf vielen Werken eingeführt. Ähnliche Einrichtungen baut Poetter, G. m. b. H., in Düsseldorf. Sie lassen sich in jeden beliebigen Drehrostgaserzeuger einbauen und nehmen dem Stocher die Arbeit der Brennstoffverteilung ab, so daß er seine ganze Kraft

ist die Steigerung der Durchsatzmöglichkeit auf über das Doppelte der normalen. Die ununterbrochene Brennstoffaufgabe erzielt ein vollständig gleichmäßiges Gas, da die stoßweise Entwicklung der Destillationsgase, wie sie die partienweise Aufgabe des Brennstoffs mit sich bringt, aufhört. Mit dieser Einrichtung wurden in einem Gaserzeuger von 3 m Durchmesser (Bauart Gutehoffnungshütte) bis zu 40 t Nußkohlen in 24 Stunden im Dauerbetrieb durchgesetzt.

¹⁾ Eine Reihe solcher Konstruktionen, durchwegs amerikanischer Herkunft, findet man in dem Aufsatz von K. Quasebart in Muspratt: Handbuch der technischen Chemie, Ergänzungsband 1, 1, S. 436 zusammengestellt.

²⁾ z. B. Barth & Hellwig. Düsseldorf.

Das Gas war sehr gut. Schwierigkeiten machte auf die Dauer nur die starke Entwicklung von koksartigem Flugstaub, zumal in der Anlage zwischen Kanälen und Gaserzeugern kein Staubsammler vorgesehen war. Die Rostanordnung in Abb. 273 entspricht einem neuzeitlichen gezackten Fräserrost, wie er von der Mindoga-Gesellschaft gebaut wird. Für zementierende Aschen, die eine Austragung durch Wassertasse nicht vertragen, baut die Gutehoffnungshütte in Oberhausen (Rheinland) Feuer mit trockener Aschenaustragung, wie sie Abbildung 274 zeigt. Der Vollständigkeit halber sind in Abbildung 275 u. 276 noch zwei neuere Typen der bei der Besprechung der Vergasung von Koks und Brennstoffabfällen erwähnten Abstichgaserzeuger wiedergegeben. Abb. 275 zeigt den Würth-Gaserzeuger¹⁾ und Abb. 276 den Abstichgaserzeuger der Georgs-Marienhütte²⁾.

Zu den wichtigsten Armaturen, die an allen Gaserzeugersystemen gemeinsam anzutreffen sind, gehören die Stochverschlüsse. Bei Steinkohle beträgt die Stochzeit, d. i. die Zeit, in der der Bedienungsmann des Feuers mit seiner Stochstange die Brennstoffschicht bearbeitet, im Regelfall 12 Stunden je Tag, also 50% der tatsächlichen Betriebszeit. Infolge des Herausziehens der Stange zum Wechseln kann man rechnen, daß das Stochloch ungefähr $\frac{1}{4}$ der Stochzeit seine volle Öffnung freigibt, wogegen während der übrigen Stochzeit nur der Ringraum zwischen Stange und Stochloch zum Ausblasen in Frage kommt. Werden gar keine Maßregeln getroffen, um das Ausblasen zu verhindern, so kann man je nach der Temperatur des Gases mit einem täglichen Verlust von 650 nm³ (bei 700° Gastemperatur) bzw. 800 nm³ (bei 400° Gastemperatur) rechnen, unter der Voraussetzung, daß bei einem Stochloch-Durchmesser von 50 mm und einem Stangendurchmesser von 30 mm der Überdruck im Feuer 50 mm WS beträgt. Ganz abgesehen von der Belästigung der Bedienungsmannschaft durch das ausströmende Gas würde dieser Verlust je nach dem Durchsatz des Feuers etwa 2–5% der erzeugten Gasmenge ausmachen. Eine Verkleinerung des Stochlochdurchmessers im Verhältnis

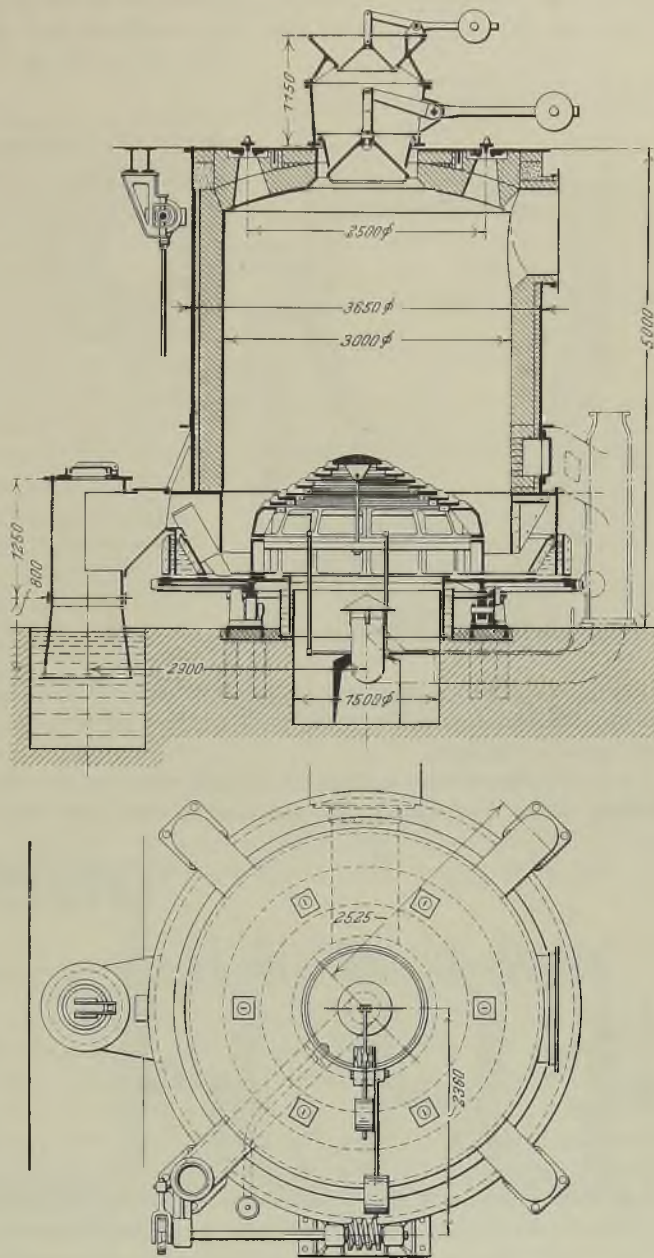


Abb. 274. Trockene Aschenaustragung der Gutehoffnungshütte.

¹⁾ Stahleisen 1918. S. 653. ²⁾ Stahleisen 1918. S. 704.

zum Stangendurchmesser ist wegen der notwendigen Bewegungsfreiheit nicht durchführbar. Zur Verringerung dieser Verluste lassen sich zwei Wege beschreiten:

1. Abdichtung des Zwischenraumes zwischen Stochstange und Stochloch durch bewegliche Dichtungen. Hierher gehören der dicht an die Stange sich anschließende lose Ring, der sich beim Stochen über das Stochloch legt, wohl die älteste Abdichtung dieser

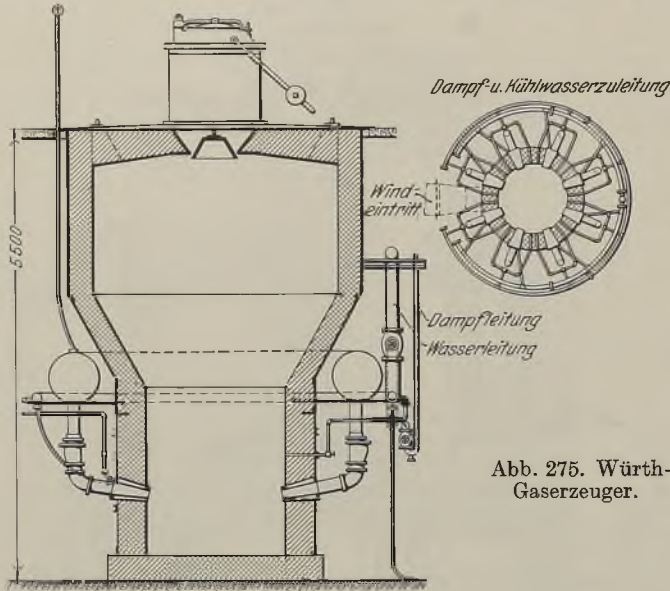


Abb. 275. Würth-Gaserzeuger.

Art. Besser ist schon der Kugerverschluß nach Abbildung 277, der besonders bei stark teerenden Feuern außerordentlich dicht hält. Unangenehm ist nur das Hängenbleiben der Kugel an verbogenen Stochstangen. Endlich gehören hierher auch die unmittelbar über dem Stochloch angebrachten breiten Preßluftdüsen, die darüber hinwegblasen und so durch einen Luftschleier den Gasaustritt verhindern sollen. In der Praxis ist jedoch ihre Einstellung nie so genau einzuhalten, daß dies auch geschieht. Dann beschränkt sich ihre Wirkung darauf, daß sie das Gas fortblasen und so eine Belästigung des stochnenden Bedienungsmannes vermeiden.

Dafür wird unter Umständen der Stocher des Nachbarfeuers in eine dichte Gaswolke gehüllt. Überdies ist der Preßluftverbrauch dieser Einrichtung ein ziemlich hoher.

2. Einblasen von Luft oder Dampf während des Stochns. Grundbedingung für den Erfolg dieses Verfahrens ist, daß die Dampf- oder Luftführung im Stochloch auch der

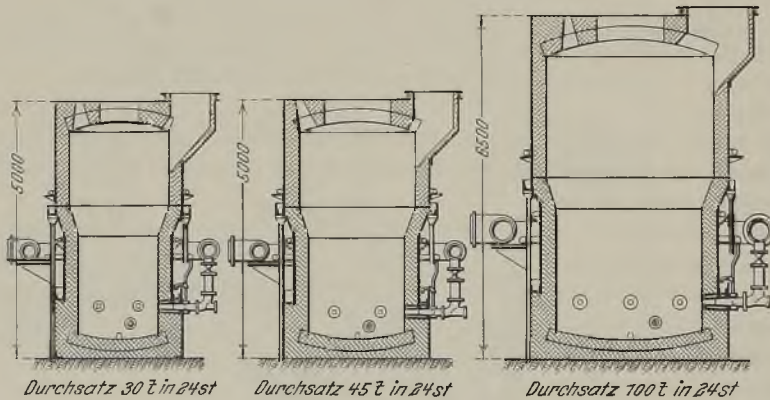


Abb. 276. Abstichgaserzeuger der Georgsmarienhütte.

Abnutzung durch die Stochstange gewachsen ist. Mit Rücksicht auf die durch das Einblasen verursachte Gasverschlechterung wird das Bestreben der Bauweise außerdem dahin gehen, mit möglichst wenig Luft oder Dampf auszukommen und vor allem zu verhindern, daß durch Vergeßlichkeit der Bedienung auch bei geschlossenem Stochloch Luft oder

Dampf weiter in den Gaserzeuger eingeblasen werden. Die Verwendung von Preßluft und Dampf ist teuer. Da 1000 m³ angesaugte Preßluft 4—6 Mk. und 1000 kg Dampf 3—4 Mk. kosten, so ist es wirtschaftlicher, die Stochlochverschlüsse mit Luft aus der Windleitung der Gaserzeuger zu betreiben. Den Ventilatorwind wird man mit 10—20 Pf. je 1000 m³ einsetzen können. Gewöhnlich sind die einzelnen Verschlüsse an eine Ringleitung angeschlossen, die an einer Stelle eine Verbindung zur Preßluft-, Dampf- oder Gaserzeugerwindleitung besitzt. Im letzteren Falle muß für reichliche Querschnitte Sorge getragen werden (Zuleitung 50 mm Durchmesser, Abzweige zu den einzelnen Verschlüssen 30 mm

Durchmesser, Vermeidung von scharfen Ecken und Krümmungen). Gerade die Nichtbeachtung dieses Umstandes führt häufig zu Mißerfolgen. Als Beispiel eines solchen Verschlusses ist die von Spetzler-Ruppmann durchgebildete Form in Abb. 278 wieder gegeben. Die Verbindung zwischen den Stochlochstopfen und dem Absperrhahn der Luftleitung macht den Verschluß von der Vergeßlichkeit der Bedienung unabhängig¹⁾.

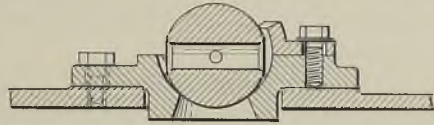


Abb. 277. Kugel-Stochlochverschluß.

Ebenfalls unabhängig vom Gaserzeugersystem ist die Anordnung eines Wassermantels. Nach Messungen im Betriebe des in Abb. 267 dargestellten Gaserzeugers mit einem Durchsatz von rund 5 000 000 kcal/st wurde ein Wasserverbrauch von 6—8 m³ je Stunde bei einer Kühlwassererwärmung von 26 auf 38° ermittelt. Dies entspricht 84 000 kcal/st oder rund 1,7% des Wärmedurchsatzes. Allerdings sind die Kühlmantelverluste proportional dem Umfang. Man wird also überschlägig 9—10 000 kcal je Meter Umfang als Verlust einsetzen müssen.

Die Vorteile der Kühlmäntel bestehen vor allem in der Verminderung der Schlackenansätze auch bei Schlacken, die an sich schwierig zu behandeln sind. Die Lebensdauer der Kühlmäntel kann bei guter Ausführung 3—4 Jahre im Dauerbetrieb erreichen. Wesentlich ist die gute Ausführung der Vernietung. Man wird es nach Möglichkeit überhaupt vermeiden, Nieten in der Feuerzone anzuordnen (s. Ausführung Gutehoffnungshütte, Abb. 267). Kleinere Beschädigungen können anstandslos, auch in der Feuerzone, verschweißt werden. Diesen an sich geringen Reparaturkosten steht bei gemauertem Mantel der

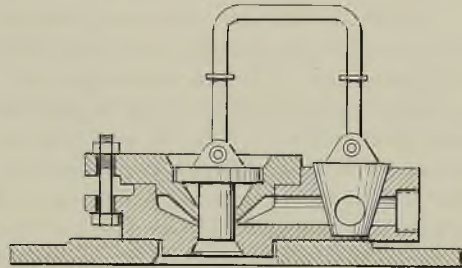


Abb. 278. Luft-Stochlochverschluß.

Steinverbrauch zu Erneuerung des beschädigten Mantelfutters bei ungekühlten Gaserzeugermänteln gegenüber, der sich selbstverständlich sehr stark nach der chemischen Beschaffenheit der Schlacke und dem Umstand richtet, ob die Feuer heiß oder verhältnismäßig kalt betrieben werden. Da sich mit und ohne Kühlmantel ein Gas gleicher Zusammensetzung erzielen läßt, liegt die Vermutung nahe, daß der durch ihn hervorgerufene Wärmeverlust hauptsächlich die fühlbare Wärme des Gases verringert und infolgedessen nicht so sehr ins Gewicht fällt.

Gaserzeugeranlagen in ihrer Gesamtanordnung.

Die bei der Anordnung der Gesamtanlage von Gaserzeugern zu berücksichtigenden Gesichtspunkte sind teils transporttechnischer, teils wärmetechnischer Art. Sobald man sich für eine der Art des zu vergasenden Brennstoffes entsprechende Bauart des Gaserzeugers entschieden hat, wird man sich über die Größe der einzelnen Einheiten schlüssig werden müssen. Schon aus Gründen der Reserve wird man die zu verlangende Leistung nicht leicht einem einzigen Feuer aufbürden. Viele kleine Einheiten dagegen verursachen hohe Löhne, da man doch bei den meisten Brennstoffen einen Bedienungsmann je Feuer rechnen muß. Die Transportfragen betreffen die Zufuhr des Brennstoffes und die Abfuhr der Schlacke. Endlich sind Einrichtungen zum Abbau ausbesserungsbedürftiger Feuer, zum Heranschaffen von Reserveteilen (Auswechslung der Rosthaube u. dgl.) vorzusehen. Bis zu einem Durchsatz von 4—5 t hat der Bedienungsmann des Feuers bei normalem Brennstoff Zeit genug, die auf der Bühne aufgestapelten Kohlen mit der Schaufel aufzugeben. Für die Verladung vom Eisenbahnwagen auf die Bühne müssen dagegen bereits eigene Einrichtungen oder Arbeitskolonnen vorhanden sein. Bei nicht zu großem Höhenunterschied kann man für die Verladung 3—7 t je Mann und Stunde,

¹⁾ Weitere Stochlochverschlüsse siehe: Gust. Neumann, Düsenverschlüsse für Gaserzeuger. Mitt. d. Wärmestelle Düsseldorf Nr. 54. Die dort durchgeführte Überschlagsrechnung der Verluste mit $\frac{1}{6}$ Stochzeit der Betriebszeit dürfte bloß bei sehr gutartigen Feuern zutreffen.

je nach den örtlichen Verhältnissen rechnen. Bei größeren Anlagen wird man zweckmäßig Bunker vorsehen. Für die Größe der Bunker wird man die Regelmäßigkeit der Brennstoffzufuhr in Rücksicht ziehen. Im allgemeinen findet man Bunkergrößen für den fünf- bis siebenfachen Tagesdurchsatz des zugehörigen Feuers. Bekohlt werden die Bunker durch die üblichen Fördereinrichtungen (Greiferkran, Transportbänder, Elektrohängebahn usw.).

Die Mechanisierung der Schlackenabfuhr ist im allgemeinen nur bei Drehrostgaserzeugern möglich. Bei Handentschlackung und Abfuhr der Schlacke durch Kippwagen wird man auf fünf Feuer mit zwei Mann auskommen. Bei mechanischer Schlackenabfuhr arbeiten die Drehroste meist auf einer Schüttelrutsche, welche die gesamte Schlacke am Ende der Gaserzeugerreihe in ein Fördergefäß schafft (Kraftbedarf einer Schüttelrutsche für 8 Feuer 8–10 PS). Der Antrieb der Drehroste geschieht meist durch einen Motor von einer gemeinsamen Welle aus mittels Exzenter, die über ausrückbare Sperrgetriebe oder Klemmbackenräder auf die Schnecke des Drehrostes arbeiten. Die Antriebskraft je Rost beträgt etwa 2 PS.

Für die Windförderung durch elektrisch angetriebenen Ventilator wird man je 100 mm WS Winddruck und 1000 m³ stündlicher Leistung etwa 0,8 PS rechnen müssen. Mit Rücksicht auf Stromstörungen ist eine Signalanlage zur Gaserzeugerbühne unbedingt erforderlich, da sonst bei Ausbleiben des Stromes das Gas in die Windleitung zurückdrückt und dort schwere Explosionen hervorrufen kann. Aus diesem Grunde ist auch die Anbringung mehrerer Explosionsklappen in der Windleitung unbedingt erforderlich. Das Innere des Rostes wird meistens durch einen Schacht von außen zugänglich gemacht, dessen Abschluß durch eiserne Türen oder dgl. bewerkstelligt wird (Kellertüren). Sehr zweckmäßig ist bei größeren Gaserzeugeranlagen die Anordnung einer Dampfturbine als Reserveantriebsmaschine, die selbsttätig bei Stromstörungen anläuft, so daß ein Stillstand des Ventilators überhaupt nicht eintritt. Andere Vorschläge gehen dahin, den Wind von vornherein durch einen Ventilator mit Dampfturbinenantrieb erzeugen zu lassen und den Abdampf der Turbine als Zusatzdampf für die Feuer zu verwenden. Die Wirtschaftlichkeit dieses Verfahrens wird stark von örtlichen Verhältnissen abhängen. Die Windzuführung durch Dampfstrahlgebläse kann heute ohne weiteres als unwirtschaftlich und überholt bezeichnet werden, zumal man in diesem Fall die Höhe des Dampfzusatzes nicht in der Hand hat.

Die Dampfzufuhr geschieht heute in den meisten Fällen durch einfache Dampfdufen unter dem Rost. Bei Schlacken, die zum Ansetzen neigen, wird vielfach auch eine ringförmige Dampfzuführung in der Höhe der Feuerzone am Umfang des Mantels vorgesehen. Die Verwendung von Frischdampf mit verhältnismäßig hoher Spannung, die noch häufig anzutreffen ist, erklärt sich daraus, daß auf den meisten Werken der Dampf bezug von vorhandenen Kesselbatterien, die in der Hauptsache für andere Zwecke arbeiten, möglich ist. Arbeiten diese Kesselbatterien mit sehr schwankendem Dampfdruck, so wird man zweckmäßig vor der Gaserzeugeranlage einen Dampfdruckregler vorsehen, der selbsttätig einen gleichbleibenden Dampfdruck einstellt und so die Dampfeinstellung an den Feuern von der Kesselbatterie unabhängig macht. Dieser Druck kann je nach den Durchmessern der vorhandenen Dampfleitungen zu den Feuern verhältnismäßig niedrig gehalten werden (2 at und darunter). Eine Isolierung der Dampfleitung ist selbstverständlich. Überhitzung ist nicht unbedingt nötig. Bei 20% Dampfzusatz und Mk. 3.50 Dampfpreis je Tonne betragen die Vergasungsdampfkosten 70 Pf. je Tonne Kohle. Da bei genügend großen Leitungen auch Dampfdrücke von $\frac{1}{2}$ at ausreichen, wird man bei Vorhandensein von Abdampfquellen selbstverständlich diese ausnutzen. Bei der Anlage von Windsättigern unter Ausnutzung der fühlbaren Wärme des erzeugten Gases oder durch Verbrennung eines Teiles desselben oder endlich unter Ausnutzung vorhandener Ofenanlagen macht man sehr häufig die Beobachtung, daß ein großer Teil der ersparten Dampfkosten durch die Reparaturkosten und Verzinsung dieser Anlagen wieder ausgeglichen wird. Dies mag wohl auch mit ein Grund sein, warum sich diese Anlagen so schwer durchsetzen. Bei den Windsättigern ist überdies zu beachten, daß vollkommene Sättigung der Luft nur sehr schwer zu erreichen ist und daß ferner in den zur Anwendung kommenden Temperaturbereichen der Feuchtig-

keitsgehalt der Luft von etwa 50° je 5° Temperaturschwankungen um etwa 25 g je nm^3 , d. i. um $7,5\%$ je kg Kohle bei einem Windverbrauch von 3 nm^3 je kg Kohle schwankt (s. a. Zahlentafel 51). Eine gut durchdachte Windsättigungsanlage ist z. B. der Verdampfer von Bender und Främbs (Abb. 279).

Die Fortleitung des Gases zu den Öfen hat folgende Forderungen zu berücksichtigen:

- a) Möglichste Erhaltung der fühlbaren Wärme.
- b) Vermeidung von Undichtheiten.
- c) Vermeidung von Verstopfungsgefahr durch Ruß und Staub.
- d) Vermeidung von Explosionsgefahr beim Abstellen und Anblasen.

In Anwendung kommen je nach Lage des Schrottplatzes oberirdische Rohrleitungen, unterirdische Kanäle oder endlich unterirdisch in Kanälen verlegte Rohrleitungen. Für alle Ausführungen gemeinsam dient zur Befriedigung der Forderung a in erster Linie die Wahl des kürzesten Weges, in zweiter Linie Isolierung. Letztere ist besonders für hochliegende, Wind und Wetter ausgesetzte Rohrleitungen von Wichtigkeit. Für Kanäle rechnet man je Längeneinheit einen Temperaturverlust von $3-6^{\circ}$.

In bezug auf Forderung b sind unterirdische Kanäle am schlechtesten daran, zumal bei stark periodischem Betrieb mit großer Stillstandsdauer.

Forderung c verlangt große Querschnitte. Außerdem ist zu beachten, daß im Gas beim Durchlaufen des Temperaturbereiches von 500

bis 400° starke Rußausscheidungen infolge chemischer Umsetzungen der schweren Kohlenwasserstoffe stattfinden. Bei durchgehendem Betrieb müssen die Gaswege durch einmaliges Ausblasen am Sonntag und ein- bzw. zweimalige Generalreinigung im Jahre so weit frei gehalten werden können, daß sich praktisch in der eigentlichen Betriebszeit Verstopfungen nicht bemerkbar machen. Für das Ausblasen müssen besonders in der Nähe von Ecken genügend Öffnungen in der Leitung vorhanden sein. Staubsackansätze an Rohrleitungen bewähren sich meistens nicht, da in ihnen der Staub und Ruß infolge seines Teergehaltes leicht verkrustet, es sei denn, daß sie stark ausgemauert und isoliert sind. Letzteres gilt auch für die Staubsammler hinter den Feuern. Unterirdisch gemauerte Kanäle lassen sich mit weniger Kosten entsprechend großräumig ausführen als Rohrleitungen. Ist man trotz Grundwasser zur Verlegung unterirdischer Rohrleitungen gezwungen, eine Ausführung, die zwar teuer, aber vor allem dicht und wärmeundurchlässig ist, so muß auf die Zugänglichkeit der Ausblaseöffnungen besonderes Augenmerk gelegt werden.

Zu Forderung d ist zu bemerken, daß vor allem tote Ecken vermieden werden. Explosionsklappen werden in erster Linie an den Standrohren angebracht. Bei jedem Feuer sollte mindestens eine so eingebaut sein, daß sie von der Bühne aus im Fall des Versagens der Windzufuhr schnell aufgerissen werden kann.

Der Abschluß der Feuer vom Gasleitungsnetz geschieht entweder durch Schieber in Form von einfachen Blechen, die im Standrohr eingeschoben und nachträglich durch ein oberhalb gelegenes Mannloch mit Lehm oder Formsand dicht gemacht werden können, oder durch Eckventile. Aber auch diese müssen so angeordnet sein, daß sie nach ihrem

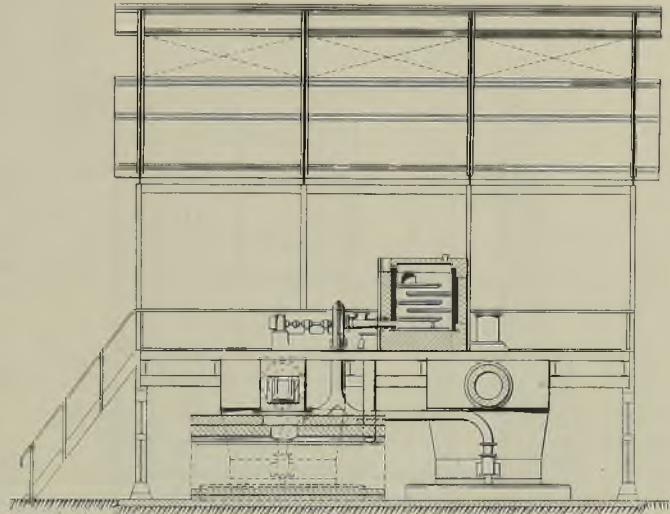


Abb. 279. Verdampfer von Bender und Främbs.

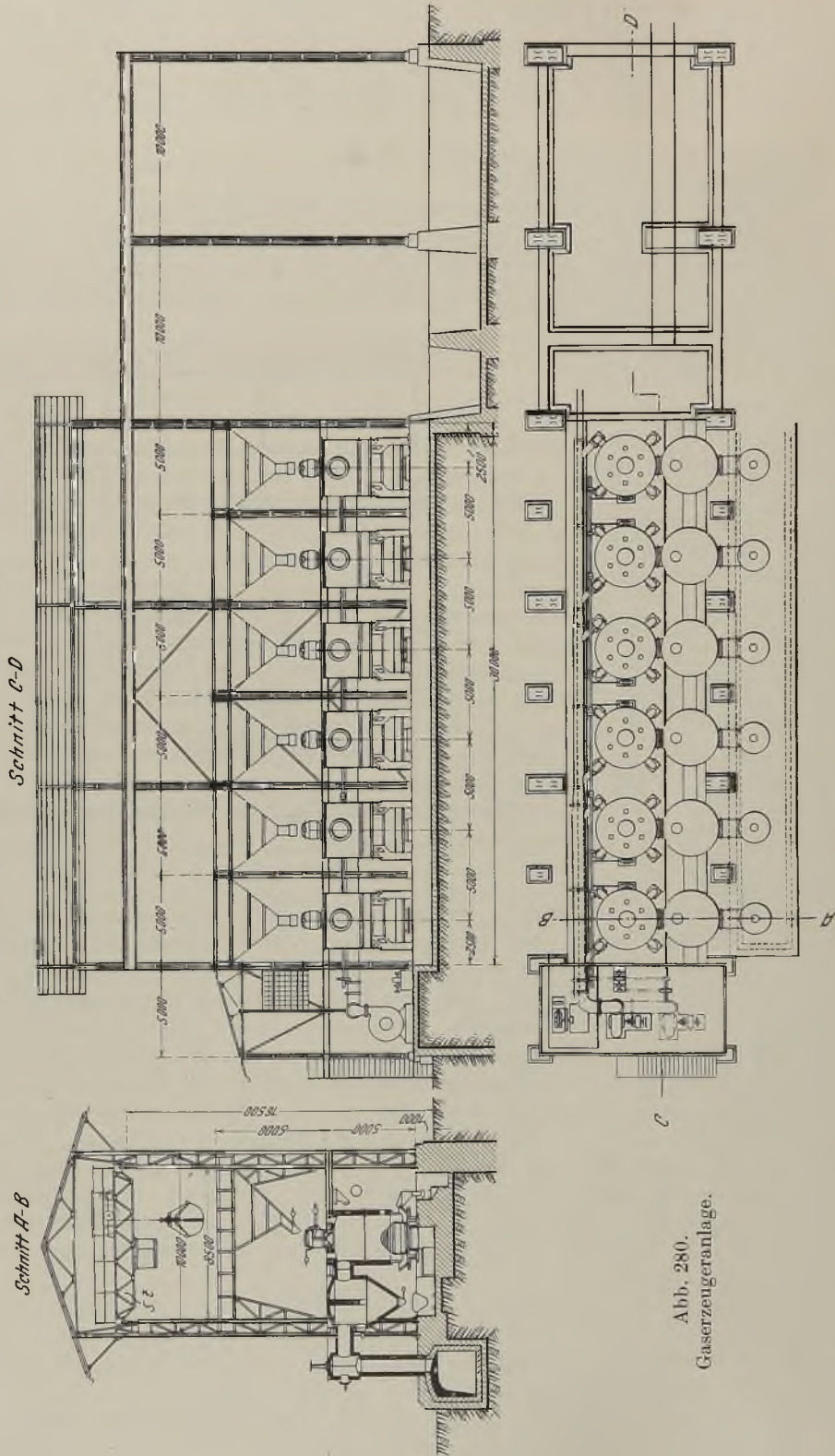


Abb. 280.
Gaserzeugeranlage.

Schluß noch mit Lehm oder Sand dicht geworfen werden können, da bei den hohen Temperaturen kein Ventil und kein Schieber auf die Dauer selbstdichtend wirkt.

Die Gesamtansicht einer von der Gutehoffnungshütte ausgeführten Gaserzeugeranlage zeigt Abb. 280.

Vergasungskosten.

Die gesamten Gaskosten je Normalkubikmeter, wie sie bei der Verrechnung zwischen einer gasliefernden und gasverbrauchenden Abteilung eines Werkes aufgestellt werden müssen, setzen sich zusammen aus den Brennstoffkosten und den Vergasungskosten. Unter Vergasungskosten sind sämtliche Ausgaben zu verstehen, welche gemacht werden müssen, um den Brennstoff frei Werksbahnhof in nutzbares Gas an der Verbrauchsstelle überzuführen. Die Vergasungskosten bestehen demnach aus:

1. Transportkosten für den Brennstoff im Werk
 - a) vom Werksbahnhof zur Gaserzeugeranlage,
 - b) vom Eisenbahnwagen in den Fülltrichter des Gaserzeugers.
2. Löhne der Bedienungsmannschaft
 - a) Stocher einschließlich Vorarbeiter und Aufsicht,
 - b) Maschinisten.
3. Abtransport der Schlacke
 - a) Entfernung der Schlacke aus dem Feuer,
 - b) Abtransport der Schlacke von der Gaserzeugeranlage zur Schlackenhalde.
4. Verbrauch an Brennstoff für Leerlauf (Nachgasen der Feuer bei Stillstand) und Undichtheitsverluste.
5. Instandhaltungskosten.
6. Tilgung und Verzinsung des Anlagekapitals.

Beim Vergleich verschiedener Anlagen mit gleichem Brennstoff untereinander wird man diese Kosten auf die Tonne vergaster Kohle beziehen. Bei der Gegenüberstellung verschiedener Brennstoffe in der gleichen Anlage, sowie beim Verkauf des Gases ist 1 nm³ erzeugtes Gas der bessere Bezugspunkt. Für die Wertigkeit des Gases selbst ist dessen Heizwert, fühlbare Wärme und dessen Flammentemperatur maßgebend. Wenn man also die Kosten auf 1000000 kcal frei Gasventil des Ofens bezieht, so ist dies nur ein Maßstab für an sich gleichwertige Gase. Der Vergleich verschiedener Gase ist auf S. 237 gelegentlich der Frage der Siemens-Martin-Ofenbeheizung näher beleuchtet.

Literatur über Siemens-Martin-Ofen.

Einzelne Werke.

- Gruner, M. L.: Abhandlungen über Metallurgie, übersetzt von F. Kupelwieser, Paris 1877.
 Siemens, Fr.: Heizverfahren mit freier Flammenentfaltung. 1885.
 Schneider, R.: Allgemeine Anweisungen für den Bau und den Betrieb der Regenerativgasöfen. 1886.
 Ledebur, A.: Die Gasfeuerungen für metallurgische Zwecke. Freiburg 1891.
 Howe, H. M.: The metallurgy of the steel. New York 1890.
 Jüptner, H. v. und F. Toldt: Chemisch-kalorische Untersuchungen über Generatoren und Martinöfen. Leipzig 1900.
 Ledebur, A.: Handb. d. Eisen- u. Stahlgießerei. 3. Aufl. Leipzig 1901.
 — Handb. d. Eisenhüttenkunde, 6. Aufl., bearbeitet von H. v. Jüptner. Leipzig 1923.
 Toldt, F. (bearbeitet von F. Wilcke): Wissenschaftliche Grundsätze für die Berechnung von Regenerativgasöfen. 3. Aufl. Leipzig 1907.
 Campbell, H. H.: The Manufacture and properties of iron and steel. 1907.
 Carr, W. M.: Open Hearth steel castings. 1907.
 Mayer, F.: Die Wärmetechnik des Siemens-Martin-Ofens. Halle (Saale) 1909.
 Pavloff, M.: Die Abmessungen von Martinöfen. Berlin 1911.
 Dichmann, C.: Der basische Herdofenprozeß. 2. Aufl. Berlin 1920.
 Windett, V.: The open Hearth, New York 1920. U. P. C. Book Comp.
 Hermanns, H.: Das moderne Siemens-Martin-Stahlwerk. Halle (Saale) 1922.
 Mathesius, W.: Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhüttenwesens. 2. Aufl. Leipzig 1924.

Osann: Lehrbuch der Eisenhüttenkunde. 2. Aufl. Bd. 2. Leipzig 1926.

Cotel, E.: Der Siemens-Martin-Ofen. Leipzig 1927.

Abhandlungen.

Siemens-Martin-Ofenbetrieb.

- Daelen, R. M.: Über Neuerungen an Herdschmelzöfen. *Stahleisen* 1887. S. 848.
- Schmidhammer, W.: Über Anlage von Martinstahlhütten. *Stahleisen* 1888. S. 369.
- Lürmann, F. W.: Die Entwicklung des Herdschmelzverfahrens. *Stahleisen* 1890. S. 10, 195.
- Ledebur, A.: Über Stahlformguß. *Stahleisen* 1891. S. 451.
- Schmidhammer, W.: Studien über den Martinofenbetrieb mit basischer Schlacke. *Stahleisen* 1891. S. 546.
- Daelen, R. M.: Zusammenstellung verschiedener Äußerungen über den Herdofen und das Herdofenschmelzen. *Stahleisen* 1892. S. 12.
- Eine neue Form eines Herdschmelzofens. *Stahleisen* 1892. S. 657.
- Dowerg, H.: Über Verbesserungen an Martinöfen nach den Patenten von Schönwälder. *Stahleisen* 1892. S. 989.
- Ein kippbare Martinofen. *Stahleisen* 1892. S. 1028.
- Ledebur, A.: Eine Abhandlung über das Martinverfahren in Nordamerika. *Stahleisen* 1893. S. 869.
- Schmidhammer, W.: Studie über Gas- und Luftzuführungen bei Martinöfen. *Stahleisen* 1894. S. 751, 917.
- Springorum, Fr.: Der Martinprozeß. *Stahleisen* 1897. S. 396.
- Head, A. P.: Kippbare Martinöfen. *Stahleisen* 1899. S. 536.
- Poech, K.: Der Mangengehalt beim sauren Martinprozeß. *Stahleisen* 1899. S. 574.
- Daelen, R. M. und L. Pszczolka: Über neuere Formen von Herdschmelzöfen für Flußeisen. *Stahleisen* 1901. S. 50.
- Poech, K.: Mitteilungen über die Stahlerzeugung im basischen Martinofen. *Stahleisen* 1901. S. 331.
- Riemer, A.: Manganerz als Entschwefelungsmittel beim basischen Martinverfahren. *Stahleisen* 1902. S. 1357.
- Osann, B.: Stahlformguß und Stahlformgußtechnik. *Stahleisen* 1903. S. 99; ferner 1904. S. 650, 717, 776, 836, 892.
- Czekalla, J.: Umsteuerungsvorrichtung für Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1903. S. 738, 988.
- Simmersbach, O.: Neues Gas-Reversierventil für Herdöfen. *Stahleisen* 1903. S. 891.
- Über neuere elektrisch betriebene Beschickungsvorrichtungen für Herdöfen. *Stahleisen* 1903. S. 829.
- Unckenbalt, L.: Neuerung an Martinöfen. *Stahleisen* 1903. S. 1275, 1345.
- Eckardt, H.: Herstellung von Stahlguß in kleinen Martinöfen und seine Gesteungskosten. *Stahleisen* 1904. S. 347.
- Daelen, R. M.: Über verschiedene Verfahren zur Erzeugung von Flußeisen im Herdofen. *Stahleisen* 1904. S. 507, 618.
- Schwarz, C. Ritter v.: Das Kurzwernhartsche Gassparverfahren. *Stahleisen* 1904. S. 619, 937, 1311, 1429 u. 1905. S. 29, 90, 414, 637.
- Firma Ludwig Stuckenholtz, Wetter a. d. Ruhr: Spezialkonstruktionen moderner Transportmittel für Hüttenwerke. *Stahleisen* 1904. S. 1044, 1105, 1174.
- Herwig, O.: Amerikanische Stahlgießerei. *Stahleisen* 1904. S. 1374.
- Genzmer, R.: Mitteilungen über die Flußeisendarstellung im Siemens-Martin-Ofen unter Berücksichtigung der Fortschritte in den letzten Jahren. *Stahleisen* 1904. S. 1418.
- Stobrawa, C.: Das Fertigmachen der Martinchargen. *Stahleisen* 1905. S. 30, 212.
- Osann, B.: Amerikanische Martinofenkonstruktion unter besonderer Berücksichtigung ihres Mauerwerks. *Stahleisen* 1905. S. 523.
- Frölich, Fr.: Umsteuerungsvorrichtungen für Siemens-Martin-Öfen. *Z. V. d. I.* 1905. S. 645.
- Simmersbach, O.: Die Herdofenstahlerzeugung aus flüssigem Roheisen. *Stahleisen* 1905. S. 699, 769, 887.
- Duisburger Maschb. A.G., vorm. Bechem & Keetman, Duisburg: Hebezeuge und Spezialmaschinen für Hüttenwerke. *Stahleisen* 1906. S. 997.
- Dichmann, C.: Über die Verarbeitung flüssigen Roheisens im basisch zugestellten Martinofen. *Stahleisen* 1905. S. 1337, 1429.
- Ruhfus, A.: Vorgänge beim Stahlschmelzen. *Stahleisen* 1906. S. 775.
- Thomas, A. S.: Einfluß von Silizium und Graphit auf den Martinofenprozeß. *Stahleisen* 1906. S. 958.
- Schmidhammer, W.: Stahlerzeugung im basischen Martinofen. *Stahleisen* 1906. S. 1247.
- Frölich, Fr.: Mechanische Beschickungsvorrichtungen für Martinöfen. *Z. V. d. I.* 1906. S. 1729, 1855, 1973 u. 1907. S. 47, 88, 139, 219, 491.
- Naske, Th.: Beitrag zur Metallurgie des Martinprozesses. *Stahleisen* 1907. S. 157.
- Gille, H.: Über die Konstruktion der Martinöfen. *Gieß.-Zg.* 1907. S. 452, 489.
- Bosser, Achille: Der basische Herdofenprozeß. *Révue universelle des mines, de la métallurgie etc.* 1907. Juli, p. 1—74.

- Richards, T. W.: Wärmeberechnung der Martinöfen. *Electrochemical and metallurgical industry*. 1907. p. 44, 79.
- Mayer, F.: Die Wärmetechnik des Siemens-Martin-Ofens. *Stahleisen* 1908. S. 717, 756, 802.
- Carr, W. M.: Konverter gegen kleine Martinöfen. *Iron Trade Rev.* 1907. p. 792, 951; 1908. p. 187, 292.
- Gille: Ein verbessertes Umsteuerungsglockenventil für Regenerativöfen. *Stahleisen* 1907. S. 1319.
- Stauber, G.: Hebe- und Transportmittel in Stahl- und Walzwerksbetrieben. *Stahleisen* 1907. S. 965 u. 1908. S. 1009, 1088, 1142.
- Lichte, H. F.: Das Porter-Umschalteventil für Regenerativfeuerungen in seiner neuesten Ausführung. *Gieß.-Zg.* 1908. S. 228.
- Stoughton, Bradley: Manufacture of steel for castings. *Foundry*. Febr. 1909. p. 250; im Auszug *Stahleisen* 1909. S. 469.
- Petersen, O.: Zum heutigen Stande des Herdfrischverfahrens. *Stahleisen* 1910. S. 1, 58.
- Friedrich, O.: Neuere konstruktive Verbesserungen an Martinöfen. *Stahleisen* 1910. S. 978.
- Terpitz: Über die Verwendung der verschiedenen Gasarten zum Betrieb von Herdöfen und ihren Einfluß auf die Qualität der Erzeugnisse. *Stahleisen* 1910. S. 1029.
- Genzmer, R.: Die Roheisen-Erzverfahren in Deutschland. *Stahleisen* 1910. S. 2145.
- Bernhardt, Fr.: Neuerungen an Flammöfen, insbesondere an Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1911. S. 1117.
- Pavloff, M. A.: Die Abmessungen von Martinöfen nach Erfahrungswerten. *Journ. d. russ. metallurgischen Ges.* 1910. S. 169/183; im Auszug *Stahleisen* 1911. S. 1183.
- Simmersbach, O.: Über die Verwendung von Koksofengas in Martinöfen. *Stahleisen* 1911. S. 1993, 2094 u. 1913. S. 239, 273.
- Dichmann, C.: Die Anwendung der Gesetze der Hydraulik auf die Berechnung der Flammöfen. *Stahleisen* 1911. S. 2000, 2047. (Originalbericht von W. Grum-Grzimailo.)
- Částek, Fr.: Ein neues Berechnungsverfahren für Wärmespeicher bei Regenerativöfen. *Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenwes.* 1911. S. 1, 20, 35; s. a. *Stahleisen* 1911. S. 1515, 2151.
- Modern acid open-hearth steel casting plant. *Foundry* 1912. p. 25.
- Matthew man, F. A. und A. Campion: Schmelzvorgänge im sauren Siemens-Martin-Ofen. *Journ. of the West of Scotl. Ir. and St. Inst.* 1912/13. p. 125, 168; s. a. *Stahleisen* 1913. S. 1657.
- Neuere Umsteuerungsventile für Regenerativöfen. *Stahleisen* 1913. S. 248.
- Schreiber, J.: Über die Abhitzeverwertung bei Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1913. S. 45, 107, 114.
- Becker, R.: Über Siemens-Martin-Öfen, Bauart Maerz. *Stahleisen* 1913. S. 465, 1365.
- Reitmeister, W.: Ein neuzeitliches Gasumsteuerungsventil für Regenerativöfen. *Stahleisen* 1913. S. 1108.
- Hofmann, J.: Über neuzeitliche Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1913. S. 1860.
- Worobiew, W.: Der Betrieb von Siemens-Martin-Öfen mit Hochofengas. *Stahleisen* 1913. S. 2009.
- Krueger, H.: Die Verwendung von Hochofengas und Koksofengas auf Hüttenwerken. *Stahleisen* 1913. S. 2016.
- Canaris, C.: Betriebsbuchführung und Selbstkostenberechnung in Siemens-Martin-Werken. *Stahleisen* 1914. S. 7.
- Neues Luft-Umschaltventil für Regenerativöfen. *Z. V. d. I.* 1914. S. 33.
- Ein neues Gas- und Luftumsteuerventil für Martinöfen. *Gieß.-Zg.* 1914. S. 525.
- Schwitzkowski, O.: Das Torgauer Stahlwerk mit Wassergasbetrieb. *Stahleisen* 1914. S. 493, 1049.
- Schock, N.: Über die Wirtschaftlichkeit des Siemens-Martin-Verfahrens im Minettebezirk im Vergleich zum Thomas-Verfahren. *Stahleisen* 1914. S. 697.
- Schuster, F.: Das Talbotverfahren im Vergleiche mit anderen Herdfrisch-Verfahren. *Stahleisen* 1914. S. 701, 847, 945, 994, 1031, 1033.
- Hermanns, H.: Neuere Siemens-Martin-Stahlwerke. *Z. V. d. I.* 1914. S. 1493, 1553; auszügl. *Gieß.-Zg.* 1914. S. 611, 625, 638.
- Falke, V.: Die Reaktionen zwischen Eisenoxyd und Kohle und zwischen Kohlenoxyd und Eisen. *Z. Elektroch.* 1915. Febr. S. 37.
- Cone, E. F.: Saurer Siemens-Martin Stahl für Gußstücke. *Iron Age* 1915. März, p. 551.
- Fornander, E.: Beitrag zur Metallurgie des sauren Martinverfahrens. *Jernk. Ann.* 1915. H. 1, S. 51; *Stahleisen* 1915. S. 1255.
- Gewölbe für Martinöfen. *Iron Age* 1915. Dez. p. 1284.
- Janssen, W. A.: Würfelwerk der Flammofenwärmespeicher. *Stahleisen* 1915. S. 1332.
- Bacon, C. J.: Abhitzeessel in Martinstahlwerken. *Iron Age* 1915. Juni. p. 1349; *Stahleisen* 1915. S. 1233.
- Kniepert, K.: Eine bemerkenswerte Neuerung im Betriebe des Martinofens. *Stahleisen* 1916. S. 25.
- Vorrichtung zur Umsteuerung von Martinöfen. *Met. Chem. Eng.* 1916. p. 111.
- Verbessertes Gitterwerk für Martinöfen. *Iron Age* 1916. p. 188.
- Demonge, E.: Der Martin Stahl in der Welt. *Gén. Civ.* 1916. p. 209; *Stahleisen* 1916. S. 520.
- Unger, J. S.: Unschädlichkeit eines hohen Schwefelgehaltes im Martinstahl. *Engg. Min. Journ.* 1916. p. 595.

- Wilda, H.: Feuerungen von Herdöfen. Feuerungstechn. 1916. S. 286.
- Campbell, H. H.: Entwicklung des Siemens-Martin-Verfahrens in Amerika. Iron Age 1916. p. 448.
- Hermanns, H.: Neuerungen an Ventilanlagen für Siemens-Martin-Öfen. Z. V. d. I. 1916. S. 883.
- Danforth, G. L.: Verbesserte Gitterpackung an Martinöfen. Iron Age 1916. p. 188; Stahleisen 1916. S. 1091.
- Gaab, F. C. W.: Abhitzeverwertung durch Schnellstrom-Vorwärmer bei Martinöfen. Stahleisen 1916. S. 1259.
- Zerstörung des feuerfesten Materials bei Martinöfen. Iron Coal Trades Rev. 1917. p. 158.
- Godfroid, H.: Anwendung eines armierten basischen Futters für Martinöfen. Rev. Met. 1916. p. 359.
- Neue Umkehrventile für Martinöfen. Iron Trade Rev. 1916. p. 438; Iron Age 1916. p. 310; Stahleisen 1917. S. 161.
- Ausbesserung von Martinöfen während des Betriebes. Iron Coal Trades Rev. 1917. p. 414.
- Entwicklung und Aussichten der Martinstahlerzeugung. Werkz.-Masch. 1917. S. 162.
- Neues Umsteuerungsventil. Iron Age 1917. Febr. p. 477.
- Neues Rippengewölbe für Siemens-Martin-Öfen. Iron Age 1915. p. 1237 a. 1284; Stahleisen 1917. S. 265.
- Menchikh: Einiges über die Herstellung von Chromstahl im Martinofen. Rev. Met. 1917. p. 233.
- Grum Grzimalo, V.: Abmessungen von Martinöfen. Iron Coal Trades Rev. 1917. p. 384.
- Der Boßhardofen. Stahleisen 1918. S. 399.
- Fletcher, J. E.: Die Überhitzung der Schlacken und Metalle während des Raffinierens, Schmelzens und Legierens. Iron Coal Trades Rev. 1917. p. 86; Stahleisen 1918. S. 444.
- Morgans, T. und F. Rogers: Untersuchung einer sauren Siemens-Martin-Schmelzung. Engg. 1917. p. 355; Stahleisen 1918. S. 618.
- Skaredoff, N.: Theoretische Grundlagen der Berechnung der Martinöfen. Feuerungstechn. 1918. Okt. S. 1. Nov. S. 22.
- Selbsttätige Umsteuervorrichtung für Martinöfen. Iron Trade Rev. 1918. p. 327.
- Illies, H.: Das Duplexverfahren in Amerika. Stahleisen 1918. S. 433.
- Abeking, K.: Martinöfen zur Herstellung von dünnwandigem kompliziertem Stahlformguß. Stahleisen 1918. S. 892.
- Wesson, C. M.: Erzeugung hochwertiger Stahlgüsse. Iron Trade Rev. 1917. p. 707, 767; Stahleisen 1918. S. 687.
- Escher, M.: Über Verbrennungsvorgänge in hüttentechnischen Feuerungen. Stahleisen 1918. S. 977.
- Graham, C. S.: Gewölbesteine eines Martinofens nach 135 Chargen. Iron Coal Trades Rev. 1918. p. 639.
- Martinofentüren. Iron Age 1918. 11. Juli, p. 80.
- Mechanische Schrottpaketiermaschine. Iron Age 1918. p. 73.
- Schmitz, Fr.: Untersuchungen über die Gesetzmäßigkeit der chemischen Einwirkung der Gase auf Eisen und seine Verbindungen mit Nichtmetallen bei höheren Temperaturen. Stahleisen 1919. S. 373, 406.
- Ein neues Umsteuerventil. Mining and Scientific Press 1919. p. 306.
- Das neue Stahlwerk der Corrigan, Mc Kinney & Co., Cleveland. Iron Age 1917. p. 1180.
- Yaneske, B.: Desoxydation und der Einfluß des Koks auf das Gleichgewicht im sauren Martinofen. Iron Coal Trades Rev. 1919. p. 576.
- Bagley, Ch. H. F.: Grundsätze für den Bau von Martinöfen. Engg. 1918. p. 400; Stahleisen 1919. S. 784.
- Whiteley, J. H. und A. F. Hallimond: Herd und Schlacke beim sauren Martinverfahren. Iron Coal Trades Rev. 1919. p. 579.
- Kühlvorrichtung an Martinöfen. Iron Trade Rev. 1919. p. 959.
- Coffin, W. C.: Kühlvorrichtung an Martinöfen. Iron Trade Rev. 1919. p. 1356.
- Thomas, Dr.: Theoretische Grundlagen der Berechnung der Martinöfen. Feuerungstechn. 1919. S. 165.
- Mackenzie, Th. B.: Verwertung der Abhitze bei Martinöfen. Engg. 1918. p. 567; Stahleisen 1919. S. 1110.
- Harrison, N. C.: Kohlenstaub zur Heizung von Martinöfen. Iron Trade Rev. 1919. p. 1623.
- Tafel, W.: Verbesserung der Wärmewirtschaft von Ofenfeuerungen, insbesondere von Martinöfen. Stahleisen 1919. S. 1280.
- Goldmann, E.: Ersparung von Ferromangan durch Zusatz von Flußspat im Martinwerk. Stahleisen 1919. S. 1385.
- Springorum, Fr.: Die Beheizung von Martinöfen mit kaltem Koksofengas. Stahleisen 1920. S. 9, 1276.
- Hoyt, J. L.: Manganlegierungen im Martinbetrieb. Iron Age 1919. p. 1363; Stahleisen 1920. S. 655.
- Fahrbare Schlackentasche von Blair. Iron Age 1919. 10. April. p. 941.
- Neues Gas- und Luft-Umsteuerventil. Iron Coal Trades Rev. 1919. p. 446.
- Howe, H. M.: Was ist die Zukunft des Herdfrischofens? Iron Trade Rev. 1919. p. 1250.
- Osann, B.: Berechnungen, wie sie Bau und Betrieb von Gaserzeugern und Martinöfen bedingen. Feuerungstechn. 1919. S. 45.

- Die Eisen- und Stahlgießereien der Birdsboro Steel-Foundry and Machine Co. in Birdsboro, Pa. Stahleisen 1920. S. 439.
- Dittmer, Fr.: Kippbare Martinöfen. Z. V. d. I. 1919. S. 1287.
- Schneider, A.: Über die Beheizung von Martinöfen mit einem Gemisch aus Hochofen- und Koks-ofengas. Stahleisen 1920. S. 501.
- Roser, E.: Die Wirtschaftlichkeit von Gaserzeugungsanlagen bei Gewinnung von Urteer und schwefel-saurem Ammoniak. Stahleisen 1920. S. 349, 533.
- Donner, G.: Die Beheizung von Martinöfen mit Braunkohlengeneratorgas. Stahleisen 1920. S. 565.
- Fitch, W. H.: Kohlenstaubfeuerung im Martinofenbetrieb. Iron Age 1919. p. 1323.
- Mc Cance, A.: Schlackeneinschlüsse, ihre Zusammensetzung und ihr Vorkommen im Stahl. Iron Coal Trades Rev. 1918. p. 499; Stahleisen 1920. S. 659.
- Williams, A. D.: Die Siemens-Martin-Öfen. Rev. Mét. 1919. p. 313.
- Mathewman, F. A.: Schwefel im sauren Martinbetrieb. Iron Coal Trades Rev. 1920. p. 243.
- Die Verwendung von Koksgeneratorgas im Martinofen. Stahleisen 1920. S. 753.
- Die Verwendung von Rohdolomit im Martinofenbetrieb. Stahleisen 1920. S. 755.
- Piwowarsky, E.: Der Zeitpunkt der Siliziumzugabe in seiner Wirkung auf die physikalischen Eigen-schaften und den Gasgehalt von Martinflußeisen. Stahleisen 1920. S. 773.
- Howe, H. M.: Der Martinofen und die Martinverfahren. Iron Age 1920. 19. Febr., p. 545.
- de Maré, B. E. L.: Der saure Martinofenprozeß. Iron Age 1920. 19. Febr., p. 1589, 1672; Met. Chem. Eng. 1920. p. 1063.
- Verwendung von Kippöfen in der Stahlerzeugung. Génie civil 1920. p. 545.
- Killing - Goldmann: Zuschriftenwechsel: Ersparung von Ferromangan durch Flußspat im Martin-werk. Stahleisen 1920. S. 754.
- Dornhecker, K.: Der saure Martinofenbetrieb. Stahleisen 1920. S. 1129.
- Yaneske, B. und Wood: Kieselsäurereduktion beim sauren Martinofenschmelzen. Stahleisen 1920. S. 1614.
- Mc Cance, A.: Gleichgewichtsreaktionen bei der Stahlerzeugung. Met. Chem. Eng. 1920. p. 634.
- Whiteley und Hallimond: Einwirkung der Eisenoxyde auf die Zustellung des sauren Martinofens. Iron Coal Trades Rev. 1919. p. 366; Stahleisen 1920. S. 951.
- Osann, B.: Generatorgas aus Koks im Martinofenbetrieb. Gieß.-Zg. 1919. S. 193; Stahleisen 1920. S. 948.
- Müller, R. W.: Entzinkung im Martinofenbetrieb unter gleichzeitiger Gewinnung von Zinkoxyd. Stahleisen 1920. S. 1193.
- Scheffchen, F.: Verwendung von Minette im Martinverfahren. Rev. techn. Luxembourg. 1920. p. 95.
- Veach, C. W.: Erzeugung von basischem Martinstahl. Iron Trade Rev. 1920. p. 178.
- Killing, E.: Beiträge zur Frage der Manganausnutzung im basischen Martinofen. Stahleisen 1920. S. 1545.
- Puppe, J.: Erfahrungen mit Maerzöfen. Stahleisen 1920. S. 1592.
- Schutz der Züge von Martinöfen. Iron Trade Rev. 1920. p. 720.
- Toy, F. L.: Erzeugung von basischem Martinstahl. Iron Trade Rev. 1920. p. 1199.
- Miller, Köpfe für Martinöfen. Blast Furnace 1920. p. 612.
- Hermanns, H.: Die Wärmespeicher von Siemens-Martin-Öfen. Feuerungstechn. 1920. S. 21, 29.
- Schleicher, S.: Über die Verwendung von Flußspat im Martinofen. Stahleisen 1921. S. 357.
- Thomas, Spence: Martinofenköpfe von Mc Kune für Koksofengasbetrieb. Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 162.
- Bagley: Neuzeitliches Verfahren zur Stahlerzeugung. Iron Coal Trades Rev. 1919. 9. Mai. p. 565; Stahleisen 1921. S. 185, 223.
- Dahl, F.: Die Anlagen des Stahlwerks Thyssen A.G., in Hagendingen (Lothr.). Stahleisen 1921. S. 430.
- Czirn-Terpitz, H.: Betriebserfahrungen mit dem Maerzofen. Stahleisen 1921. S. 444.
- Martinstahlbetrieb der Clarencewerke. Stahleisen 1921. S. 660.
- Wilson, F.: Über basische Martinschlacken. Stahleisen 1921. S. 660.
- Russel, G. A. V.: Einrichtung und Betrieb von basischen Martinstahlwerken. Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 37.
- Wheeler, R. V.: Relative Wirksamkeit von Wasserstoff und Kohlenoxyd im Martinbetrieb. Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 203.
- Tate, T. R.: Abhitzekessel und Siemens-Martin-Öfen. Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 201.
- Wharton, W. H.: Neues Ventil für Siemens-Martin-Öfen. Blast Furnace 1921. p. 253.
- Boettcher, Fr.: Die Beheizung von Martinöfen mit einem Gemisch von Braunkohlenbrikett- und Hochofengas. Stahleisen 1921. S. 1027.
- Seldon, H. W.: Wärmeübertragung in Martinöfen. Blast Furnace 1921. p. 299.
- Luftgekühlte Schlackentaschen. Iron Age 1921. p. 901.
- Prentiss, G. L.: Verwendung von Druckluft bei Martinöfen. Iron Age 1921. Juni, p. 1479 a. Iron Trades Rev. 1921. p. 1586, Iron Coal Trades Rev. 1921. p. 846.
- Osann, B.: Großräumige Martinöfen. Stahleisen 1921. S. 1304.
- Bainbridge, F.: Die Wirkung von Flußspat auf die Phosphate in basischen Schlacken. Stahleisen 1921. S. 1380.

- Green, B. H.: Abhitzeessel hinter Martinöfen in Amerika. *Stahleisen* 1921. S. 1381.
- Schumann, G. u. F.: Verbesserungen im Martinofenbau. *Iron Age* 1921. Aug., p. 269.
- Hunt, C. H.: Neues amerikanisches Stahlwerk. *Iron Trade Rev.* 1921. p. 658.
- Zum fünfzigjährigen Bestehen des Eisen- und Stahlwerkes Hoesch. *Stahleisen* 1921. S. 1401.
- Mc Dermott und Willcox: Abhitze von Martinöfen. *Iron Coal Trades Rev.* 1921. p. 696.
- Aubel, V. W.: Verwendung von Kuppelöfen im Siemens-Martin-Betrieb. *Iron Age* 1921. Aug., p. 403.
- Hermanns, H.: Die bisherigen Bestrebungen und die zukünftigen Aussichten der Braunkohlenvergasung für die Beheizung von Siemens-Martin-Öfen. *Braunkohle* 1921. S. 337, 358.
- Neuerungen im amerikanischen Martinofenbau. *Iron Coal Trades Rev.* 1921. p. 162; *Stahleisen* 1921. S. 1821.
- Maurer, E. und S. Schleicher: Über die chemische und thermische Veränderung der Herdofenheizgase beim Vorwärmen, insbesondere in Gegenwart von Teerdämpfen. *Mitt. K. W. Inst. Eisenforsch.* Bd. 3, H. 2, S. 57. 1922.
- Cone, E. F.: Erzeugung von Stahl ohne Roheisen. *Iron Age* 1922. Sept., p. 585.
- Blau, E.: Neuere Bauarten von Siemens-Martin-Öfen. *Gieß-Zg.* 1922. S. 585.
- Neumann, G.: Neuerungen im Bau amerikanischer Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1922. S. 1641.
- Bourg: Die verschiedenen Brennstoffe für Martinöfen, insbesondere die Nebenerzeugnisse von Kokereien. *Rev. Mét.* 1922. Okt., *Extraits* p. 539.
- Dupuis, J.: Über die Verwendung des Koksofengases in Martinöfen. *Rev. Mét.* 1922. Okt., p. 590; *Rev. Ind. Min.* 1921. p. 627.
- Fromm, H.: Transportanlagen in Siemens-Martin-Werken unter besonderer Berücksichtigung der Kosten der Materialbewegung. *Stahleisen* 1922. S. 1737.
- Bansen, H.: Errechnung der Arbeitstemperaturen in metallurgischen Öfen. *Stahleisen* 1922. S. 245.
- Müller, A.: Über basische Schmelzanlagen. *Stahleisen* 1922. S. 470.
- Bulle, G. und P. Rosin: Entwicklungsmöglichkeiten bei hüttentechnischen Öfen. *Stahleisen* 1922. S. 529.
- Hoff, H.: Stand des deutschen Ausbaues der lothringischen und luxemburgischen Eisenindustrie bis zum Jahre 1918. *Stahleisen* 1922. S. 1041.
- Stahlwerke der Weirton Steel Co. *Iron Age* 1921. 10. März, S. 619; *Iron Trade Rev.* 1921. p. 685; *Stahleisen* 1922. S. 1560.
- Die Port-Talbot-Stahlwerke. *Stahleisen* 1922. S. 1754.
- Die Breuil-Stahlwerke. *Stahleisen* 1922. S. 1877.
- Barba, W. P. und H. M. Howe: Saures Siemens-Martin-Verfahren zur Erzeugung von Geschützstahl und Edelstahl. *Blast Furnace* 1922. p. 183; *Min. Metallurgy* 1922. p. 32.
- Comstock, G. F.: Schmelzbarkeit von titanhaltigen Martinschlacken. *Chem. Metallurg. Engg.* 1922. p. 165.
- Kemp, A. V.: Siemens-Martin-Öfen und Hilfsbetriebe. *Iron Coal Trades Rev.* 1922. p. 479.
- Pacher, F.: Über Fehlstellen in Blöcken von siliziertem Siemens-Martin-Stahl und deren Vermeidung. *Stahleisen* 1922. S. 533, 573.
- Williams, A. D.: Entwerfen eines Siemens-Martin-Ofens. *Iron Age* 1922. 2. März. p. 577; *Stahleisen* 1922. S. 1215.
- Young, P. S.: Arbeitsverteilung in Siemens-Martin-Anlagen zwecks Erhöhung des Wirkungsgrades. *Blast Furnace* 1922. p. 215.
- Billiar, J. A.: Verbesserung am Martin-Ofengewölbe. *Iron Trade Rev.* 1922. p. 1407.
- Hibbard, Dr.: Blätter aus dem Notizbuche eines Stahlschmelzers. *Iron Age* 1922. 22. Juni, p. 1735.
- Khignesse: Berechnungsart eines Wärmespeichers bei einem Siemens-Martin-Ofen. *Génie civil* 1922. p. 133.
- Augustin, H.: Untersuchungen über den Einfluß der Wärmespeicher der Regenerativöfen auf die Zusammensetzung der Generator- und Verbrennungsgase. *Stahleisen* 1922. S. 1433.
- Wüst, Fr.: Vergleichende Untersuchungen an sauerem und basischem Stahl gleicher chemischer Zusammensetzung. *Mitt. K. W. Inst. Eisenforsch.* Bd. 3, H. 2, 1922. S. 29.
- Kagarise, J. W.: Verbesserung der Züge bei Martinöfen. *Iron Trade Rev.* 1921. p. 1417.
- Cone, E. F.: Brennstoffe für Martinöfen. *Iron Age* 1921. 22. Dez., p. 1589; *Stahleisen* 1922. S. 1524.
- Denk, F. J.: Die Verwendung von mittelwertigen Gasen in der Stahlindustrie. *Blast Furnace* 1921. p. 719.
- Dupuis, Jean: Verwendung von Koksofengas zur Beheizung von Martinöfen. *Rev. de l'Industrie minérale* 1921 nach *Génie civil* 1921. p. 469.
- Berger, H.: Überwachung der Wärmewirtschaft bei Regenerativfeuerungen. *Wärme* 1922. S. 12.
- Fischer, Franz: Über die Heizwertverminderung beim Vorwärmen von Gasen. *Brennstoffchemie* 1922. S. 17.
- Kagarise, J. W.: Verbesserungen im Bau von Martinköpfen. *Iron Age* 1921. 24. Nov., p. 1324; *Stahleisen* 1922. S. 1133.
- Ramage, W. H.: Betrieb eines Martinofens neuer Bauart. *Iron Trade Rev.* 1921. p. 1554; *Stahleisen* 1922. S. 1137.
- Neuer Talbotofen von großer Leistung. *Iron Age* 1921. 24. Nov., p. 1335.
- Puppe, J.: Das Talbotverfahren im Vergleich mit anderen Herdfrischverfahren. *Stahleisen* 1922. S. 1, 46.

- Strickland, D. M.: Erzeugung von handelsüblich reinem Eisen. Blast Furnace 1922. p. 41.
 Höchstleistung eines Martinofens. Blast Furnace 1922. p. 48.
- Priestley, W. J.: Einfluß von Schwefel und Oxyden in Geschützstahl. Blast Furnace 1922. p. 96.
- Hermanns, H.: Umsteuerventile für Regenerativfeuerungen. Wärme 1922. S. 91.
- Clements, F.: Siemens-Martin-Betrieb in England. Iron Coal Trades Rev. 1922. p. 640; Stahl-eisen 1923, S. 84.
- Kinney, C. L. jr.: Entwurf eines 100-t-Martinofens. Iron Age 1922. p. 1131.
- Helm, R. C.: Flüssiger Brennstoff in metallurgischen Öfen. Iron Age 1922. p. 1137.
- Schenck, R.: Die Bedeutung der physikalischen Chemie für die Metallurgie des Eisens. Stahleisen 1923. S. 153.
- Das Martinwerk VII der Friedrich Krupp A.G., Essen. Kruppsche Monatsh. 1922. S. 259; Stahl-eisen 1923. S. 199.
- Barba, W. P. und Howe: Das saure Siemens-Martin-Verfahren zur Erzeugung von Geschütz- und Edelstählen. Am. Inst. Min. Met. Eng. 1922; Stahleisen 1923. S. 205.
- Schweitzer, O.: Über die Arbeitsweise im Martinwerk des Eisen- und Stahlwerks Hoesch unter besonderer Berücksichtigung des Hoeschverfahrens und der Beheizung der Öfen mit Koks-ofengas. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 63; Stahleisen 1923. S. 649.
- Schulz, E. H.: Der Betrieb der kippbaren Siemens-Martin-Öfen der Dortmunder Union unter besonderer Berücksichtigung der Beheizungsfrage. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 64; Stahleisen 1923. S. 789.
- Diepschlag, E.: Über neuere Bauarten von Martinofenköpfe. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 67.
- Donner, G.: Versuche mit Preßgasbeheizung von Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 68; Stahleisen 1923. S. 558.
- Jung, A.: Die Verarbeitung von flüssigem Thomasroheisen im feststehenden Martinofen mit nur einer Schlacke. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 69; Stahleisen 1923. S. 845.
- Whiteley: Die Entphosphorung von Stahl im basischen Ofen. Iron Coal Trades Rev. 1922. p. 839.
- Millward, W.: Verbesserter Martinofen von Loftus. Min. Metallurgy 1922. p. 25.
- Oberhoffer, P. und Fr. Koerber: Das Verhalten des Mangans im basischen Herdfrischverfahren. Stahleisen 1923. S. 329.
- Kinney, jr. und Mc Dermott: Über thermischen Wirkungsgrad und Wärmebilanz eines Siemens-Martinofens. Am. Iron Steel Inst. 1922. Herbstversamml.; Stahleisen 1923. S. 405.
- Miller, H.: Die Verwendung verschiedener Brennstoffe in Siemens-Martin-Öfen. Iron Coal Trades Rev. 1922. p. 929; Stahleisen 1923. S. 602.
- Nerretter, A.: Stand des deutschen Ausbaues der lothringischen und luxemburgischen Eisenindustrie bis zum Jahre 1918. Martinwerke. Stahleisen 1923. S. 626.
- Monden, H.: Beitrag zur Metallurgie des basischen Martinverfahrens und zur Frage des Einflusses des Sauerstoffgehaltes auf die mechanischen Eigenschaften des Flußeisens, insbesondere des Rotbruches. Stahleisen 1923. S. 782.
- Beck, W. J.: Die Herstellung von handelsüblichem Weicheisen im Siemens-Martin-Ofen. Year Book Amer. Iron Steel Inst. 1921. p. 30; Stahleisen 1923. S. 1296.
- Bulmer, W. C.: Gas- und Luftventile für Siemens-Martin-Öfen. Year Book Amer. Iron Steel Inst. 1922. p. 221; Stahleisen 1923. S. 635.
- Kagarise, J. W.: Verbesserung im Bau der Züge von Siemens-Martin-Öfen. Amer. Iron Steel Inst. 1921; Stahleisen 1923. S. 1133.
- Magg, Jui.: Martin- und Elektrostahlwerk aus Eisenbeton. Z. V. d. I. 1923. S. 405.
- Colclough, T. P.: Die Zusammensetzung der basischen Schlacken und ihre Beziehungen zu den Ofenreaktionen. Iron Coal Trades Rev. 1923. p. 691.
- Bansen, H.: Die Berechnung des Wärmebedarfes des Siemens-Martin-Ofens. Stahleisen 1923. S. 1031.
- Williams, A. D.: Berechnung eines Siemens-Martin-Ofens. Iron Age 1922. p. 577, 717, 853, 1075, 1279; Stahleisen 1923. S. 1045.
- Herzog, E.: Über Stahlwerksteer. Stahleisen 1923. S. 1063.
- Crane, J. B.: Aufstellung von Wärmebilanzen. Blast Furnace 1922. p. 583.
- Cook, E. C.: Verbesserungen an Martinöfen. Blast Furnace 1923. p. 61.
- Shaner, E. L.: Das Streben der Stahlwerker nach einem höheren Ofenwirkungsgrad. Iron Trade Rev. 1923. p. 60.
- Williams, J. V.: Überwachung des Schwefels im basischen Martinbetrieb. Blast Furnace 1923. p. 51.
- Nelson, John: Neues Umsteuerventil für Siemens-Martin-Öfen. Iron Age 1923. Nr. 22, p. 1560.
- Pavloff, A.: Entwicklung in Abmessungen und Bau von Siemens-Martin-Öfen. Rev. Met. 1923. p. 607.
- Herstellung von Martinofenherden. Iron Age 1923. Nr. 11, p. 674.
- Rumel, K.: Das Anwendungsgebiet der Kohlenstoffeuerung. Stahleisen 1923. S. 1531.
- Kreutzberg, E. C.: Zubereitung von Eisen- und Stahlschrott. Iron Coal Trades Rev. 1923. p. 1019.
- Schuster, W.: Betriebserfahrungen mit Abhitzekeßeln hinter Siemens-Martin-Öfen. Stahleisen 1924. S. 65.
- Berechnung eines Siemens-Martin-Ofens. Stahleisen 1924. S. 77.

- Fulton, L. M.: Kalk bzw. Kalkstein im basischen Martinbetrieb. *Iron Trade Rev.* 1923. p. 292.
- Quigley, F. B.: Wärmespeicher für Siemens-Martin-Öfen. *Iron Trade Rev.* 1923. p. 1172; *Iron Coal Trades Rev.* 1923. p. 767; *Stahleisen* 1924. S. 666.
- Blagé und Conte: Betrieb von Siemens-Martin-Öfen mit reinem Koksofengas. *Chal. Ind.* 1923. p. 372.
- Will, E. und L. Köster: Beiträge zur Frage der Entschwefelung des Koksofengases. *Mitt. Versuchsanstalt Dortmund Union* 1923. S. 92.
- Huffelmann, K. und A. Metzger an Bansen: Die Berechnung des Wärmebedarfs der Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1924. S. 150.
- Dyrssen, W.: Gaserzeugerbetrieb in Stahlwerken. *Stahleisen* 1924. S. 180.
- Moll, H.: Der Mollkopf für Siemens-Martin-Öfen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 76; Stahleisen* 1924. S. 193.
- Bulle, G.: Versuche zur Einregelung von Gaserzeuger und Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1924. S. 397; *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 53.*
- Dyrssen, W.: Wiedergewinnung der Abhitze von Siemens-Martin-Öfen. *Iron Coal Trades Rev.* 1924. p. 759/766.
- Seigle, J.: Theoretische Überlegungen über gewisse Erscheinungen in der Arbeitsweise und Wirksamkeit von Umkehr-Wärmespeichern. *Iron Coal Trades Rev.* 1924. p. 766/771; *Stahleisen* 1924. S. 1023.
- Whiteley, J. H.: Schwankungen des Schwefelgehaltes in der sauren Martinschmelzung. *Iron Coal Trades Rev.* 1924. S. 216/217.
- Blau, E.: Beschickungsvorrichtungen in neuzeitlichen Martinwerken. *Chem.-Zg.* 1924. Nr. 44, S. 222.
- Grey, A. de: Betrachtungen über neuzeitliche Siemens-Martin-Öfen. *Rev. Mét.* 1924. p. 338.
- Jung, A.: Die Aufnahme des Schwefels aus dem Heizgas im Siemens-Martin-Ofen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 83; Stahleisen* 1926. S. 911.
- Smith, Ch. A.: Haltbarkeit des feuerfesten Materials bei Siemens-Martin-Öfen. *Iron Trade Rev.* 1924. p. 546.
- Dyrssen, W.: Abhitzeverwertung im Siemens-Martin-Betrieb. *Iron Age* 1924. p. 1641.
- Boehring, E. C.: Vergrößerung der Strahlerzeugung. *Iron Trade Rev.* 1924. p. 1566.
- Bulle, G.: Kohlenstaubfeuerung bei Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1924. S. 1114.
- Nead, J. H.: Aufnahme von Schwefel aus dem Generatorgas im Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1924. S. 1118.
- Davis, F. W.: Anforderungen an feuerfeste Steine für Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1924. S. 1255.
- Bulle, G.: Wirkungsgrad im Betrieb des Siemens-Martin-Ofens. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 80; Stahleisen* 1924. S. 1324.
- Rusell, G. A. V.: Einige neuere Entwicklungen im Siemens-Martin-Betrieb. *Iron Coal Trades Rev.* 1924. p. 197.
- Engan, Fr.: Einiges über die Verwendung von Magnesit als basisches Zustellungsmaterial im Stahlwerksbetrieb. *Berg u. Hütte* 1924. S. 155.
- Cornell, S.: Einige Betrachtungen über die Notwendigkeit der Auswahl feuerfester Steine für den Siemens-Martin-Ofen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 670.
- Williams, C. E.: Betriebsverhältnisse im Siemens-Martin-Ofen rücksichtlich der feuerfesten Stoffe. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 681.
- Booze, M. C.: Schamottesteine für den Siemens-Martin-Ofen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 686.
- Griffith, R. E.: Chromerz für Siemens-Martin-Öfen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 690.
- Harrison, H. C.: Gewölbesteine für den Siemens-Martin-Ofen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 698.
- Hoff, H.: Die Park-Gate-Eisenwerke (Stahlerzeugung). *Stahleisen* 1924. S. 76.
- Die Mossend Stahl- und Walzwerke. *Stahleisen* 1924. S. 439.
- Hülsbruch, W.: Die Gasumsetzungen in den Regeneratoren der mit einem Gemisch aus Hochofen- und Koksofengas beheizten Siemens-Martin-Öfen. *Mitt. Versuchsanst. Dortmunder Union* 1924. S. 131; *Stahleisen* 1924. S. 1746.
- Troubine, K. G.: Über den Siemens-Martin-Betrieb mit Kohlunsmitteln. *Rev. Mét.* 1924. Nr. 6, Extraits, p. 303.
- Smith, E. G.: Bedeutung der Temperatur im sauren Siemens-Martin-Ofenbetrieb. *Foundry Trade J.* 1924. p. 341; *Iron Coal Trades Rev.* 1924. p. 597.
- Castro, E. de: Flammenführung in Siemens-Martin-Öfen nebst einigen Erfahrungen an ölgefeuerten Öfen. *Metallurgia ital.* 1924. p. 458, 534.
- Fiorelli, F.: Siemens-Martin-Öfen als Rekuperativ-Öfen. *Metallurgia ital.* 1924. p. 446; *Stahleisen* 1925. S. 757.
- Arnoul de Grey, J.: Neuzeitliche Siemens-Martin-Öfen. *Génie civil* 1924. p. 426/430; *Stahleisen* 1925. S. 1535.
- Verwendung von Spänebriketts als Ofenschrott. *Iron Age* 1924. p. 1537.
- Bansen, H.: Abmessungen und Leistungen deutscher Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1925. S. 489.
- Crolius, F. J.: Siemens-Martin-Betrieb in den Vereinigten Staaten. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 178.

- Rees, W. J.: Veränderungen in Silikasteinen während ihrer Verwendung in Siemens-Martin-Öfen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1925. p. 41.
- Bansen, H.: Leistung und Wirkungsgrad als Unterlagen für Bau und Berechnung der Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1925. S. 702, 748, 789.
- Bunell, St. H.: Sonderstahlgußstücke aus dem Siemens-Martin-Ofen. *Iron Age* 1925. Vol. 115. p. 901/903.
- Schrott für basische und saure Siemens-Martin-Öfen und Elektroöfen. *Iron Age* Vol. 115, p. 137, 175. 1925; *Blast Furnace* 1925. p. 115.
- Kinney, C. L.: Die wirtschaftliche Bedeutung der Metalloide im basischen Roheisen für den Siemens-Martin-Ofen. *Trans. Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1924. p. 136; *Blast Furnace* 1924. p. 220, 258; *Stahleisen* 1925. S. 1076.
- Dyrssen, W.: Abbitzeverwertung beim Siemens-Martin-Betrieb. *Stahleisen* 1925. S. 1276.
- Crolius, F. J.: Der Siemens-Martin-Ofen im Jahre 1924. *Blast Furnace* 1925. p. 42.
- Whiteley, J. H.: Die Schwankungen des Schwefelgehaltes in sauren S.M.-Stahlschmelzungen. *Iron Coal Trades Rev.* 1924. p. 216; *Stahleisen* 1925. S. 1431.
- Mc Cance, A.: Gleichgewichtsreaktionen bei der Stahlerzeugung. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 1002, 1038; *Stahleisen* 1925. S. 1891.
- Mc Dermott, G. R.: Drucküberwachung bei Siemens-Martin-Öfen. *Blast Furnace* 1925. p. 230/233.
- Phillips, Vernon und E. J. Lowry: Eisen- und Stahlschrott. *Am. Iron Steel Inst.* 1924. p. 359; *Stahleisen* 1925. S. 898.
- Herty, C. H., A. R. Belyea, E. H. Burkart, C. C. Millers: Über einige die Entschwefelung im basischen Siemens-Martin-Ofen bestimmende Einflüsse. *Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1925. p. 512; *Stahleisen* 1925. S. 1611.
- Cotel, E. und H. Bansen: Abmessungen und Leistungen deutscher Siemens-Martin-Öfen. *Zuschriftenwechsel. Stahleisen* 1925. S. 1357.
- Crolius, F. J.: Siemens-Martin-Ofen mit Wärmegleichgewicht. *Blast Furnace* 1925. p. 190; *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 876; *Stahleisen* 1925. S. 1711.
- Gille, Helmer: Über das Abstechen, die Kokillen und die Blöcke bei der Erzeugung von Qualitätsstahl im Martinofen. *Tekn. Tidskr.* 1925; *S. Bergsvetenskap* Nr. 6. S. 41.
- Posnak, E. R.: Die Entwicklung der Wärmespeicher. *Blast Furnace* 1925. p. 327/329.
- Bulle, G.: Der Stahlwerksbetrieb in den Vereinigten Staaten von Nordamerika. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 90.
- Flodin, Henning: Neues direktes Verfahren zur Stahlerzeugung. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 405.
- Bernhardt, Fr.: Der heutige Stand der basischen Herdfrischverfahren im Vergleich zum Thomasverfahren. *Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 87; *Stahleisen* 1926. S. 1.
- Johnson, L. F.: Die wichtigsten Punkte bei der Erzeugung und Verarbeitung von Stahl. *Trans. Am. Soc. Steel Treat.* 1925. p. 329.
- Schenck, R.: Die Verwendung von Sauerstoff und sauerstoffreicher Luft bei den Frischverfahren. *Stahleisen* 1925. S. 1598.
- Bronn, J.: Verringerung und Verhalten des im Generatorgas enthaltenen Schwefels im Siemens-Martin-Ofen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 89.
- Physikalisch-chemische Vorgänge bei den Stahlerzeugungsverfahren. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 945.
- Hadfield, R. A.: Physikalische Chemie bei der Stahlerzeugung. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 947; *Stahleisen* 1925. S. 1890.
- Colclough, T. P.: Reaktionen im basischen Siemens-Martin-Ofen. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 947; *Stahleisen* 1925. S. 1922.
- Macnair, P. M.: Schlackenreaktionen. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 951; *Stahleisen* 1925. S. 1924.
- Whiteley, J. H.: Wirkungsweise des Eisenoxyds in sauren und basischen Siemens-Martin-Schlacken. *Iron Coal Trades Rev.* 1925. p. 952; *Stahleisen* 1925. S. 1923.
- Karnaoukoff, M. H.: Desoxydation von Siemens-Martin-Stahl in der Abstichrinne. *Rev. de Mines Russe* 1918. Nr. 1/6: nach *Rev. Met. Extraits* 22. 1925. p. 322.
- Feild, A. L.: Physikalisch-chemische Erscheinungen im Stahl vom Schmelzen bis zum Block. *Trans. Faraday Soc.* 1925. 2. Teil S. 255; *Stahleisen* 1925. S. 1893.
- Tafel, W. und Fr. Anke: Die Möglichkeit der Verwendung von Gichtgas im Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1925. S. 1773/1777.
- Guijot, J.: Die Zersetzung des Generatorgases in den Wärmespeichern des Siemens-Martin-Ofens. *Rev. Met.* 1925. S. 515.
- Schwarz, C.: Temperaturverteilung, Wärmedurchgang und Speicherefähigkeit bei einseitig periodisch beheizten Wänden. *Z. techn. Phys.* 1925. S. 457, 554.
- Eddins, G. E.: Erhaltung von Eisen- und Stahlschrott. *Blast Furnace* 1925. p. 295/297.
- Bansen, H.: Einfluß der Vorwärmung von Gas und Luft auf den Gang des Siemens-Martin-Ofens. *Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 92.
- Heiligenstaedt, W.: Die rechnerische Untersuchung des Wärmeaustausches in den Wärmespeichern des Siemens-Martin-Ofens. *Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 95.
- Conway, J. M.: Überwachung der Verbrennung in Siemens-Martin-Öfen. *Iron Steel Eng.* 1925. Nr. 9, p. 17/21.

- Rotter, A. und E. Mateika: Temperaturmessungen im Herdraum eines Talbot-Ofens. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 93.
- Schleicher, S.: Die Zersetzung von Kohlenwasserstoffen, Teer und Kohlenoxyd im Siemens-Martin-Betrieb. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 94.
- Ziegler, A.: Der Einfluß der Karburierung und des Wasserdampfgehaltes von Heizgasen auf den Wärmeübergang im Siemens-Martin-Ofen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 96.
- Die Brown-Bayley-Stahlwerke. Engg. 1925. p. 192, 256, 343.
- Schack, A.: Strahlung von leuchtenden Flammen. Z. techn. Phys. 1925. S. 530.
- Tafel, W. und Fr. Anke: Die Möglichkeit der Verwendung von Gichtgas im Siemens-Martin-Ofen. (Zuschriftenwechsel.) Stahleisen 1925. S. 1773; 1926. S. 147.
- Phoenix, E. A.: Verminderung der Schmelzkosten im Siemens-Martin-Betrieb. Iron Trade Rev. 1925. p. 553.
- Neuzeitliche Stahlwerksanlage in Alabama. Iron Age 1925. p. 887.
- Sprenger, A.: Siemens-Regenerativ-Stoßofen mit Hochofengasfeuerung und Flammteilung. Stahleisen 1926. S. 361.
- Furneß, Radcl.: Stahlerzeugung im sauren Siemens-Martin-Ofen. Trans. Am. Soc. Steel Treat. 1925. p. 728.
- Hibbard, H. D.: Unterschiede im Kochen im Siemens-Martin-Ofen. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1511.
- Whitworth, E. A.: Basischer Siemens-Martin-Betrieb. Trans. Am. Soc. Steel Treat. 1925. p. 739.
- Entwicklung des Siemens-Martin-Verfahrens in Cleveland. Iron Coal Trades Rev. 1925. p. 819, 866.
- Longenecker, L. S.: Feuerfeste Steine für den Siemens-Martin-Ofen. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1735.
- Smith, C. A.: Einfluß der Betriebsbedingungen auf die Haltbarkeit der feuerfesten Steine beim Siemens-Martin-Ofen. J. Am. Ceram. Soc. 1925. p. 833.
- Kerl, E., A. Drieschner und W. Bertram: Das Werk Höntrop des Bochumer Vereins. Stahleisen 1926. S. 429, 468.
- Dimitriew, S.: Von der Verwendung von Holzkohle bei der Erzeugung von Eisen und Stahl im Siemens-Martin-Ofen auf dem Hüttenwerk „Roter Oktober“ in Zaryzin a. d. Wolga. Bote d. Metallindustr. 1923. Nr. 9—12, S. 59.
- Abmessungen und Durchbildung von Siemens-Martin-Öfen. Iron Age 1925. Vol. 116. p. 1110.
- Angaben über Siemens-Martin-Betrieb und Ausbringen. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1111.
- Höchstleistung eines Siemens-Martin-Ofens bei der Trumbull Steel Co. Blast Furnace 1925. p. 353.
- Neuzeitliche 125-t-Siemens-Martin-Ofenanlage. Iron Coal Trades Rev. 1925. p. 647.
- Verwertung von verzinktem Eisenschrott. Z. öst. Ing.-V. 1925. S. 440.
- Furness, Radclyffe: Saurer Siemens-Martin-Betrieb in den Vereinigten Staaten. Iron Coal Trades Rev. 1925. p. 561.
- Fetherston, T. C.: Verbesserter Sauerstoffbrenner für Siemens-Martin-Öfen. Blast Furnace 1925. Nr. 9, p. 374.
- Phelps, St. M.: Die Beziehungen zwischen Gefüge und chemischer Zusammensetzung feuerfester Steine und ihrem thermischen Wirkungsgrade in Wärmespeichern. J. Am. Ceram. Soc. 1925. p. 648.
- Bronn, J.: Verringerung und Verhalten des im Generatorgas enthaltenen Schwefels im Siemens-Martin-Ofen. Stahleisen 1926. S. 78.
- Göbel, E.: Temperaturuntersuchungen an Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. 1925. Nr. 105.
- Herzog, E.: Das Vorschmelzen von Roheisen für nach dem Schrott-Roheisen-Verfahren betriebene Siemens-Martin-Öfen. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. 1925. Nr. 98; Stahleisen 1926. S. 357.
- Polak, V.: Strahlungsmessungen im Herdraum eines Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. 1925. Nr. 103.
- Wilhelm, H.: Örtlicher und zeitlicher Temperaturverlauf im Herdraum eines Siemens-Martin-Ofens. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. 1925. Nr. 106.
- Schwarz, C.: Die Strahlungsverluste eines Siemens-Martin-Ofens mit besonderer Berücksichtigung des Gewölbes. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. 1925. Nr. 104.
- Haltbarkeit eines aufgehängten Siemens-Martin-Ofengewölbes über 428 Schmelzungen. Iron Trade Rev. 1925. p. 1585; Stahleisen 1926. S. 683.
- Mechanisches Flickens des Herdfutters eines Siemens-Martin-Ofens. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1673.
- Hibbard, H. D.: Unterschiede im Kochen im Siemens-Martin-Ofen. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1605, 1671.
- Rodsewitsch: Vom Ersatz des Roheisens im Siemens-Martin-Ofen durch Anthrazit. Ber. d. Russ. Metallurg. Ges. 1919. Nr. 3, S. 60/65; Bote der Metallindustrie 1923. Nr. 4—8.
- Feuerfeste Stoffe für den Siemens-Martin-Ofen. Iron Age 1925. Vol. 116, p. 1112/1113.
- Will, E. und W. Hülsbruch: Über das Verhalten des Gasschwefels von Koks- und Hochofenmischgas beim Vorwärmen in den Kammern der Siemens-Martin-Öfen. Mitt. Vers.-Anst. Dortmund Union 1922/1925. Nr. 5, S. 242; Stahleisen 1926. S. 1256.

- Malmberg, C. J. G.: Berechnung der Veränderung des Schwefelgehaltes des Stahles, bedingt durch wiederholtes Umschmelzen des anfallenden Schrottes. *Jernk. Ann.* Bd. 110, H. 1, S. 1. 1926.
- Kerns, R. S.: Die Herstellung von hochchromhaltigen Legierungen im sauren Ofen. *Foundry* 1926. p. 229.
- Will, E.: Feuerfeste Baustoffe für Siemens-Martin-Öfen. *J. Am. Ceram. Soc.* 1924. p. 670/681; *Stahleisen* 1926. S. 987.
- Hruska, J. H.: Chemische Zusammensetzung großer Stahlblöcke. *Iron Age* 1926. p. 1049.
- Hadfield, R. A.: Die physikalische Chemie bei der Stahlerzeugung. *Trans. Faraday Soc.* 1925. Vol. 21, 2. Teil, Nr. 62, S. 172; *Stahleisen* 1925. S. 1890.
- Bulle, G.: Die Kühlung von Siemens-Martin-Öfen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 10; *Stahleisen* 1927. S. 41.
- Bansen, H.: Beiträge zur Untersuchung der Vorgänge im Siemens-Martin-Ofen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 111.
- Knickenberg, H. und E. F. Aye: Wärmebilanz eines Siemens-Martin-Betriebes. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 115.
- Schleicher, S.: Die Gewinnung von zink- und bleioxydhaltigem Flugstaub aus den Abgasen eines Siemens-Martin-Ofens. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 107; *Stahleisen* 1927. S. 169.
- Schwarz, C.: Die Ausflammverluste an Siemens-Martin-Öfen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 114.
- Trubin, K. G.: Vom Aufkohlen beim Siemens-Martin-Verfahren. *Bote d. Metallindustrie* 1924. Nr. 4/6, S. 5.
- Schach-Paronjanz, G. I.: Das Siemens-Martin-Verfahren. *Bote d. Metallindustrie* 1924. Nr. 4/6, S. 67.
- McKance, A.: Reaktionen im basischen Siemens-Martin-Ofen. *Iron Coal Trades Rev.* 1926. p. 201, 229.
- Cort, St. J.: Vergleich von Siemens-Martin-Öfen mit verschiedenem Fassungsvermögen. *Stahleisen* 1926. S. 1438.
- Diehl, A. N.: Über Untersuchungen in einem Amerikanischen Siemens-Martin-Werk. *Stahleisen* 1926. S. 1441.
- Huessener, K.: Verbrennungsregler für Siemens-Martin-Öfen. *Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1926. p. 1047; *Stahleisen* 1926. S. 1524.
- Herty, C. H. jr.: Chemisches Gleichgewicht von Mangan, Kohlenstoff und Phosphor beim basischen Siemens-Martin-Verfahren. *Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1926. p. 1107; *Stahleisen* 1926. S. 1597.
- Herzog, E.: Der heutige Stand unserer Kenntnisse vom Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1926. S. 1631, 1777.
- Keats, J. L. und C. H. Herty jr., Wilmington: Die Abscheidung der Metalloide im basischen Siemens-Martin-Verfahren. *Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1926. p. 1079; *Stahleisen* 1926. S. 1880.
- Bulle, G.: Die Kühlung von Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1927. S. 41, 85.
- Peirce, C.: Erzeugung von sog. Randstahl. *Trans. Am. Inst. Min. Met. Eng.* 1926. p. 1026; *Stahleisen* 1926. S. 1564.
- Sperr, D. W. jr.: Erhöhung des Ausbringens von Siemens-Martin-Öfen durch Reinigung des verwendeten Gases. *Iron Trade Rev.* 1926. p. 1046, 1052.
- Schmitz, Fr.: Der Einfluß des Flugstaubes auf die Zerstörung der feuerfesten Steine im Siemens-Martin-Ofen. *Ber. Werkst.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1926. Nr. 89.
- Sieurin, E.: Über die Veränderung von Silikasteinen während des Betriebes im Martinofen. *Ber. d. Keram. Ges.* 1926. Nr. 5, S. 241.
- Schleicher, S.: Die Gewinnung von zink- und bleioxydhaltigem Flugstaub aus den Abgasen eines Siemens-Martin-Ofens. *Stahleisen* 1927. S. 169.
- Gasersparende Umstellvorrichtungen für Regenerativöfen. *Stahleisen* 1927. S. 229.
- Ziegler, A.: Wasserkühlung an Siemens-Martin-Ofenköpfen. *Stahleisen* 1927. S. 98.
- Prentiß, F. L.: Das Siemens-Martin-Werk der Ford Co. *Iron Age* 1926. Vol. 118, p. 1539; *Stahleisen* 1927. S. 407.
- Smith, A. W.: Verwendung von manganreichem Roheisen und manganhaltigen Erzen beim Siemens-Martin-Verfahren. *Stahleisen* 1927. S. 417.
- Meiser, J.: Silizium-Baustahl aus dem Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1927. S. 446.
- Larsen, B. M. und J. W. Campbell: Optische Temperaturmessungen im Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1927. S. 463.
- Cain, R. L.: Die Herstellung von Schmiedestahl im basischen Siemens-Martin-Ofen. *Stahleisen* 1927. S. 508.
- Bouffart: Führung und Überwachung von Siemens-Martin-Öfen. *Rev. Mét.* 1926. p. 381.
- Herty, C. H.: Betriebsergebnisse mit verschiedenartigem Einsatz im basischen Siemens-Martin-Ofen. *Fuels. Furn.* 1926. p. 1191.
- Hennecke, R.: Das Schrottkohlungsverfahren. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* Nr. 119.
- Lois, E. de: Die Geschwindigkeit der Kohlenstoffverbrennung aus dem Einsatz im Siemens-Martin-Ofen. *Rev. Mét.* 1926. p. 369.
- Pavloff, M.: Abmessungen von 100-t-Siemens-Martin-Öfen. *Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh.* 1927. Nr. 122.

- Schaeffer, P.: Der Einsatz im basischen Siemens-Martin-Ofen. *Min. Metallurgy* 1926. p. 433.
 Trinks, W.: Einfluß der Bauart auf die Arbeitsweise von Siemens-Martin-Öfen. *Fuels Furn.* 1927. p. 33.
 Eine neue Gitterung für Regenerativöfen, insbesondere für Siemens-Martin-Öfen. *Stahleisen* 1927. S. 635.
 Der Gaskanal im Stahlwerksbetrieb. *Stahleisen* 1927. S. 670.
 Feuerfeste Baustoffe für Siemens-Martin-Öfen. *Fuels Furn.* 1927. p. 175.
 Veach, C. W.: Über den Bau von Siemens-Martin-Öfen. *Blast Furnace* 1927. p. 92.

Literatur über Gaserzeuger.

Werke.

- Ledebur, A.: Die Gasfeuerungen für metallurgische Zwecke. Freiberg 1891.
 Haber, F.: Thermodynamik technischer Gasreaktion. München 1905.
 Jüptner, H. v.: Chemische Technologie der Energien. Bd. I. Leipzig 1905.
 — Beiträge zur Theorie des Generators und des Wassergases. Stuttgart 1904.
 — Die Heizgase der Technik. Leipzig 1920.
 Schmatolla, E.: Die Gaserzeuger und Gasfeuerungen. 2. Aufl. Hannover 1908.
 Fischer, Ferd.: Die chemische Technologie der Brennstoffe. Bd. 2. Braunschweig 1897/1901.
 — Taschenbuch für Feuerungstechniker. 8. Aufl. Stuttgart 1921.
 — Kraftgas. Theorie und Praxis der Vergasung fester Brennstoffe. 2. Aufl., neu bearb. von J. Gwosdz. Leipzig 1921.
 Kietaihl, C.: Das Generatorgas, seine Erzeugung und Verwendung. Wien 1910.
 Fuchs, P.: Wärmetechnik des Generators und Dampfkesselbetriebes. 3. Aufl. Berlin 1913.
 Quasebart, K.: Gasförmige Heizstoffe (im Ergänzungswerk zu Muspratts Enz. Handb. d. techn. Chem. Bd. 1). Braunschweig 1917.
 Dichmann, C.: Der basische Herdofenprozeß. 2. Aufl. Berlin 1920.
 Trenkler, H. R.: Die Gaserzeuger. Handbuch der Gaserei mit und ohne Nebenproduktengewinnung. Berlin 1923.
 Hermanns, H.: Gasgeneratoren und Gasfeuerungen. Ein Hilfsbuch für Bau und Betrieb von Gaserzeugern und gasgeheizten industriellen Öfen. 2. Aufl. Halle (Saale) 1924.
 Korevaar, A.: Combustion in the gas producer and the blast furnace. A new theory. London 1924.
 Schilling und Bunte: Handbuch der Gastechnik. Bd. 9. München und Berlin 1919.
 Mathesius, W.: Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhüttenwesens. 2. Aufl. Leipzig 1924.

Einzelne Abhandlungen.

- Klingenberg, G.: Wirtschaftlichkeit von Nebenerzeugnisanlagen für Kraftwerke. *Stahleisen* 1918. S. 1.
 Trenkler, H. R.: Nebenproduktgewinnung aus Generatorgas und ihre Beziehung zur Kraft-
 erzeugung. *Z. V. d. I.* 1918. S. 85.
 Gwosdz, J.: Über die Zersetzung von Wasserdampf an glühenden Kohlen. *Verh. Ver. Gewerbfl.* 1918. S. 33; s. auch *Stahleisen* 1918. S. 661.
 Strache, H.: Vergasung der Kohle unter Gewinnung der Nebenprodukte. *Mont. Rundsch.* 1918. S. 160.
 Benson und Davis: Tieftemperatur-Destillation der Braunkohle. *Journ. Ind. Eng. Chem.* 1917. p. 946.
 Markgraf, H.: Über Schlackenabstichgaserzeuger im Vergleich zu solchen mit Wasserabschluß. *Stahleisen* 1918. S. 649.
 Hudler, J.: Koks und Kohle als Gaserzeuger-Brennstoff. *Stahleisen* 1918. S. 765.
 Hermanns, H.: Der Gaserzeuger, seine Entwicklung und sein heutiger Stand. *Feuerungstechn.* 1918. S. 181.
 Lürmann, F. W.: Über Entgasung und Vergasung. *Stahleisen* 1918. S. 666.
 Částek, Fr.: Berechnung der Verbrennungs- oder Generatorgasmenge aus deren Analyse und aus dem Heizwert der Kohle. *Stahleisen* 1919. S. 7.
 Ostwald, Wa.: Zur Theorie des Vergasungsvorganges. *Chem.-Zg.* 1919. S. 229.
 Radke, M.: Bestimmung der zugesetzten Dampfmenge in Gaserzeugern. *Stahleisen* 1919. S. 1080.
 Krieger, R.: Eine neue Gaserzeugeranlage. *Stahleisen* 1919. S. 1197.
 Gwosdz, J.: Gaserzeuger mit Teergewinnung. *Z. Dampfk. Maschbtr.* 1919. S. 267.
 Neumann, K.: Die Vergasung von Braunkohle in neuzeitlichen Gaserzeugern. *Stahleisen* 1919. S. 1233.
 — Gaserzeuger aus Eisenbeton. *Iron Age* 1918. p. 745.
 Brendow und Reitmeister: Eine einfache Sicherheitsvorrichtung für Gaserzeuger. *Stahleisen* 1919. S. 1600.
 Mc Climon, J. S.: Betrieb eines Gaserzeugers. *Chem. Metallurg. Engg.* 1919. p. 633.
 Banco, d'Huart und Neumann: Die Vergasung von Braunkohle in neuzeitlichen Drehrost-Gaserzeugern. *Stahleisen* 1920. S. 476.

- Krumbiegel, K.: Gaserzeugung aus Braunkohle mit Wertstoffgewinnung. Braunkohle 1920. S. 6.
- Hermanns, H.: Über rostlose Gaserzeuger mit flüssigem Schlackenabstich. Z. V. d. I. 1920. S. 351.
- Raabe, K.: Übelstände im Betrieb von Gaserzeugern. Feuerungstechn. 1920. S. 142.
- Essich, O.: Der Zusatz von Kohlensäure zum Generatorprozeß. Feuerungstechn. 1920. S. 184.
- Bunte, K.: Über Gaserzeuger. Journ. Gasb. Wasservers. 1920. S. 541.
- Culbertson, A. L.: Der Chapman-Rührer für Gaserzeuger. Iron Coal Trades Rev. 1920. p. 36.
- Gwosdz, J.: Zusatz von Kohlensäure beim Generatorprozeß. Feuerungstechn. 1921. S. 73.
- Schüler, P.: Über die Stoff- und Wärmebilanz des Drehrostgenerators. Feuerungstechn. 1921. S. 95.
- Dolch, M.: Der Drehrohrofen, sein derzeitiger Entwicklungszustand, seine technischen und wirtschaftlichen Entwicklungsmöglichkeiten. Mont. Rundsch. 1921. S. 117.
- Koschmieder, H.: Der Generator zur Vergasung der natürlichen Brennstoffe mit Gewinnung der Nebenprodukte. Brennstoffchemie 1921. S. 134.
- Der Einfluß der Feuchtigkeit der Brennstoffe auf die Generatorvergasung. Brennstoffchemie 1921. S. 117.
- Hudler, J.: Rauchgaszusatz beim Generatorprozeß in Gaswerken. Journ. Gasb. Wasservers. 1921. S. 475.
- Trenkler, H. R.: Die Entwicklung des Gaserzeugerbaues. Glaser 1921. S. 3.
- Gwosdz, J.: Beiträge und kritische Betrachtungen zur Generatorgaserzeugung. Brennstoffchemie 1921. S. 209.
- Beiträge und kritische Betrachtungen zur Generatorgaserzeugung. II. Brennstoffchemie 1921. S. 345.
- Balley, K. M.: Ein neues Verfahren zur Staubkohlenvergasung. Chem.-Zg. 1921. S. 789.
- Lichte, H.: Moderne Pintsch-Generatorgasanlagen und deren Betriebsergebnisse mit den verschiedensten Brennstoffen. Gas Wasserfach 1921. S. 635; vgl. Stahleisen 1921. S. 1547.
- Gwosdz, J.: Die Herstellung von Generatorgas mit Berücksichtigung der Nebenerzeugnisgewinnung. Braunkohle 1920. S. 333; 1921. S. 385.
- Seigle, J.: Vergleichsberechnungen bei Zusatz von Wasserdampf zum Wind bei Gaserzeugern. Rev. Mét. 1921. p. 608.
- Dessemond, A.: Anwendung von heißem Wind bei Abstichgaserzeugern. Génie civil 1921. p. 561.
- Seldon, H. W.: Reinigen von Generatorgas aus bituminöser Kohle. Blast Furnace 1921. p. 708.
- Stassano, E.: Der thermoelektrische Gaserzeuger. Metallurgia ital. 1921. p. 575.
- Helfenstein, A.: Die Aussichten der elektrischen Vergasung von Brennstoffen. Z. angew. Chem. 1922. S. 73.
- Gwosdz, J.: Über die Erzeugung von Wassergas in besonderen Anlagen. Gas Wasserfach 1922. S. 88.
- Vergasung von Brennstoffen mit Hilfe des elektrischen Stromes. Wärme 1922. S. 247.
- Beiträge und kritische Betrachtungen zur Generatorgaserzeugung. Brennstoffchemie 1922. S. 343.
- Neuere mechanische Roste und Aschenaustragvorrichtungen für Gaserzeuger, insbesondere für solche mit langgestrecktem Schachte. Feuerungstechn. 1922. S. 269.
- Wentzel, K.: Die Generatorgasfeuerung in der Mittel- und Kleinindustrie. Wärme 1922. S. 145.
- Laut, R.: Über die Bestimmung des Dampfzersetzungsgrades in Generatorprozessen. Gas Wasserfach 1922. S. 257.
- Atkinson, J. S.: Stahlwerksöfen und Gaserzeuger. Iron Coal Trades Rev. 1922. p. 533.
- Thau, A.: Die Vorgänge in der Steinkohlenschwelretorte. Glückauf 1922. S. 597.
- Meyer, G. H.: Vergasung von erdigen Rohbraunkohlen mit hohem Wassergehalt. Chem.-Zg. 1922. S. 625.
- Hilliger und Wurm: Braunkohlenvergasung bei Gewinnung von Urteer. Forsch.-Arb. Ing. 1921. H. 243.
- Dubois und Müller: Vergasung von Rohbraunkohle. Z. V. d. I. 1922. S. 821.
- Illies, H.: Generatorgas für Schmelzöfen nach dem Nielsen-Prozeß. Wärme 1922. S. 522.
- Trenkler, H. R.: Wärmeersparnis im Gaserzeugerbetrieb. Archiv Wärmewirtsch. 1922. S. 193.
- Odell, W. W.: Kohle- und Koksmischungen für Wassergaserzeuger. Techn. Paper p. 284; Dep. of the Interior, B. of Min.
- Jellinek und Diethelm: Über das Generatorgasgleichgewicht bei hohen Drücken. Z. anorg. Chem. 1922. S. 203.
- Schrödter, R.: Über den Einfluß des Höhenunterschiedes und der Entfernung zwischen Gaserzeugern und Öfen im Martinbetriebe. Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 65.
- Kronenberger, Die Wärmeökonomie des Generatorwassergasprozesses, ihre Verbesserung durch die richtige Einstellung des Generatorbetriebes und durch Rückgewinnung der für den Prozeß verwertbaren Abwärme. Gas Wasserfach 1922. S. 745.
- Clements, F.: Gaserzeugerbetrieb in englischen Stahlwerken. Iron Coal Trades Rev. 1923. p. 669.
- Tropsch, H.: Der Morgan-Gaserzeuger in England, Schottland und Wales. Iron Coal Trades Rev. 1922. p. 608.
- Engelhard, C.: Vergasung von Braunkohle im Generator. Z. angew. Chem. 1923. S. 98.
- Windett, V.: Gaserzeuger und Generatorgas. Blast Furnace 1923. p. 55.
- Wollaston und Booth: Neue Wege im Gaserzeugerbau. J. Soc. Chem. Ind. 1923. 11. Mai; s. auch Brennstoffchemie 1923. S. 254.
- Dyrssen, W.: Gaserzeugerbetrieb in den Stahlwerken der Vereinigten Staaten. Iron Trade Rev. 1923. p. 1677; Iron Coal Trades Rev. 1923. p. 971. Year Book Am. Iron Steel Inst. 1923. p. 96; vgl. Stahleisen 1924. S. 180.

- Dolch, M.: Über die Zusammensetzung der Destillationsgase fester Brennstoffe. Brennstoffchemie 1923. S. 247.
- Wilhelmi, A.: Untersuchungen über den Betrieb des Abstichgaserzeugers. Ber. Stahlw. Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 75.
- Vater, G.: Studien zur Wärmewirtschaft des Doppelgasverfahrens. Gas Wasserfach 1923. S. 645.
- Clements, F.: Gaserzeugerbetrieb in englischen Stahlwerken. J. Iron Steel Inst. 1923. p. 97; Stahleisen 1923. S. 1303.
- Lebeau, P.: Über Menge und Natur der aus festen Brennstoffen unter Einwirkung von Hitze und Vakuum abgegebenen Gase. Comp. rend. 1924. p. 391.
- König, G.: Überwachung des Generatorbetriebes mittels volumetrischer Verbrennung. Archiv Wärmewirtsch. 1924. H. 4, S. 70.
- Odell, W.: Gasflammkohle in Wassergaserzeugern. Bureau of Mines, Departement of the Interior, Techn. Paper 1923. p. 274.
- Becker, H.: Vergasung rheinischer Braunkohle, Gaserzeuger und Entteerungsanlagen. Braunkohle 1924. S. 109.
- Neuzzeitliche Braunkohlenvergasungsanlagen in Westdeutschland. Brennstoffchemie 1924. S. 297.
- Mit rheinischen Braunkohlenbriketts beschickte Drehrost-Gaserzeugeranlagen. Feuerungstechn. 1924. S. 203.
- Hock, H.: Über die Zusammensetzung und Verarbeitung des technischen Steinkohlenschwelgases. Z. angew. Chem. 1924. S. 252.
- Gehlhoff, Ricklefs und Schreiber: Der Wärmefluß im Siemens-Braunkohlegenerator mit Treppenrost. Z. techn. Phys. 1924. Nr. 6, S. 278.
- Bunte, K.: Betriebsmäßige Vergasung von grubenfeuchter erdiger Braunkohle. Gas Wasserfach 1924. S. 344.
- Huessener, K.: Der Abstichgaserzeuger in Stahlwerken. Iron and Steel Eng. 1924. p. 457.
- Koschmieder, H.: Die Generatorvergasung der Brennstoffe. Brennst. Wärmew. 1924. S. 196.
- Strache, H.: Über den Generatorbetrieb. Sparwirtsch., Ges. f. Wärmew. 1924. H. 13/14, S. 61.
- Seidenschnur, F.: Die Versuchsanlage der wärmewirtschaftlichen Abteilung des Braunkohlenforschungsinstitutes auf der Reichen Zeche bei Freiberg. Braunkohlenarchiv 1923. H. 7, S. 1.
- Gerhard, Erfahrungen im Generatorbetrieb mit wassergekühlten Mänteln. Gas Wasserfach 1925. S. 241.
- Faber, A.: Chemie und Technik der Braunkohlengaserei. Z. angew. Chem. 1925. S. 173.
- Drehrostgaserzeuger für Braunkohle. Feuerung 1925. S. 4.
- Gwosdz, J.: Mechanische Roste und Aschenausstragvorrichtungen für Gaserzeuger. Feuerungstechn. 1925. S. 157.
- Neuere Erfahrungen und Erkenntnisse über die Zersetzung des Wasserdampfes im Gaserzeuger und ihren Einfluß auf die Nebenerzeugnisgewinnung. Feuerungstechn. 1925. S. 37.
- Kaiser, F.: Versuche an einer neuen Gaserzeuger- und Gasmaschinenanlage mit Urteergewinnung. Z. bayr. Rev.-V. 1925. S. 43.
- Marischka, C.: Erfahrungen im Generatorbetrieb mit wassergekühlten Mänteln. Gas Wasserfach 1925. S. 405.
- Evetts, G.: Wärmewirtschaftliche Betrachtungen bei der Gaserzeugung. Engg. 1925. p. 815.
- Deschamps, J.: Einfluß pulsierender Gasströme auf die Verbrennung. Iron Coal Trades Rev. 1925. p. 922.
- Becker, H.: Die Erzeugung und Bewertung der auf rheinischen Hütten verwendeten heißen und kalten Braunkohlegeneratorgase. Stahleisen 1925. S. 1213.
- Trutnovsky, H.: Über das Verhalten von Braunkohlenbriketts im Generator. Braunkohle 1925. S. 373.
- Gehlhoff, Ricklefs und Schreiber: Die Vergasung von Rohbraunkohle im Siemensgenerator mit Treppenrost. Z. techn. Phys. 1925. S. 338.
- Dermott, Mc: Die Verwendung eines Gemisches von Hochofengas und Luft in Gaserzeugern. Iron Steel Eng. Vol. 2, p. 269. 1925.
- Braunkohlegeneratorgas auf rheinischen Hütten. Arch. Wärmewirtsch. 1925. S. 239.
- Faber: Gaserzeuger mit drehbarem Hohlstabrost. Feuerungstechn. 1925. S. 267.
- Hennecke, R.: Dampfgewinnung für Gaserzeuger unter Ausnutzung des Ofenkühlwassers. Stahleisen 1925. S. 1602.
- Rummel, K.: Die Überwachung des Generatorbetriebes für Martinöfen. Mitt. Wärmest. V. d. Eisenh. Nr. 69.
- Osann, B.: Versuche zwecks Feststellung der günstigsten Zusammensetzung des Generatorgases durch Änderung der Schütthöhe und der Wasserdampfmenge. Stahleisen 1925. S. 1566.
- Neumann und Jacob: Regenerierung von Verbrennungsgasen. Gas Wasserfach 1925. S. 85.
- Hudler, J.: Der gegenwärtige Stand und die künftigen Entwicklungsmöglichkeiten der Industrie der gasförmigen Brennstoffe. Brennst. Wärmew. 1925. S. 109.
- Plaister, A. J.: Ein einfaches Schaubild zur Berechnung des Heizwertes von Generatorgas. Fuel 1925. p. 153.
- Huyck, A. B.: Der Gaserzeuger in Theorie und Praxis. Blast Furnace 1924. p. 542.
- Arnemann, C.: Wie vergase ich mitteldeutsche Braunkohle? Feuerungstechn. 1925. S. 3.

- Hock, H.: Über die Zusammensetzung und Verarbeitung des technischen Steinkohlenschwefelgases. Z. angew. Chem. 1925. S. 945.
- Trenkler, H. R.: Die mechanische Beeinflussung des Brennstoffes im Gaserzeuger. Z. V. d. I. 1925. S. 1549; Sonderheft d. V. d. I. Bd. 69, 1925. S. 59.
- Becker, H.: Die Bewertung von heißen und kalten Braunkohlen- und Steinkohlengeneratorgasen auf Grund der Bezugzahl. Braunkohle 1925. S. 793; Metall Erz 1925. S. 291; Stahleisen 1925. S. 1215.
- Sissingh, M. C.: Dampfkessel-Wassergas-Generator mit automatischer Entschlackung auf der Gasfabrik Rotterdam-Keilehaven. Gas Wasserfach 1925. S. 734.
- Gieseler, E. F.: Die Teerabscheidung bei Vergasung rheinischer Braunkohle in Generatoren. Chem.-Zg. 1925. S. 934.
- Krekeler, K.: Die Sicherheitseinrichtungen an Generatoranlagen. Braunkohle 1925. S. 840.
- Gwosdz, J.: Die Mittel zur Ermöglichung einer Verwendung von backenden Brennstoffen im Gaserzeuger. Wärme 1926. S. 75.
- Über die Schachtausmauerung bei Gasgeneratoren. Feuerfest 1926. S. 45.
- Leo, K.: Berechnungen zum Generatorprozeß. Brennst. Wärmew. 1926. S. 107.
- Keppeler, G.: Torfvergasung und Torfverkokung. Stahleisen 1926. S. 631.
- Seeley, H. K.: Wassergaserzeugung bei Verwendung bituminöser Kohle. Chem. Met. Eng. 1926. p. 218.
- Faber, A.: Betriebstechnik und Überwachung der Braunkohlenvergasung. Brennst. Wärmew. 1926. S. 155.
- Leahy, J. E.: Gaserzeugerbetrieb. Fuels and Furnaces 1926. p. 837.
- Bloom, F. S.: Abmessungen, Betriebsweise und -ergebnisse mit Dampfstrahlgebläse. Regelung der Wasserdampfzufuhr bei Verwendung von Turbogebbläsen. Fuels a. Furnaces 1926. Nr. 4, S. 451.
- Czerny, R.: Wasserdampf oder Verbrennungsgase als Zusatz zur Vergasungsluft im Gasgeneratorbetrieb. Feuerungstechn. 1926. S. 13.
- Arnemann, K.: Die Vergasung von deutscher Braunkohle. Braunkohle 1926. S. 641.
- Becker, H.: Die elektrische Entteerung des Braunkohlengeneratorgases. Braunkohle 1926. S. 189, 827; vgl. Stahleisen 1926. S. 1757.
- Ammon, Chr.: Der Zusatz von Abgasen industrieller Feuerungen zur Vergasungsluft der Generatoren. Chem.-Zg. 1927. S. 41.
- Fiorelli, F.: Vergasung von staubförmigen Brennstoffen in Schmelzöfen. Metallurgia ital. 1925. p. 381.
- Jaworski, P.: Erfahrungen und Fortschritte auf dem Gebiete der Gaserzeugung und Feuerungstechnik in der Bismarckhütte. Feuerungstechn. 1927. S. 102.
- Odell, Wm. W.: Gasherstellung und Brennstofffragen der Californischen Gasindustrie. Washington: Departement of Commerce Bureau of Mines 1926. 9. p. 4; Reports of Investigation. Serial Nr. 2769.
- Haslam, Mackie and Reed: Umsetzungen in der Brennstoffschicht eines Gaserzeugers. Ind. Eng. Chem. 1927. p. 119 a. 141.
- Möller, R.: Mechanische Stochochrichtungen für Gaserzeuger. Feuerungstechn. 1927. S. 113.
- Gwosdz, J.: Bedeutung der Wärmerückgewinnung für die Technik der Wassergaserzeugung. Arch. Wärmewirtsch. 1927. S. 120.

V. Die Kleinbessemererei.

Von

Oberingenieur Max Escher.

Allgemeines¹⁾.

Die Verwendung des Kleinkonverters empfiehlt sich besonders für die Herstellung von kleinen und dünnwandigen, harten und weichen Stahlgußstücken. Anfänglich wurden Kleinbirnen auch zur Herstellung von Blöcken und sogar von Werkzeugstahl benutzt, doch war das Erzeugnis, da es den Kuppelofen durchlaufen hatte, nicht von besonderer Reinheit. Da und dort findet der Kleinkonverter ferner Verwendung in Stahlwerken zum Nachfüllen von großen Blöcken und Gießtrichtern schwerer, aus dem Siemens-Martinofen gegossener Stücke, endlich zur Herstellung von hochwertigem Grauguß, Temperguß und kohlenstoffarmem Roheisen.

Kleinbessemerereien werden vorzugsweise an bestehende Eisengießereien, seltener an Siemens-Martinwerke angegliedert; aber auch als selbständige Anlagen haben viele ihre Lebensfähigkeit bewiesen²⁾. Die geringeren Anlagekosten, die Einfachheit des Betriebes und die Möglichkeit, die Erzeugung innerhalb weiter Grenzen dem Bedarf anzupassen, sichern dem Kleinkonverter seine Zukunft.

Alle heutigen Kleinkonverter sind mit Seitendüsen ausgerüstet und weichen nur in untergeordneten Einzelheiten, wie der Bauart der Drehvorrichtung, voneinander ab. Die Bodendüsen, wie sie beim Großkonverter üblich sind, haben sich für die Herstellung von Gußstücken nicht bewährt. Die damit ausgerüsteten Kleinkonverter ergaben meist ein gasreicheres, weniger heißes Eisen und erforderten wegen des hohen ferrostatischen Druckes stärkere Gebläse. Wieweit an den Mißerfolgen Unerfahrenheit in der Stahlerzeugung die Schuld trug, läßt sich heute nicht mehr feststellen.

Die Bauarten der Kleinkonverter.

Der erste erfolgreiche Seitendüsenkonverter war der auf dem französischen Werke *Aciéries et Forges de Stenay* im Jahre 1886 gebaute Robertkonverter. Über seine Entstehung berichtet *Toussaint Levoz*³⁾, damaliger Betriebsleiter dieses Werkes, folgendes: „Ende des Jahres 1884 wurde in Stenay ein Clapp-Griffith-Konverter englischen Ursprungs aufgestellt. Dieser feststehende, mit seitlichen, auf den ganzen Umfang verteilten und in halber Badtiefe mündenden Düsen ausgerüstete Konverter (= Verwandler) (Abb. 281) zeitigte keine befriedigenden Ergebnisse. Bei hohem Abbrand wurde ein nur mäßig heißes Eisen erzielt, das zu Formguß nicht verwendet werden konnte, sondern nur zum Gießen von Blöcken zu gebrauchen war. Die etwas umständliche Handhabung — der Konverter muß nach Anstellen des Windes gefüllt und vor Abstellen des

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, 2. Aufl., S. 237.

²⁾ In der Stahlgießerei der Firma G. und J. Jaeger, G. m. b. H. in Elberfeld sind zur Zeit 7 Konverter verschiedener Größe bis zu 5 t Fassungsvermögen aufgestellt.

³⁾ Quelques vérités sur la mise en pratique des petits Convertisseurs „Bessemer“, Paris 1905.

Windes durch Abstich entleert werden¹⁾ — war die Veranlassung dazu, daß im folgenden Jahre neben dem Clapp-Griffith-Konverter ein mit Kippvorrichtung versehener, im übrigen fast gleichgebauter, von Ch. Walrand konstruierter Konverter (Abb. 282) aufgestellt wurde. Das Erzeugnis fiel jedoch nicht wesentlich besser aus²⁾. Erst als einmal durch Zufall der Konverter mit einer zu geringen Menge Kuppelofeneisen beschickt worden war, so daß die Düsen vom Metall nur wenig überdeckt waren, wurde man gewahr, daß bei geringerem Kraftaufwand für das Gebläse und bei kürzerer Blasezeit bedeutend heißerer Stahl entstand³⁾, der erst die Herstellung tadelloser Gußstücke ermöglichte.“

Im folgenden Jahre (1886) mußte der Clapp-Griffith-Konverter dem nach Levozs Angaben gebauten und unter dem Namen des Direktors Robert bekannt gewordenen, in Abb. 283 dargestellten Konverter weichen. Die Düsen sind bei diesem so gestellt, daß das

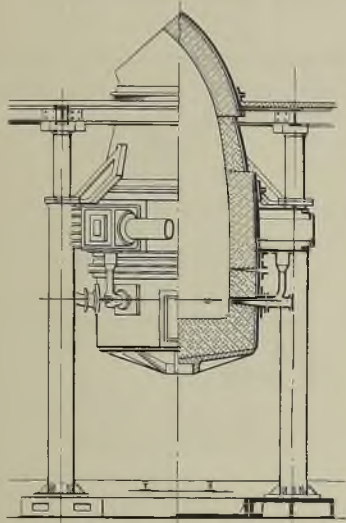
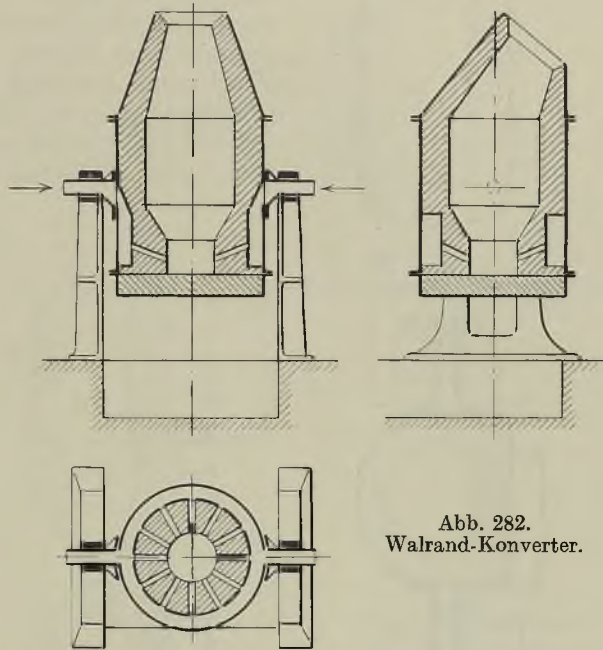


Abb. 281. Clapp-Griffith-Konverter.

Abb. 282.
Walrand-Konverter.

Bad durch den Luftstrom zum Kreisen um die senkrechte Achse gebracht wird. Sie berühren zu Beginn des Blasens die Badoberfläche. Zu Beginn der zweiten Periode wird der Konverter so weit gedreht, daß sie etwa 5 cm unter die Badoberfläche tauchen.

In ähnlicher Weise werden heute fast alle Seitendüsen-Konverter geblasen, jedoch hat sich eine kreisende Bewegung nicht als erforderlich, ja sogar als schädlich, erwiesen⁴⁾. Großkonverter mit seitlicher Windzuführung wurden schon viel früher gebraucht, und zwar bereits von Henry Bessemer selbst⁵⁾, dann von Nyström in Philadelphia (1861 bis 1870) und anderen, doch haben sie wenig Anklang gefunden, vermutlich weil es auch hier an den nötigen metallurgischen Kenntnissen und an Erfahrungen in der Formerei fehlte.

Weite Verbreitung dagegen, besonders auch in Deutschland, fand der dem Robertkonverter nachgebildete Tropenaskonverter (Abb. 284)). Tropenas verwendete eine zweite, obere Düsenreihe, durch die am Anfang der zweiten Periode Wind zugelassen

¹⁾ Konnte der Abstich nicht rechtzeitig erfolgen, so war ein Überblasen der Schmelze unvermeidlich. Das Eisen wurde dadurch blasig und unbrauchbar. Später wurden die Düsen durch Eisenpfropfen verschließbar gemacht.

²⁾ Bekanntlich vermochte der Walrandkonverter auch in Deutschland sich nicht Eingang zu verschaffen.

³⁾ Die Erscheinung, daß bei geringer Badtiefe das Eisen heißer wird, ist auch in Großbessemerieen bekannt, wo bei mattem Gang der Schmelze der Konverter schief gestellt wird, so daß ein Teil der Bodendüsen vom Eisen nur wenig überdeckt ist.

⁴⁾ L. Treuheit, Stahleisen 1919. S. 861 u. f. ⁵⁾ Stahleisen 1913. S. 226.

wurde, um die Verbrennung des Kohlenoxyds zu Kohlensäure im Innern der Birne zu begünstigen. Der Prozeß sollte dadurch beschleunigt und die Temperatur erhöht werden. Die Erfahrung hat jedoch diese Möglichkeit nicht bestätigt. Die oberen Düsen bieten keine wesentlichen Vorteile.

Der Konverter von A. Zenzes † in Berlin-Westend, der früher dem Tropenaskonverter ähnlich war und auch 2 Düsenreihen besaß, erfuhr mancherlei bauliche Verbesserungen, bis er die in Abb. 285 dargestellte Form angenommen hatte. Der Birnenkörper hängt in einem Ring, aus dem er zum Ausbessern herausgehoben und gegen einen anderen ausgewechselt werden kann. Die Verbindung von Windkasten und Konverter findet durch Gasrohre statt, die zum Auswechseln der Birne zurückgezogen werden können. Nötigenfalls kann man bei eingeschränktem Betrieb auch eine kleinere Birne einsetzen. Von dieser letzteren Möglichkeit wird wohl kaum je Gebrauch gemacht.

In Abb. 286 ist ein 2-t-Konverter dargestellt, wie er vom Verfasser vielfach ausgeführt wurde. Der etwa 10 cm

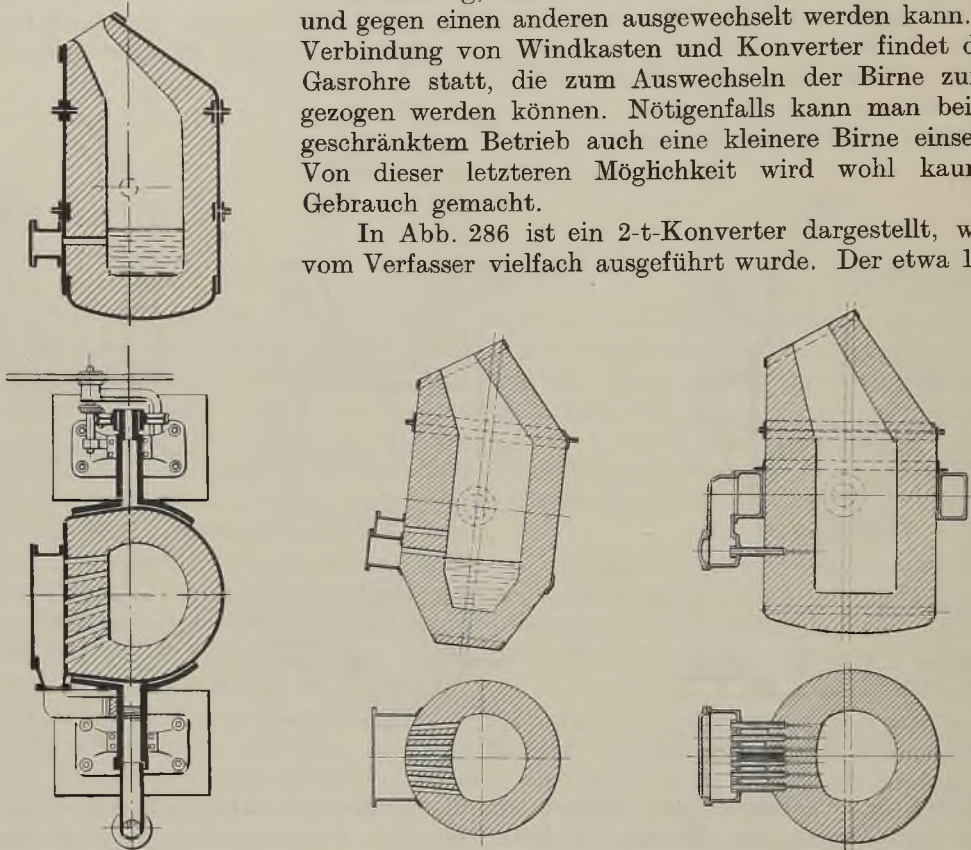


Abb. 283. Robert-Konverter.

Abb. 284. Tropenas-Konverter.

Abb. 285. Zenzes-Konverter.

dicke Bodenstern kann nach Beendigung des Blasens herausgestoßen werden, wodurch das Mauerwerk sich über Nacht genügend abkühlt, so daß es am nächsten Tag ausgebessert und dann die Birne wieder in Betrieb genommen werden kann. Ursprünglich bestanden die 7 Düsen aus $1\frac{1}{4}$ zölligen Gasrohren, die sich nach innen fächerartig verteilten. Heute werden sie aus gebranntem Silikastein hergestellt und parallel geführt, wie dies jetzt bei allen Konvertern der Fall ist.

Bradley Stoughton in Pittsburgh konstruierte den Konverter so, daß das Bodenteil mit den Düsen ausgewechselt werden kann (Abb. 287). Zweckmäßig ist auch eine Teilung des Mantels nach Abb. 288. Die Düsen sind beim Stoughtonkonverter besonders lang ausgebildet. Es soll dadurch eine günstige, d. h. möglichst wirbelfreie Windführung erzielt werden.

Man kann aber erfahrungsgemäß noch heiße Schmelzungen erzielen, wenn die Düsen weit herunter geschmolzen sind. Immerhin hat L. Treuheit¹⁾ durch Versuche festgestellt, daß die Art der Windführung nach dem Innern der Birne auf die Höhe des Abbrandes von Einfluß ist. Den geringsten Abbrand fand er, wenn die Windleitung von oben in

¹⁾ L. Treuheit, Stahleisen 1919. S. 861 u. f.

sich für gewöhnlich als zu teuer erweisen¹⁾. Der in Abb. 291 dargestellte Elektrokonverter von Toussaint Levocz²⁾ ist eine Vereinigung von Konverter und Elektroofen. Bei Beginn des Betriebes ist gegenüber Abb. 291 die Vorrichtung um 90° gedreht. In dem Konverter b wird der flüssige Einsatz gefrischt. Die Flamme tritt von b durch die Öffnung a in die Kammer c ein, in der sich Eisen- und Stahlabfälle befinden, und welche die Elektroden e trägt. Nach Beendigung des Blasens wird der flüssige Inhalt von Kammer b durch Kippen um die Drehzapfen nach Kammer c übergossen, wo er sich mit dem vorgewärmten Schrott mischt und auf

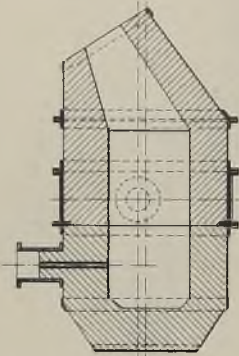


Abb. 287. Konverter nach Bradley-Stoughton.

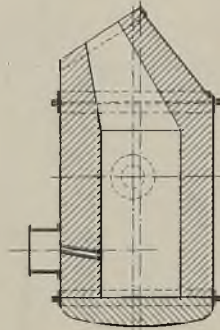


Abb. 288. Konverter mit geteiltem Mantel.

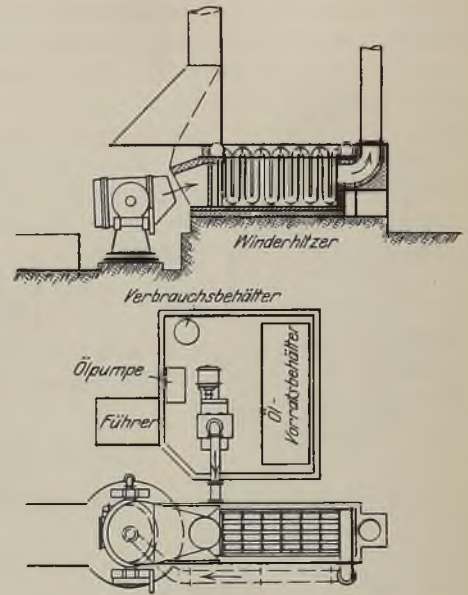


Abb. 289. Anlage zur Winderhitzung beim Stock-Konverter.

elektrischem Wege weiter behandelt wird. Es kann sich nur noch um ein weiteres Überhitzen handeln. Über Betriebsergebnisse mit dieser Vorrichtung ist bis heute nichts bekannt geworden.

Etwas einfacher ist der Elektro-Bessemerofen von Verdon, Cutts und Hault in Sheffield, der aus einem in der Mitte drehbar gelagerten, an beiden Enden geschlossenen

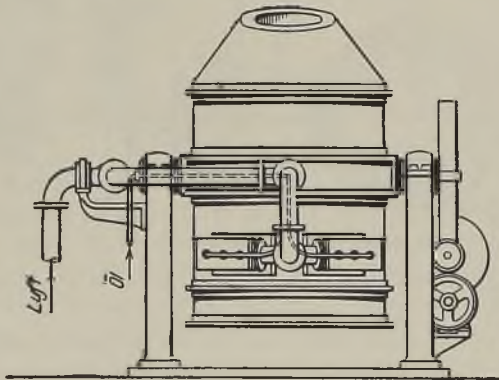


Abb. 290. Mit Öl geheizter Stock-Konverter.

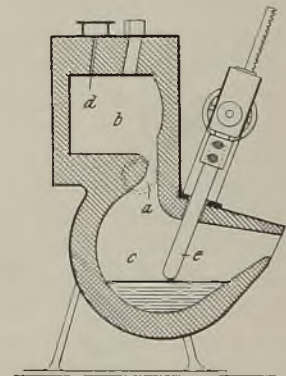


Abb. 291. Elektrokonverter nach Levocz.

Zylinder besteht. Das eine Ende, das beim Frischen unten ist, enthält die Düsen, das andere die Elektroden. Die beim Blasen entstehende Flamme entweicht durch eine seitliche Öffnung in Höhe der Drehzapfen. Nach dem Blasen wird der Konverter um etwa 180° gekippt und die Schmelzung auf elektrischem Wege zu Ende geführt. Die genannten Bauarten von Elektrokonvertern haben nur noch geschichtlichen Wert.

¹⁾ Näheres hierüber S. 426.

²⁾ D.R.P. Nr. 219 710, erloschen.

Fassungsvermögen der Kleinkonverter.

Das Fassungsvermögen der Kleinkonverter schwankt zwischen 500 und 5000 kg. Am häufigsten ist der 2-t-Konverter vertreten, den man nötigenfalls auch mit $2\frac{1}{2}$ t Einsatz, schlimmstenfalls mit $1\frac{1}{2}$ t, noch betreiben kann. Bei einem Fassungsvermögen von weniger als 1000 kg wird der Betrieb teuer, und die Schwierigkeiten, regelmäßig genügend heißen Stahl zu bekommen, wachsen. Walrand hat Birnen von bloß 250 kg Inhalt gebaut. Die Temperatur erhöhte er gegen Ende des Blasens durch Einwerfen von Ferro-Silizium. Das Verfahren, d. h. das Aufheizen von matten Chargen durch Ferro-Silizium, ist auch heute noch im Gebrauch. Der Zusatz findet aber meist schon früher statt, wie unten beschrieben wird.

In einem Konverter können leicht 20 Schmelzungen im Tag oder etwa 100 in der Woche geblasen werden, wenn auf die Instandhaltung des Futters die nötige Sorgfalt und Geschicklichkeit verwandt wird. Die Aufstellung eines zweiten Converters als Reserve erleichtert den Betrieb wesentlich, ebenso die Benützung der Bodenöffnung (Abb. 286 u. 294) zum Zwecke des raschen Abkühlens nach dem Blasen. Unter der Annahme, daß von dem flüssigen Einsatz etwa die Hälfte als gute Ware verkauft werden kann, ergibt sich aus der gewünschten Erzeugungsmenge die Größe und Anzahl der aufzustellenden Konverter. Große Konverter verführen leicht zur Erzeugung von großen Gußstücken, die man billiger in Siemens-Martinöfen herstellt. Aus Gründen der Wirtschaftlichkeit ist auch davon abzuraten, zwei oder mehrere Hitzen in einer Pfanne zu sammeln und daraus ein großes Stück zu gießen, ganz abgesehen von der großen Gefahr, die man läuft, zwei oder mehr Hitzen auf einmal zu verlieren. Das geeignetste Verwendungsgebiet des Kleinkonverters ist immer der Kleinguß. Man wird trotzdem stets auch einige schwerere Stücke in Auftrag nehmen, damit man die weniger heiß gewordenen Schmelzen noch gut vergießen kann.

Kleinkonverteranlagen.

Bei Kleinkonverteranlagen wurden die Kuppelöfen des öftern über den Birnen aufgestellt, derart, daß das flüssige Eisen durch eine Rinne unmittelbar in die Birnen laufen konnte. Diese Anordnung ist wohl gänzlich verlassen worden, da sie kaum besondere Vorteile bietet. Wird eine Kleinbessemerie in einer Eisengießerei eingerichtet, so empfiehlt es sich, sie an das eine Ende der Halle zu verlegen, damit der Betrieb der Eisengießerei nicht gestört wird. Kuppelöfen und Konverter müssen an der Längsseite der Halle stehen, niemals „vor Kopf“ an der Giebelwand, da sie in letzterem Falle nur von einem Kran bedient werden können. Zweckmäßigerweise benützt man für die Bessemerie einen besonderen Kuppelofen, dessen Schmelzleistung so zu bemessen ist, daß er etwa alle $\frac{3}{4}$ Stunden eine Charge an den Konverter abgeben kann. Dabei ist zu berücksichtigen, daß der schrottreiche Einsatz langsamer schmilzt als Roheisen. Würde der Kuppelofen auch noch zum Schmelzen von Grauguß benützt, der vor oder nach den Chargen für die Birne geschmolzen wird, so würde sich in kurzer Zeit ein starkes Anwachsen des Phosphorgehaltes im Stahl bemerkbar machen. Auf sorgfältige Trennung des gewöhnlichen phosphorhaltigen Eisens vom Bessemerisen muß stets peinlich genau geachtet werden. Wird nur ein Konverter benötigt und ausschließlich kleinster Guß hergestellt, der mit Scherenpfannen vergossen wird, so kann man den Konverter unmittelbar neben den Kuppelofen stellen und das flüssige Eisen mittels eines zwischen beiden stehenden Drehkrans vom Kuppelofen nach der Birne verbringen. Dadurch wird der Laufkran entbehrlich, und das Gebäude kann leicht und niedrig, z. B. in Shedbauweise, gehalten werden. Soll jedoch ein Laufkran verwendet werden, so muß derselbe für größte Geschwindigkeiten gebaut sein, damit das Vergießen flott vonstatten geht. Abb. 292 zeigt die Aufstellungsweise eines Converters in einer Gießhalle. Der Konverter muß so nahe an der Außenmauer bzw. der Kranbahn wie möglich stehen, damit die Rauchabführung durch Haube und Schornstein restlos erfolgen kann. Den Gebläseraum legt man meist unmittelbar hinter den Konverter. Das Gebläse soll sich nahe am Konverter befinden.

Gewöhnlich werden Kapselgebläse mit Antrieb durch Motor und Rädervorgelege verwendet, seltener Kolbengebläse, trotzdem sich diese in Verbindung mit einem geräumigen Windkessel zum Ausgleich der Stöße sehr gut bewährt haben¹⁾. Für höhere Drucke als 0,3 at verwendet man gerne mehrstufige Turbogebläse. Unter allen Umständen soll Riemenantrieb vermieden werden, da dieser stets zu unangenehmen Störungen durch Gleiten des Riemens Anlaß gibt.

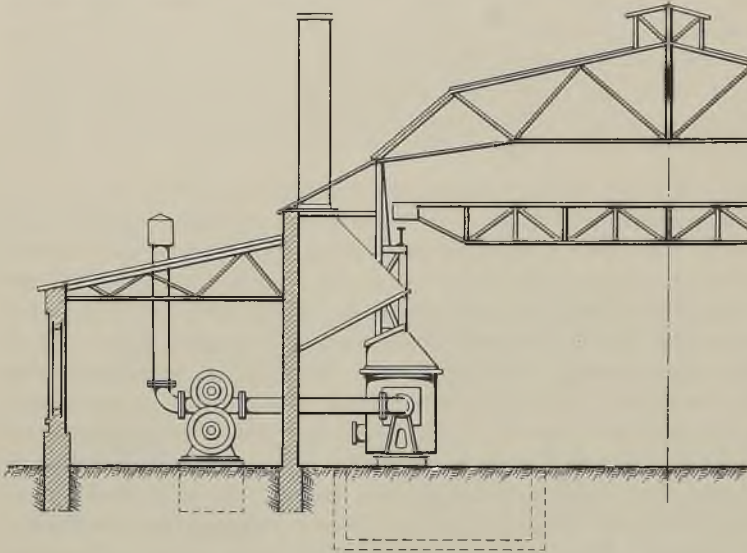


Abb. 292. Aufstellung eines Konverters in der Gießhalle.

Treuheit²⁾ errechnet den Windbedarf für die Tonne Eisen zu 482 m³. Durch Versuche hat er jedoch einen Windbedarf von 700–1000 m³ festgestellt. 800 m³ wird in allen Fällen genügen. Bei einer Blasedauer von 20 Minuten ergibt dies 40 m³ je Minute. In Zahlentafel 61 sind Windmenge und Kraftbedarf für verschiedene Konvertergrößen wiedergegeben, wie sie sich im Betrieb bewährt haben³⁾.

Diese Drücke und Windmengen gelten für das Blasen auf die Oberfläche, wie es in Deutschland üblich ist. Für das Blasen unter die Oberfläche, wie es die Brüder Levoz empfehlen, sind Drücke bis 0,7 at nötig. Der Düsenquerschnitt, der beim Blasen auf die Oberfläche 25–30 mm im Durchmesser beträgt, wird dann auf etwa 22 mm verringert⁴⁾.

Zahlentafel 61.

Windmenge und Kraftbedarf von Kleinbirnen.

Fassungsvermögen in t	1—1½	2—2½	3—3½	5
Düsenzahl	6	7	8	9
Druck at	0,3	0,3	0,4	0,4
Windmenge m ³ /min	50	80	110	140
Kraftbedarf PS	50	80	100	130

Die Windleitungen müssen reichlich weit gewählt werden, so daß die Windgeschwindigkeit 15 m in der Sekunde nicht wesentlich übersteigt. Möglichst denselben Querschnitt wie die Windleitung muß auch der Drehzapfen und die Leitung zwischen diesem und dem Windkasten haben. Scharfe Krümmungen sind nach Möglichkeit zu vermeiden. Der Druck wird durch einen einfachen Blechschieber (Abb. 286) geregelt, durch den man überschüssigen Wind in die Freileitung entweichen läßt. Wechselschieber (Abb. 293), die gleichzeitig die Zuleitung zum Konverter in dem Maße schließen wie die Freileitung geöffnet

¹⁾ Bezüglich Gebläse vgl. S. 194 ff. ²⁾ Stahleisen 1919. S. 861 u. f.

³⁾ Um den Prozeß durchzuführen, genügt schon ein sehr geringer Druck von etwa 0,05 at. Eine Flamme tritt dabei erst bei der Endreaktion an der Mündung auf.

⁴⁾ Stahleisen 1923. S. 436.

wird, sind nur erforderlich, wenn das Gebläse zwischen zwei Hitzen weiterlaufen soll, da in diesem Falle trotz geöffneter Freileitung immer etwas kalte Luft in den Konverter gelangen würde.

Die Birnen werden fast ausschließlich durch Elektromotore gekippt, gelegentlich auch durch Preßluftmotore. Durch Druckwasser betriebene Steuervorrichtungen, wie sie in Großbessemerieen üblich sind, sind hier gänzlich zu verwerfen, da das Festhalten der Birne in einer bestimmten Blasestellung, wie dies beim Kleinbessemerbetrieb unbedingt erforderlich ist, mit Druckwasser-Einrichtungen nicht ohne weiteres möglich ist. Als minutliche Drehzahl der Birne kann $1\frac{1}{2}$ –2 angenommen werden. Der Kraftbedarf für einen 2-t-Konverter beträgt 5–8 PS, für einen 5-t-Konverter 10–12 PS. Wegen des großen Durchmessers der Lagerzapfen ist die Verwendung von Rollenlagern zu empfehlen. Die Birne muß in jeder Lage auch mit der Füllung möglichst gut ausgewuchtet sein, wozu man vielfach die Mitte der Drehachse gegenüber der Mitte der Birne um einige Zentimeter in der Richtung nach dem Düsenkasten hin verschiebt (Abb. 286).

Zum Ausgießen des Stahles in Handpfannen ist die Anordnung einer Handdrehvorrichtung — Kurbel oder großes Handrad —, die ein- und ausgerückt werden kann, wünschenswert. Bei einiger Übung in der Handhabung der Steuerung kann allerdings die Handdrehvorrichtung meist ausgeschaltet bleiben. Sämtliche Teile der Dreh- und Steuervorrichtung sind durch Schutzkappen und Schutzdächer vor dem Zutritt von Eisen- und Schlackenspritzern zu schützen.

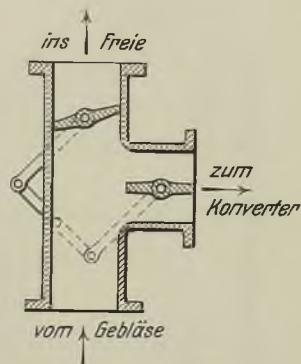


Abb. 293. Wechselschieber.

Bei der Konstruktion und Montage der Lager ist die Ausdehnung des Konverters durch die Erwärmung des Birnenkörpers zu berücksichtigen, indem man genügend Spielraum vorsieht. Die Drehachse des Konverters soll sich für gewöhnlich in einer Höhe von etwa 1,6 m über Hüftenflur befinden, keinesfalls aber höher, da sonst die Handhabung, besonders das Eingießen des Eisens, das Einwerfen der Zuschläge, das Abfangen des Stahles mittels Handpfannen u. a., sehr erschwert wird. Um die Birne nach einem während des Blasens nötig gewordenen Kippen wieder genau in die frühere Stellung bringen zu können, wird an dem der „Kanzel“ zugekehrten Drehzapfen ein Segment und am Lager ein Zeiger angebracht. Die Drehvorrichtung der Regulischieber und, wenn möglich, auch der Antrieb für das Gebläse, werden zweckmäßig stets von der Kanzel aus in Bewegung gesetzt, bei der auch das Manometer angebracht ist, derart, daß der Schmelzmeister von einer Stelle aus, ohne weitere Hilfe in Anspruch nehmen zu müssen, den Blasevorgang beherrschen kann.

Der Birnenmantel hat durch die Ausdehnung des Futters einem erheblichen Druck standzuhalten. Es ist daher der kreisrunde Querschnitt dem ovalen oder rechteckigen, wie sie früher gelegentlich vorkamen, wegen der auftretenden Formveränderungen der letzteren vorzuziehen. Die Blechstärke muß erfahrungsgemäß etwa 15 mm betragen.

Das Verhältnis von Badoberfläche zu Badtiefe beeinflusst wesentlich die Schnelligkeit der zwischen Schlacke und Bad auftretenden Reaktionen. Bei geringer Badtiefe ist der Verlauf unruhig, gelegentlich sehr heftig. Ein günstiges Verhältnis von Durchmesser zu Badtiefe ist 2 zu 1. Das Volumen des Innern der Birne soll mindestens das Fünffache des Metallvolumens betragen. Auch dies ist für den Verlauf der Hitze von Wichtigkeit. Mit zunehmendem Birnenvolumen vermindert sich der lästige Auswurf beträchtlich.

Das Futter.

Das Futter der Kleinkonverter hat gewöhnlich eine Stärke von 0,25–0,4 m. Bei weniger als 0,25 m würden bei länger dauerndem Betrieb die Eisenteile unter der Hitze leiden. Von der Instandhaltung des Futters hängt zum großen Teil das Gelingen der Schmelzen und damit das Gedeihen der Kleinbessemerie ab. Die Kleinkonverter werden heute durchwegs sauer zugestellt, nachdem vielfache Versuche mit basischem Futter

fehlgeschlagen sind. Levoz¹⁾ hat in Stenay auch basische Zustellung benützt, anscheinend mit Erfolg. Indessen erfordert die Herstellung und Instandhaltung des Futters große Erfahrungen. Das Aufheizen mit Ferro-Silizium muß unterbleiben, da hierdurch die Wirksamkeit der Kalkschlacke beeinträchtigt wird und der Phosphorgehalt im Fertigerzeugnis steigt.

Das saure Futter wird entweder aus hochfeuerfesten Keilsteinen gemauert oder aus Stampfmasse nach einem Modell aufgestampft oder endlich etwa nach Abb. 294

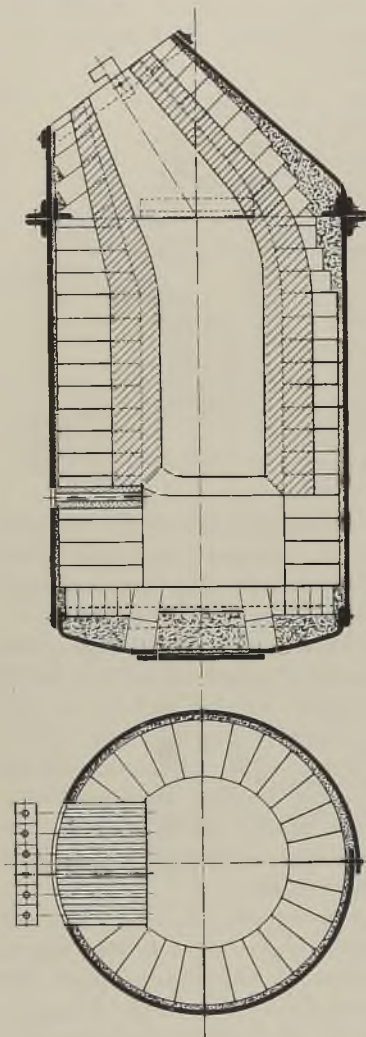


Abb. 294. Aufmauerung des Konverters mit Radialsteinen und Auskleidung mit Klebsand.

durch eine hinreichend knetbare Masse ausgekleidet. Das Futter ist seiner chemischen Zusammensetzung nach in allen Fällen ungefähr dasselbe und enthält etwa 95% Kieselsäure. Bei richtiger Zusammensetzung muß das Futter 40–60 aufeinanderfolgende Hitzen aushalten, doch kann die Zahl der Schmelzen auf weit über 100 gebracht werden, wenn der Konverter, wie dies in vielen Kleinbetrieben der Fall ist, nach kurzem Gebrauch wieder gut ausgebessert wird. Dies kann auch an dem hellrot glühenden Futter geschehen. Die Schlacke muß an den auszubessernden Stellen vorher möglichst entfernt werden. Das gemauerte Futter besteht entweder aus Radialsteinen von der Länge, die der Dicke des Futters entspricht (Abb. 294) oder aus 2–3 Schichten von hochkant gestellten Keilsteinen (Abb. 295). Im letzteren Falle erneuert man nur von Zeit zu Zeit die innere Schicht, während die äußeren Schichten jahrelang halten können. Bei dieser Ausmauerungsart kann es allerdings vorkommen, daß ein Teil der inneren, schon stark ausgeschmolzenen Schicht einstürzt, was eine rasche Abkühlung des Bades und explosionsartige Auswürfe zur Folge haben kann, namentlich gegen Ende der zweiten Periode, so daß die Hitze nicht zu Ende geblasen werden kann. Das Behauen der Steine, wie es beim Kuppelofen üblich ist, ist beim Konverter nicht erforderlich. Die Fugen werden, auch wenn sie noch so groß sind, mit Klebsand ausgefüllt, der ein guter Mörtel ist. Bei der mit Radialsteinen ausgemauerten oder bei der aufgestampften Birne wird nach 40–60 Hitzen der ausgebrannte Teil des Futters oberhalb der Düsen durch Einstampfen von möglichst dicken Schichten Klebsand (mindestens 100 mm) ausgebessert. Wird dabei der Birnenquerschnitt verengt, so ist dies nicht von großer Bedeutung. Dünne Schichten sind zu vermeiden, da sie während des Blasens, meist schon beim Trocknen, leicht abblättern. Das Einstampfen geschieht bei stehender Birne, indem aus Klebsand und sehr wenig

Ton geformte Klötze aufeinander gesetzt werden. Als Baustoff zum Aufstampfen wird auch eine Mischung von Quarzsand oder Quarzit mit möglichst wenig Ton oder auch Klebsand als Bindemittel verwendet, die im Kollergang gut gemischt wird. Man kann ferner den Gebläsesand aus der Stahlgußputzerei mit einem geringen Tonzusatz zu einer brauchbaren Aufstampfmasse zubereiten.

Der Zustand des Futters muß nach jeder Hitze beobachtet und besonders nach dem Stillsetzen des Konverters geprüft werden. Am meisten werden die Düsen und ihre Umgebung angegriffen. Zu Ausbesserungen an dieser Stelle steckt man in die Düsen hölzerne

¹⁾ Toussaint Levoz, *Quelques vérités sur la mise en pratique des petits convertisseurs „Bessemer“*, Paris 1905.

Modelle und umstampft sie mit einer der oben erwähnten feuerfesten Massen, nachdem vorher die anhaftende Schlacke möglichst vollständig entfernt wurde.

Die Düsen werden, wie bereits erwähnt, aus hochfeuerfester Silikamasse hergestellt und scharf gebrannt. Sie werden nach Abb. 285, 286 u. 294 parallel angeordnet und so eingebaut, daß alle Mündungen auf gleiche Höhe zu liegen kommen, was man mit Hilfe einer Wasserwage prüft. Die Mündungen sollen beim Füllen und Aufrichten der Birne möglichst gleichzeitig die Badoberfläche berühren, da sich sonst leicht an den höher liegenden Düsen Schlackenansätze bilden, die den Zutritt des Windes verhindern. Die tieferliegenden Düsen dagegen schmelzen schneller ab.

Das neue Futter muß durch ein Holzfeuer sorgfältig angewärmt und ausgetrocknet werden, damit das Zerspringen der Steine und das Abblättern der aufgestampften Masse vermieden wird. Hierzu wird die Birne bis über die Düsen mit Holz gefüllt, das durch Einführen eines glühenden Eisens durch eine Düse angezündet wird. Dann werden einige Zentner Koks aufgeschüttet.

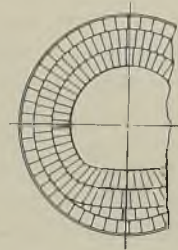


Abb. 295. Ausmauerung des Konverters mit hochkant gestellten Keilsteinen.

Vorarbeiten für die Inbetriebsetzung.

Vor dem Blasen wird die Birne durch ein Koksfeuer auf helle Rotglut erhitzt. Dies geschieht unter Zuführung von Gebläseluft von etwa 0,1 at Druck. Es ist darauf zu achten, daß auch der Boden gut heiß wird, was dadurch erreicht wird, daß man von Zeit zu Zeit nach Abstellen des Windes die Mündung durch einen Rost oder Deckel (Abb. 296) verschließt und den Konverter einige Zeit bei geöffnetem Düsenkasten auf den Kopf stellt. Der Konverter ist heiß genug, wenn aus der gesenkten Mündung Schlacke heraustropft. Während das letzte Eisen aus dem Kuppelofen in die Pfanne fließt, wird der Konverter nochmals tüchtig durchgeblasen und erst wenn die Pfanne am Kran hängt und abgekrampft ist, wird der Koks aus dem Konverter durch Kippen restlos entfernt. Das Anwärmen dauert in dieser Weise etwa 4 Stunden. Schneller geschieht es bei Verwendung einer Ölfeuerung wie folgt:

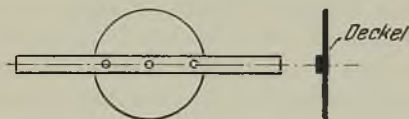


Abb. 296. Deckel für den Konverter.

die mittlere Düse wird ein dünnes, etwa $\frac{1}{2}$ Zoll starkes Rohr bis zur Düsenmündung geführt. Der Wind wird, nachdem man in der Birne mittels Putzwolle ein kleines Feuer angefacht hat, mit etwa 0,03 at Druck eingeblasen. Erst dann wird langsam Öl durch das Rohr zugelassen, damit keine Explosionen entstehen, die das Futter beschädigen können. Nach einiger Zeit wird die Wind- und Ölzufuhr gesteigert, bis aus der Mündung eine rauchfreie Flamme von etwa 1 m Höhe heraustritt. Als Brennöl wird am besten Teeröl oder Rohpetroleum verwendet. Das Anwärmen dauert in dieser Weise etwa $\frac{1}{2}$ Stunde. Wo Generatorgas zur Verfügung steht, werden Konverter und Pfannen für Gasfeuerung eingerichtet. Damit auch der Boden der Birne hellrotglühend wird, muß dieser von Schutt, der beim Ausbessern auf den Boden fiel, vollständig befreit sein, was man durch Kippen der Birne erreicht.

Der Einsatz.

Der flüssige Einsatz muß für die erste Hitze etwa folgende chemische Zusammensetzung haben:

Silizium	1,6—1,8%
Mangan	0,6—1,0%
Phosphor	} so niedrig als möglich, keinesfalls über 0,1%.
Schwefel	

Ein höherer Siliziumgehalt erschwert die Zündung, verzögert den Verlauf der Charge durch vermehrte Schlackenbildung, und das Ergebnis ist oft ein Metall von nicht sehr hoher Temperatur, ebenso wie bei zu niedrigem Siliziumgehalt. Je besser das Futter vorgewärmt ist, desto niedriger kann man den Siliziumgehalt wählen, also im allgemeinen bei jeder folgenden Hitze etwas niedriger als bei der vorhergehenden. Man geht mit dem Siliziumgehalt gelegentlich bis auf 1,2 ‰ herunter, wodurch die Dauer der Schmelzungen sehr verkürzt wird. Levoz arbeitet, wie oben erwähnt, mit engen Düsen und hohem Druck, wodurch er die Blasezeit auf 6–7 Minuten vermindert (sog. schwedischer Prozeß).

Es empfiehlt sich, zwei oder mehr Roheisensorten zu gattieren. Der Schrottzusatz im Kuppelofen kann in beliebiger Höhe gewählt werden. Zur Regelung des Siliziumgehaltes wird meist 12–14 ‰iges Hochofen-Siliziumeisen verwendet, doch haben sich auch die EK-Pakete der Maschinenfabrik Eßlingen¹⁾ bewährt. In verschiedenen Gießereien schmelzt man Schrott ohne Roheisen und setzt das erforderliche Silizium in Form von hochprozentigem Ferro-Silizium in die Birne ein. Bei den ersten Chargen, d. h. bis Kuppelofen und Konverter genügend heiß sind, wird man weniger Schrott setzen, vielleicht 50–60 ‰. Gewöhnlich gibt man im Kuppelofen auf den Füllkoks zuerst 100–200 kg Hämatit oder Reste einer früheren Schmelzung auf, um der Gefahr des Einfrierens des Abstichloches zu begegnen. Sodann empfiehlt es sich, in kleinen Gichten Schrott und Roheisen in beliebiger Reihenfolge aufzugeben, jedoch hat es sich als günstig erwiesen, unter den Schrott etwas Koks zu mischen, um die Kohlenstoffanreicherung des Schrottes zu begünstigen. Beim Schmelzen großer Schrottsätze darf nicht an Koks gespart werden, da sonst leicht ein beträchtlicher Teil des Eisens verbrennt, was an dem rostbraunen Rauch und der reichlichen blauschwarzen, matten, blasigen Schlacke erkenntlich ist. Diese ist scheinbar leicht, sie enthält aber oft bis zu 30 und mehr Prozent Eisenoxydul. Der Satzkoksverbrauch beträgt bei großem Schrottsatz 15–20 ‰.

Der Mangangehalt ist von geringerer Bedeutung. Mehr als 1 ‰ wird man aber schon deshalb nicht zulassen, weil das Manganoxydul das Futter stark angreift. Eisen mit weniger als 0,5 ‰ Mangan ist gelegentlich schwer zur Entzündung zu bringen. Durch Einwerfen von etwas 80 ‰igem Ferro-Mangan in die Birne kann diesem Übelstand abgeholfen werden. Ein höherer Mangangehalt hat einen ruhigen Gang der Hitze zur Folge, auch wirkt er einem hohen Schwefelgehalt entgegen.

Besondere Beachtung ist dem Schwefel zu schenken. Für die Bessemerie muß schon von vornherein bester, dichter Koks verwendet werden²⁾. Das Waltersche Entschwefelungsverfahren³⁾, bei dem das in der Hauptsache aus Rohsoda bestehende Entschwefelungsmittel entweder im Vorherd oder in der Gießpfanne auf die schlackenfreie Badoberfläche gegeben wird, hat sich bestens bewährt. L. Zerzog beobachtete eine Entschwefelung durch ruckweises Bewegen des Eisens, z. B. im kippbaren Vorherd⁴⁾. Im allgemeinen ist allerdings die Verwendung eines Vorherdes in der Bessemerie wegen der Gefahr des Einfrierens bei Stillständen nicht sehr zu empfehlen.

Der Phosphorgehalt kann nur durch die Wahl eines entsprechenden Einsatzes beeinflusst werden. Ein hoher Phosphorgehalt scheint starken Auswurf zur Folge zu haben.

Ohne wesentliche Bedeutung ist die Höhe des Kohlenstoffgehaltes.

Der Betrieb.

Das Eisen muß im Kuppelofen heiß genug eingeschmolzen werden, so daß sich in der Kuppelofenpfanne keine Ansätze bilden, auch nicht nach längerem Stehenlassen, das etwa nötig wird, wenn vor der ersten Charge die Birne noch nicht heiß genug ist. In diesem Falle läßt man am besten das Eisen mit Holzkohle oder Schlacke bedeckt so lange in der Pfanne stehen, bis der Konverter genügend heiß ist. Mattes Roheisen kann in einem gut heißen Konverter immer noch sehr heißen Stahl geben. Das Blasen in einem

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 151, 182. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 505. ³⁾ Vgl. Bd. I, S. 160, 183; Bd. III, S. 84.

⁴⁾ Gieß.-Zg. 1922. S. 48.

ungenügend vorgewärmten Konverter dagegen kann sehr verhängnisvoll werden, wie unten beschrieben wird. Zum Füllen wird der Konverter in wagerechte Lage gebracht. Mitgelaufene Schlacke wird schnell von der Badoberfläche abgekrampft. Hernach wird die Birne langsam aufgerichtet, während man die Badoberfläche durch die Düsen beobachtet. Erreicht diese die Düsenenden — man vermeide sorgfältig, daß Eisen in die Düsen läuft — so hat vorläufig der Konverter seine richtige Stellung, sofern die Neigung der Düsen eine solche ist, daß sie unter einem Winkel von $3-15^\circ$ zur Oberfläche stehen. Das Segment am Drehzapfen ist in gleiche Teile eingeteilt, deren jeder 3° entspricht, so daß bei richtiger Füllung der Zeiger zwischen 1 und 5 steht, sofern er bei genau senkrechter Stellung der Birne auf Null eingestellt ist. Bei starkem Überschreiten dieser Grenzen muß man schnellstens Eisen nachfüllen bzw. ausgießen¹⁾. Die Düsen werden nach dem Einstellen des Konverters mittels Eisenstäbchen noch schnell von Schlacke frei gemacht, so daß überall der blanke Metallspiegel sichtbar ist, dann wird der Windkasten geschlossen und verkeilt und sofort das Gebläse bei offener Freileitung angestellt. Der Wind strömt zuerst ins Freie. Ist das Gebläse auf der vollen Umdrehungszahl angelangt, so wird der Wind durch rasches Schließen der Freileitung nach dem Konverter geworfen und dieser noch um $1-2^\circ$ aufgerichtet, damit die Düsen etwas in das Bad eintauchen. Der Winddruck beträgt dann etwa 0,2 at. Ein allmähliches Zulassen des Windes hätte zur Folge, daß sich unter ungünstigen Umständen vor den Düsen festes Eisen bildet, das durch den Luftstrom nicht mehr beiseite geschoben werden kann. Dasselbe kann auch eintreten, wenn das Gebläse zu früh angestellt wird, so daß etwas Wind nach dem Konverter gelangt, oder auch bloß durch den natürlichen Luftzug bei längerem Stehlassen des Konverters in Blasestellung.

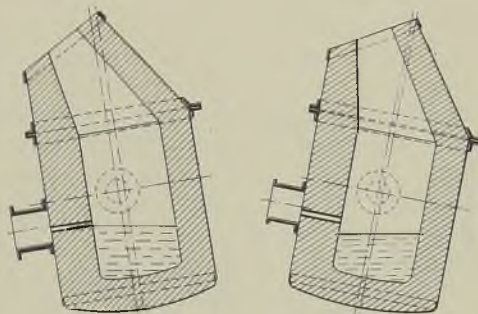


Abb. 297.

Abb. 298.

Abb. 297 u. 298. Verschiedene Stellungen des Konverters während des Blasens.

Eine Eisenkruste tritt auch trotz genügenden Winddruckes auf, wenn der Konverter oder das Eisen oder in erhöhtem Maße, wenn beide ungenügend heiß sind. Sie überdeckt dann nach kurzem die ganze Badoberfläche, und statt eines kräftigen Funkenstromes, der bei richtigem Gang vom Beginn des Blasens an vorhanden ist, erscheinen bald nur noch einzelne große Funken und Rauch an der Mündung des Konverters. Es bleibt dann nichts anderes übrig, als den Inhalt oder einen Teil davon auszugießen und durch heißes Eisen, wenn solches gleich bei der Hand ist, zu ersetzen. Die Kruste wird bei nicht zu tief gesenkter Mündung mittels einer Eisenstange durchgestoßen. Dabei ist Vorsicht nötig, damit sich nicht der ganze Birneninhalt plötzlich durch die Mündung ergießt.

Der Verlauf des Kleinbessemerprozesses ist derselbe wie bei großen Konvertern, doch sind bei jenem die einzelnen Perioden viel schärfer ausgeprägt. Beim 2-t-Konverter zeigt sich normalerweise 1—2 Minuten nach Beginn des Blasens an der Konvertermündung eine etwas rauchende kleine Flamme, die bald wieder verschwindet (man verfolge die Flammenhöhe an Hand des in Abb. 299 wiedergegebenen Flammenschaubildes nach Zenzes²⁾), um nach 4—6 Minuten aufs neue als rötliche, spitze Flamme zu erscheinen. Der Rauch verschwindet fast vollständig, während die Flamme rasch

¹⁾ Verfasser war wiederholt genötigt, unter einem Winkel bis zu -3° , einmal sogar etwa -25° , zu blasen, d. h. die Düsen bliesen nach oben (Abb. 297). Die Chargen gelangen trotzdem. Sind Konverter und Eisen heiß, so ist nichts zu befürchten. An manchen Orten wird der Konverter stets so gestellt, daß der Wind die Badoberfläche in der Mitte trifft (Abb. 298), und es sollen auch auf diese Weise gute Ergebnisse erzielt werden.

²⁾ Aus Wedding, Die Kleinbessemerie in Verbindung mit Martinofenbetrieb. Verh. Ver. Gewerbfl. 1905. S. 259, Taf. 3.

wächst und Sonnenglanz annimmt. Mangan und Eisen beginnen zu brennen. Diese Erscheinung wird Entzündung oder Durchbruch (der Flamme) genannt. Die erste Periode (Feinperiode), in welcher der größte Teil des Siliziums in die Schlacke übertritt, geht mit der Entzündung zu Ende. In Wirklichkeit werden wohl Silizium, Eisen und Mangan von Anfang an und gleichzeitig oxydiert, jedoch werden die Metalloxyde durch den im Bade anwesenden Kohlenstoff wieder reduziert, während dies für die Kieselsäure nicht zutrifft. Dauert die erste Periode länger als 6—8 Minuten und ist noch ein starker Funkenstrom von hellen Funken vorhanden, so ist dies ein Zeichen, daß der Siliziumgehalt im eingesetzten Roheisen zu hoch war; dauert sie weniger lang als 4 Minuten, so ist der Siliziumgehalt zu niedrig gewesen, namentlich für die erste Charge. Dann ist durch einen kräftigen Zusatz von Ferro-Silizium nachzuhelfen (s. u.). Macht sich während dieser Periode ein starkes Anwachsen des Druckes bemerkbar, so ist dies

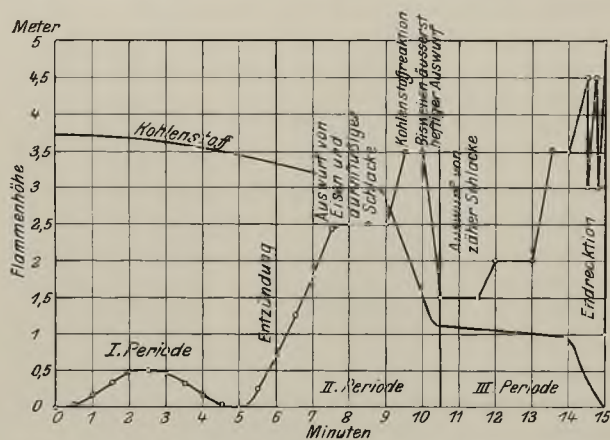


Abb. 299. Flammenschaubild nach Zenzes.

ein Zeichen dafür, daß sich an den Düsen Schlacke ansetzt, die entweder Röhren oder Schwämme bildet. Die gerade Windführung auf die Badoberfläche hört deshalb auf, vielmehr geht ein großer Teil des Windes durch den Konverter, ohne mit dem Eisen in Berührung zu kommen. Der Konverter kühlt sich dadurch ganz erheblich ab, so daß, wenn dieser Zustand länger als 10 Minuten andauert, die Charge einfrieren kann. Es ist daher zu empfehlen, namentlich auch mit Rücksicht auf die starke Beanspruchung des Gebläses durch die Drucksteigerung, die Konvertermündung etwa 45° nach vorn zu kippen, den Wind abzu-

stellen und die Düsen vom Windkasten her oder durch die Mündung von Schlacke frei zu machen. Nach Wiederanstellen des Windes wird dann die Birne in die frühere Stellung gebracht. Das Freimachen der Düsen muß unter Umständen zwei- oder dreimal wiederholt werden. Bei richtiger Zusammensetzung des Eisens (nicht über 1,8% Silizium) kommen diese Schlackenansätze kaum vor. Sie können auch weggeschmolzen werden, indem man rechtzeitig, d. h. sobald sich eine erhebliche Drucksteigerung zeigt, die Birne für einige Zeit um etwa 3—6° nach rückwärts kippt, so daß die Düsen tiefer in das Bad eintauchen. Fällt darauf der Druck, so wird die Birne wieder in ihre frühere Stellung gebracht. Die gelegentlich auftretenden Schwierigkeiten, die Charge zur Entzündung zu bringen, werden durch Einwerfen von etwa 1/2 kg Aluminium je Tonne beseitigt. Geschieht das Einwerfen bei Beginn des Blasens, so erfolgt die Zündung auch bei ziemlich hohem Siliziumgehalt (1,5—1,8%) sofort nach Anstellen des Windes¹⁾.

In manchen Werken wird der Konverter immer mit derselben abgewogenen Menge Eisen beschickt. Die Roheisenpfanne steht während des Füllens auf einer Wage vor dem Kuppelofen. Nach dem Füllen der Birne wird sogleich der Wind angestellt und die Birne stets in dieselbe Stellung gebracht. Die Eisenmenge wird so bemessen, daß die Düsen bei Blasestellung etwa 5 cm unter die Badoberfläche tauchen. Ob man nach dieser Weise bläst oder wie zuerst beschrieben, die Düsen auf die Badoberfläche einstellt, ist im Grunde Nebensache. Anfängern ist das genaue Einstellen zu empfehlen. In jedem Falle ist es gut, wenn die Düsen während der zweiten und dritten Periode etwa 3—5 cm tief in das Bad eintauchen, da sonst erhebliche Verluste durch Verschlacken und Auswurf entstehen. Am besten wird zu diesem Zweck die Birne gleich nach dem Durchbruch und später am Ende der zweiten Periode um je 1—1 1/2° nach rückwärts gekippt; jedoch vermeide man zu tiefes Eintauchen, da dies eine Verzögerung und matten Gang zur Folge hat, wenn man nicht, wie Levoz es empfiehlt, einen Druck bis zu 0,7 at anwendet.

¹⁾ Verfahren von Stöckmann und Niedt.

Bei genügend heißem Gange soll sich während des ganzen Prozesses rostroter Rauch entwickeln, der vom Verbrennen des Mangans und Eisens herrührt. Die Befürchtung, daß dabei die Charge zu heiß geht und verbrannter Stahl entsteht, ist jedoch unbegründet. Die Oxyde wirken ihrerseits auf den Kohlenstoff des Bades ein. Solange über 0,1% Kohlenstoff im Bade vorhanden ist, ist ein Überoxydieren unmöglich. Bei mattem Gang ist die Flamme rauchfrei. Dabei läßt sich die Temperatur sehr leicht danach beurteilen, ob der Auswurf hell oder dunkelrot zu Boden fällt. Kurz nach der Entzündung, wenn das Kochen in vollem Gange ist, ist der geeignetste Augenblick gekommen, um die Temperatur einer matten oder zu siliziumarmen Charge durch einen Zusatz von hochprozentigem Ferro-Silizium zu erhöhen. Es genügen gewöhnlich 5–10 kg eines 50%igen Ferro-Siliziums. Die Flamme geht nach dem Einwerfen meistens zurück, um gleich darauf mit erhöhter Leuchtkraft von neuem „durchzubrechen“, und dann wird der Konverter, wie oben beschrieben, um $1-1\frac{1}{2}^{\circ}$ gekippt, so daß die Düsen tiefer in das Bad eintauchen. Alsbald erfolgt ziemlich lebhafter Auswurf von Eisen und dünnflüssiger Schlacke (Kochperiode). Allzu heftiges Auswerfen läßt auf eine unrichtige Zusammensetzung des Einsatzes bezüglich des Siliziums schließen, und zwar tritt es bei zu hohem wie zu niedrigem Siliziumgehalt auf, ferner bei zu heißem, meistens aber bei zu mattem Gang, oder wenn Teile des Futters losgerissen werden. Auswurf bedeutet Verlust und muß vermieden werden. Nötigenfalls wird der Wind gedrosselt, jedoch nicht unter 0,1 at, da sonst Eisen und Schlacke in die Düsen laufen. Tritt der Auswurf auch bei diesem Druck noch zu heftig auf, so muß der Konverter um etwa 45° nach vorn gekippt werden. Sobald sich das Bad beruhigt hat, wird der Wind wieder auf die frühere Höhe und der Konverter in seine frühere Lage gebracht. Die Schlacke reichert sich während dieses Teils der zweiten Periode immer mehr mit Eisenoxyduloxyd an, bis sie etwa 4–6 Minuten nach dem Durchbruch bei einer bestimmten Temperatur und Konzentration mit dem Kohlenstoffgehalt des Bades eine lebhafte Reaktion mit starker Flammenentwicklung, ähnlich der Talbotreaktion¹⁾ beim Siemens-Martin-Ofen eingeht. Dabei wird Eisen aus der Schlacke reduziert. Das damit verbundene Fallen der Temperatur kann leicht mittels eines optischen Pyrometers festgestellt werden. Bei zu mattem Gang der Hitze durch ungenügendes Vorwärmen der Birne, Einstürzen eines größeren Teiles des Futters, zu wenig Silizium im Einsatz usw., kann die Reaktion explosionsartig erfolgen, so daß oft ein großer Teil der Charge aus der Birne herausgeschleudert wird. Bei sehr heißem Gang verläuft die Reaktion selten heftig. Dieser Teil der zweiten Periode ist der gefährliche Augenblick beim Blasen. Man muß darauf vorbereitet sein. Auf keinen Fall darf man den Wind gänzlich abstellen, da sofort Eisen und Schlacke in die Düsen laufen und diese verstopfen würden. Am zweckmäßigsten ist es, wie oben beschrieben, auch hier, den Konverter etwas nach vorn zu kippen und dann den Wind zu drosseln. Selbstverständlich muß die Kanzel derart geschützt sein, daß es auch bei sehr heftigen Reaktionen möglich ist, den Konverter zu steuern und den Windschieber zu bedienen. Bei zu mattem Gang tut man gut, nach der Reaktion nochmals Ferro-Silizium zuzugeben.

Die zweite Periode dauert beim 2-t-Konverter im ganzen etwa 6–8 Minuten. Mit dem Fallen der Flamme geht sie zu Ende, und es beginnt die dritte (Garperiode) mit dem Auswurf von steifer Schlacke, die entweder in Form von kleineren oder größeren Kugeln oder in Form von Fetzen ausgeworfen wird. Die Flamme, die während der Kohlenstoffreaktion durchsichtig und wenig leuchtend war, wird wieder weißleuchtend. Es kann wohl die dritte Periode in bezug auf die chemischen Vorgänge als eine Wiederholung der zweiten angesehen werden²⁾. Auch hier tritt nach etwa 4–6 Minuten eine heftige Flammenentwicklung ein, bei der jedoch ein starker Auswurf kaum zu befürchten ist, vielmehr erscheinen an der Mündung des Konverters kleine leichte Funken, von kohlenstoffarmem Eisen herrührend. Während der Reaktion steigt und fällt der Druck wiederholt, bis er zuletzt dauernd ansteigt, ein sicheres Erkennungszeichen dafür, daß die Hitze nahezu beendet ist. Der Druck muß häufig mit Rücksicht auf das Gebläse etwas erniedrigt werden. Sollte trotzdem in diesem Augenblick infolge zu hohen Druckes das

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1900. S. 263; 1903. S. 682.

²⁾ Gelegentlich wurde auch eine dritte Wiederholung beobachtet, also eine vierte Periode.

Gebläse versagen und sollten die Düsen voll Eisen und Schlacke laufen, so kann man doch den Prozeß als beendet betrachten, da die Reaktion auch ohne Windzufuhr noch weiter verläuft. Die Entkohlung ist in diesem Zeitpunkt ohnehin schon weit fortgeschritten. Bei ungestörtem Verlauf steigt und fällt die Flamme mehrmals, bis sie zuletzt riesenhaft anwächst und dann flackernd in sich zusammenfällt. Während der letzten Reaktion hört man, wenn keine Nebengeräusche vom Gebläse u. a. vorhanden sind, ein zischendes und gleichzeitig ein polterndes Geräusch, auf das besonders bei anormalem Verlauf der Hitze zu achten ist, und das wohl von dem Durchbrechen des Windes durch die zähe Schlacke herrührt. Mit dem Fallen der Flamme ist der Prozeß zu Ende. Die Birne wird umgelegt und der Wind abgestellt. Die dritte Periode dauert ebenfalls etwa 6—8 Minuten.

Ist man im Zweifel darüber, ob die Hitze wirklich zu Ende geblasen ist, oder ob man sich erst am Ende der zweiten Periode befindet, so kann man mit einem Schöpfloffel eine Probe nehmen. Diese wird auf dem Boden zu einer dünnen Platte gegossen und in Wasser getaucht. Ist sie beim Behämmern biegsam, so ist die Hitze fertig geblasen, wenn sie jedoch spröde ist wie Gußeisen, so hat man die Wahl, noch weiter zu blasen oder den Stahl mit einer geringeren Menge an Zuschlägen zu versetzen und so zu vergießen und nachträglich die fertigen Gußstücke etwa 1—2 Tage zu glühen. Letzteres ist im allgemeinen vorzuziehen. Im Zweifelsfalle ist es immer besser, den Prozeß zu früh abubrechen als zu spät. Wird das Blasen nach dem Verschwinden der Flamme am Ende der dritten Periode fortgesetzt, so erscheinen nur eine grünliche, kleine, spitze, rauchfreie Flamme von sehr geringer Leuchtkraft und ein Funkenstrom von kleinen Schlackenkugeln¹⁾. Hat dieser Zustand einige Sekunden angehalten, ohne daß die Flamme sich wieder vergrößert, so säume man nicht länger, den Prozeß abubrechen, sonst stellen sich sehr bedenkliche Folgen ein. Das beinahe kohlenstofffreie Eisen verbrennt äußerst schnell und das sich massenhaft bildende Eisenoxydul wirkt furchtbar zerstörend auf das Futter, so daß nach einer überblasenen Charge in der Regel das Futter erneuert werden muß. Eine überblasene Charge erkennt man nach dem Umlegen der Birne sofort an der dünnflüssigen und äußerst reichlichen Schlacke, die der Anfänger leicht für Eisen hält. Nachdem diese soweit wie möglich abgegossen ist, kann man, sofern das Überblasen nicht länger als etwa eine Minute gedauert hat und größere Stücke mit wenig Bearbeitungsflächen abzugießen sind — überblasener Stahl ist bekanntlich dickflüssig, erstarrt schnell und gibt blasigen Guß — die üblichen Zuschläge mit reichlichen Mengen Aluminium geben, andernfalls gießt man, sofern das Futter nicht zu sehr gelitten hat, besser die gesamte Schlacke aus und ergänzt die Charge vorsichtig²⁾ durch so viel flüssiges Roheisen, wie zu einer neuen Hitze nötig ist. Dies hat alles mit großer Eile zu geschehen, da sonst das überblasene Eisen im Konverter erstarrt und nur dadurch wieder entfernt werden kann, daß man nach dem Erkalten das ganze Futter zerstört.

Bezüglich der Veränderungen der Flamme während des Prozesses sei nochmals auf das in Abb. 299 dargestellte Flammenschaubild verwiesen, in dem für eine normale 1 t Hitze die Höhe der Flamme als Funktion der Zeit aufgetragen ist. Es können aber unter dem Einfluß der Schwankungen in der Temperatur und der chemischen Zusammensetzung des Eisens solche Abweichungen auftreten, daß selbst ein geübter Fachmann über den augenblicklichen Stand der Charge im unklaren ist. Daher ist zu empfehlen, sich stets der Uhr als Anhalt zu bedienen und die Regel zu beachten, daß die ganze Charge ungefähr dreimal solange dauert wie die erste Periode. Dies trifft nur dann nicht zu, wenn die erste Periode durch Verschlackung der Düsen ausnahmsweise lange gedauert hat. Im allgemeinen dauert eine Hitze im 1-t-Konverter 12—16 Minuten, im 2-t-Konverter 15—25 Minuten, im 5-t-Konverter 20—30 Minuten. In dem Schaubild sind auch die Veränderungen des Kohlenstoffgehaltes des Bades während des Verlaufes der Hitze angedeutet. Bei heißem Gang und kurzer Blasedauer ist der Abbrand geringer als bei langer Dauer und mattem Gang. Man wird daher den Verlauf nach Möglichkeit zu beschleunigen trachten. Mit gutem Erfolg wird neuerdings das Blasen etwa bei 14 Minuten im

¹⁾ Der Anfänger muß den Unterschied zwischen Eisen und Schlacke im Auswurf erst durch genaue Beobachtung kennen lernen.

²⁾ Auf die hiermit verbundene Explosionsgefahr ist auf S. 317 besonders hingewiesen.

Flammenschaubild, Abb. 299, abgebrochen. Soll dies bei einem bestimmten Kohlenstoffgehalt geschehen, so muß man sich des Spektrums¹⁾ bedienen. In diesem erscheinen der Reihe nach die gelbe Natriumlinie, dann grüne, rote und violette Linien von Eisen und Mangan herrührend, die in umgekehrter Reihenfolge wieder verschwinden, wie sie aufgetreten sind. Wenn man das Blasen stets beim Verschwinden derselben Linie abbricht, wird man nahezu denselben Kohlenstoffgehalt im Bade haben. Bei diesem Verfahren wird der Abbrand vermindert und an Zuschlägen gespart.

Ein gutes Erkennungszeichen während des Blasens für den Grad der Entkohlung ist die Art des Funkensprühens von ausgeworfenen Teilen oder einer entnommenen Probe. Abb. 300 stellt das Sprühen des Stahles bei etwa 1,2% Kohlenstoff am Ende der zweiten Periode dar, Abb. 301 das Sprühen des entkohlten Eisens mit etwa 0,09% Kohlenstoff²⁾. Die allmähliche Veränderung des Funkensprühens läßt sich beim Konverter sehr schön verfolgen.



Abb. 300.



Abb. 301.

Abb. 300 u. 301. Funkensprühen.

Die Schlacke ist nach Beendigung des Blasens zähflüssig. Ihre Zusammensetzung ändert sich je nach dem Silizium- und Mangangehalt des Einsatzes und ihre Menge vornehmlich mit der Beständigkeit des Futters. Bei anfänglich hohem Siliziumgehalt und bei wenig beständigem Futter ist die Schlackenmenge groß, da die sich bildenden Eisensilikate bei den Reduktionsvorgängen nicht oder nur in geringem Maße reduziert werden. Im allgemeinen besteht die Endschlacke aus etwa 65% SiO₂, 26% FeO + MnO, Rest Al₂O₃. Die Summe von FeO + MnO bleibt ziemlich gleich groß in jeder Endschlacke.

Das Vergießen.

Das fertig geblasene Eisen hat fast stets eine Zusammensetzung von 0,09% C, 0,05% Si und 0,05% Mn. Es wird im Konverter durch Einwerfen von 80%igem Ferro-Mangan rückgeköhlt, ferner wird gelegentlich zerkleinerte Kohle oder Koks, meist zusammen mit 50%igem Ferro-Silizium, zugegeben. Vielfach wird aber auch flüssiges Eisen vom Kuppelofen, sog. Rinneneisen zugesetzt. Dies darf aber erst geschehen, wenn man sich überzeugt hat, daß die Charge nicht überblasen ist. Wäre die Schmelze nämlich überblasen, so würde eine heftige Reaktion zwischen der oxydreichen Schlacke und dem Kohlenstoff des Rinneneisens auftreten und ein beträchtlicher Teil des Birneninhaltes explosionsartig herausgeschleudert werden, ein Fall, der nicht selten auftritt. Statt Ferro-Silizium wurde auch schon eine Legierung von Kalzium und Silizium verwendet. Das Kalzium soll den Schwefel an sich reißen³⁾, Ferro-Mangan und Ferro-Silizium dienen als Desoxydationsmittel. Das Ferro-Mangan wird nach vorherigem Befeuchten in faustgroßen Stücken kräftig durch die Schlackendecke hindurch geworfen, wobei das anhaftende Wasser das Hängenbleiben in der Schlacke verhindert, während Ferro-Silizium und Kohle am besten in Blechbüchsen, Tüten oder in Säcken, die man zuvor in Wasser taucht, durch die Schlacke hindurch in das Bad geworfen oder an Eisenstangen hineingestoßen werden, sofern man nicht vorzieht, sie vor oder bei dem Ausgießen in die Pfanne zu werfen. Man achte sorgfältig darauf, daß keine Zuschläge in der zähen Schlacke hängen bleiben. Tüchtiges Umrühren nach dem Zusetzen der Zuschläge ist stets zu empfehlen, besonders auch, wenn sie in die Pfanne gegeben werden. Ein Aluminiumzusatz von etwa 0,5 kg je Tonne ist zur Vermeidung von Blasen- und Ribbildung sehr zu empfehlen⁴⁾. Am besten wird es in die Gießpfannen gegeben.

¹⁾ Stahleisen 1920. S. 73, 111, 188.

²⁾ Man vergleiche die Verschiedenartigkeit des Funkensprühens, indem man Gußeisen-, Stahl- und Schmiedeeisenfeilspäne nacheinander in eine Bunsenflamme streut, oder auch durch Schleifen der verschiedenen Werkstoffe an einem Schmirgelstein.

³⁾ Stahleisen 1908. S. 846; 1911. S. 521; siehe auch Bd. I, S. 159.

⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 154.

Die Zuschläge werden meist so berechnet, daß das fertige Erzeugnis etwa 0,5% Mangan und 0,3% Silizium enthält. Dann kann man sicher sein, daß das Bad vollständig desoxydiert ist und bei genügend hoher Temperatur einen blasenfreien Guß ergibt. Um die Dünflüssigkeit zu erhöhen, geht man oft mit dem Mangan bis auf 0,8% hinauf. Der Kohlenstoff richtet sich stets nach der verlangten Festigkeit und Dehnung. Die Vorschriften für die Güteklassen nach DIN-Blatt 1681¹⁾ können ohne große Schwierigkeiten eingehalten werden. Ein hoher Mangangehalt bis etwa 1,2% und ein ebenso hoher Siliziumgehalt wirken beim scharf ausgeglühten Stahl günstig auf Festigkeit und Dehnung. Die Glühstemperatur beträgt 850–900°.

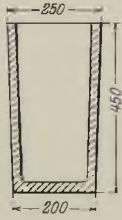


Abb. 302.
Scherenpfanne.

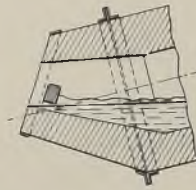


Abb. 303. Abwehren der
Schlacke durch einen
Silikastein.

Aus der Birne werden auch viele legierte Stahlsorten gegossen, wie z. B. Manganstahl mit 12–14% Mn, Chromstahl mit 0,5% Cr, Chrom-Nickelstahl mit 1,5% Cr und 3,5% Ni, Vanadinstahl mit 0,2% V usw.²⁾ Die Zuschläge werden dann meist im Tiegel geschmolzen und in einer auf einer Wage befindlichen Gießpfanne mit flüssigem Stahl gemischt.

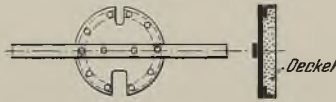


Abb. 304. Deckel zum Abwehren der
Schlacke.

Bei der Berechnung der Zuschläge ist zu beachten, daß vom zugesetzten Mangan und Silizium etwa 20% durch Oxydation verloren gehen, vom Kohlenstoff im

Ferro-Mangan und Roheisen etwa 10% und von Kohle und Koks etwa 50%. Bei sorgfältiger Überwachung des Betriebes können die Abweichungen von der gewünschten Zusammensetzung des Fertigerzeugnisses in engen Grenzen gehalten werden, und zwar betragen sie für Kohlenstoff und Silizium etwa 0,02%, auf das Eisen bezogen und 0,05% für das Mangan³⁾.

Der in der Birne fertig gemachte Stahl wird meist in eine Kranpfanne ausgegossen. Wo keine Krananlage vorhanden ist, gießt man den Stahl auch unmittelbar in Scherenpfannen von der in Abb. 302 dargestellten hohen Form, wobei die Schlacke durch einen nach Abb. 303 eingesetzten, in der Mitte gekerbten, durch Klammern oder Klebsand festgehaltenen Stein oder durch einen feuerfest ausgekleideten Deckel nach Abb. 304 zurückgehalten wird. Etwas Schlacke läßt man in jede Pfanne laufen, die beim Gießen gut abgekrampft wird.

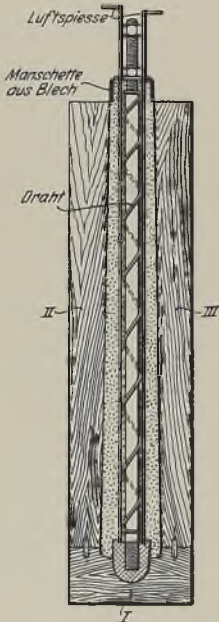


Abb. 305. Kernbüchse
zur Herstellung des
Pflanzenstopfens.

Als Kranpfannen werden sowohl die sog. Teekessel mit weiter, aus Schamottemasse (8 Teile blaue, gebrannte, gemahlene Schamotte, 1 Teil Ton, 1 Teil Graphit) in einzelnen Kernen hergestellter Schnauze oder Stopfenpfannen mit aus obiger Masse aufgestampftem, bis zu 15 mal gebrauchsfähigem Stopfen verwendet⁴⁾. Die Herstellung und Handhabung des Stopfens geschieht wie folgt:

Das Graphit- oder Schamottestopfenende wird in den Boden einer dreiteiligen Kernbüchse, Abb. 305, eingelegt. Die etwa 1 $\frac{1}{4}$ zöllige Stopfenstange wird mit Draht umwickelt und mit Lehm bestrichen. Der Stopfen wird nun in der Kernbüchse aus Schamottemasse mit eisernen Stampfern hart gestampft, wobei 2 Luftspiesse mit aufgestampft werden. Der fertige Stopfen wird mit Stahlformschlichte bestrichen. Nach dem Trocknen wird er in die Pfanne eingesetzt, auf dem Ausguß aufgerieben und mit dem Gestänge verschraubt. Beim Anheben und Senken

¹⁾ Siehe S. 622, Zahlentafel 117.

²⁾ Bezüglich Eigenschaften dieser Stähle s. Bd. I, S. 244.

³⁾ Über das Bessemermetall siehe Bd. I, S. 237. ⁴⁾ Vgl. Bd. II, S. 544.

muß er etwa 5 mm gegen die Pfannenmitte „schieben“ (Abb. 306). Vor dem endgültigen Schließen wird auf die Ausgußöffnung, die normalerweise 25 mm Durchmesser hat, mittels einer Kelle ein Brei von Graphit geworfen. Dann wird der Stopfen leicht zugeschlagen und die Stellschraube angezogen. Will man bei der ersten Charge ganz besonders sicher gehen, so stopft man den Ausguß von unten mit altem Formsand zu. Nun wird die Pfanne auf das Feuer gestellt und rotwarm angeheizt, wozu ein Pfannenfeuer nach Abb. 307 verwendet werden kann. Auch Ölfeuerungen haben sich bewährt (Abb. 308). Die Erwärmung des Gestänges muß vermieden werden. Bei der Ölfeuerung wird es am besten nach dem Einpassen samt dem Stopfen herausgehoben und vor dem Füllen in die rotwarme Pfanne wieder eingesetzt. Nach der Prüfung auf Dichtigkeit mit trockenem Streusand und Abdichten mit Graphit in der oben beschriebenen Weise, wobei man auch auf den Graphitbrei noch etwas Streusand werfen kann, und Zustopfen der Ausgußöffnung von unten, werden die Zuschläge in die Pfanne gegeben und der Stahl in kräftigem Strahl darauf gegossen. Man muß es dabei vermeiden, den Strahl auf den Stopfen zu richten, da sich dieser durch die Wucht des fließenden Metalles lockern könnte. Damit der auf dem Stahl schwimmende Schlackenkuchen sich nicht am Stopfen festsetzt und das Auf- und Abbewegen desselben behindert, wird etwas trockener Sand um den Stopfen herum auf die Schlacke geworfen. Vor Beginn des Gießens muß nun der in die Ausgußöffnung gestopfte Sand mittels eines Flacheisens restlos herausgebohrt werden.

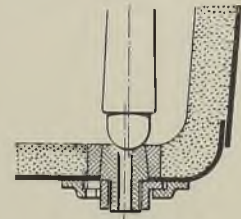


Abb. 306.
Schieben des Stopfens
einer Gießpfanne.

Sobald der Stahl herausgelaufen ist und die Schlacke erscheint, wird der Stopfen geschlossen, die Pfanne in der Weise auf den Kopf gewendet, daß die Schlacke vom Stopfen wegläuft (Abb. 309) und der Stopfen schnell wieder geöffnet, damit er nicht festsetzt. Der Schlackenkuchen fällt dabei meist größtenteils heraus. Die Ansätze an Stopfen, Ausguß und an den Wänden werden nach dem Hochziehen der Pfanne mittels einer Eisenstange von unten entfernt. Beim Zurückdrehen der Pfanne werden Ausgußöffnung und Stopfen mittels eines gebogenen Eisens gereinigt. Ist der Boden wieder nach unten gedreht, so wird auf die Ausgußöffnung wiederum Graphitbrei geworfen und der Stopfen wird leicht zugeschlagen. Die Pfanne ist alsdann zur Aufnahme der nächsten Hitze bereit, die meistens inzwischen fertig geblasen ist.

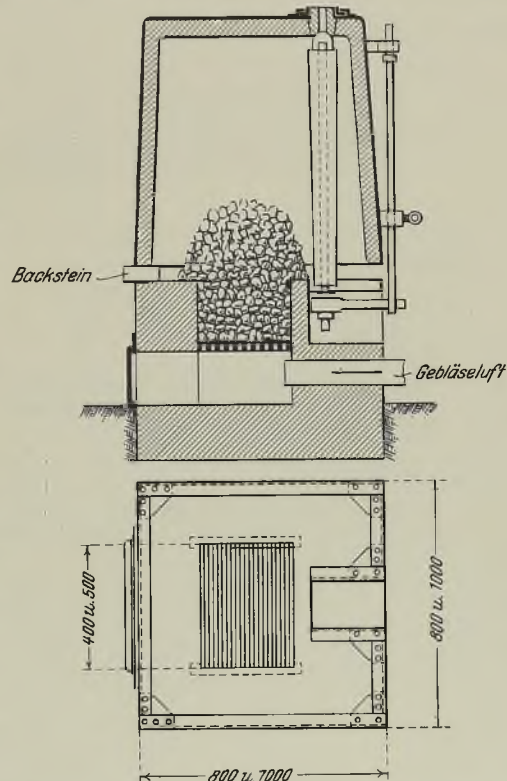


Abb. 307. Pfannenfeuer für Pfannen von 1000 bis 2000 kg Inhalt.

Das Vergießen des Stahles hat mit größter Geschwindigkeit zu geschehen, wozu auch rasch laufende Kranen gehören. Oft tritt zu der anstrengenden Tätigkeit des

Gießens auch diejenige des Losstoßens der größeren gegossenen Stücke hinzu. Erweist sich eine Schmelze als zu matt zum Vergießen, gießt man sie am besten in die Birne zurück, fügt eine den Verlusten entsprechende Menge Rinneneisen und Silizium hinzu und bläst sie von neuem. Ist der Stahl in die Pfanne und die Schlacke, soweit möglich, in die Grube gegossen, so werden am Konverter die Düsen von Schlackenansätzen gereinigt und, wenn nötig, kleine Ausbesserungen vorgenommen.

Zum erfolgreichen Betrieb einer Kleinbessemerie gehört eine mehrjährig geschulte Arbeiterschaft. Durch Anwerbung einer solchen von auswärts kann man die unvermeidlichen Kinderkrankheiten vermindern.

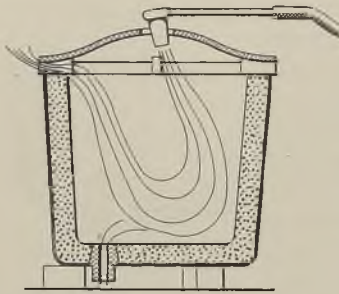


Abb. 308. Anheizen der Pfanne durch Öl.

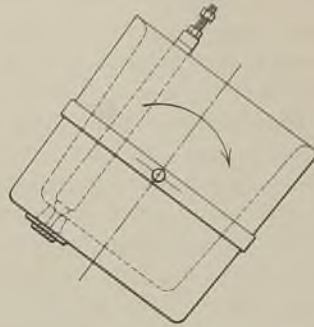


Abb. 309. Wenden der Pfanne nach Beendigung des Gießens.

Die übrigen Arbeiten in der Kleinbessemerie, wie das Formen, Putzen, Trichterabschneiden, Schweißen und Glühen sind dieselben wie beim Siemens-Martin- und Elektrostahlguß, etwa mit dem Unterschied, daß der meist ziemlich hoch silizierte Bessemerstahlguß sehr scharf (bei 850—950^o) gegläht werden muß¹⁾.

Die Herstellungskosten für flüssigen Konverterstahl sind allgemein wesentlich höher als diejenigen für Siemens-Martin Stahl. Sie verhalten sich zu denen des letzteren etwa wie 4 : 3²⁾. Sie erreichen nahezu diejenigen eines Elektrostahls, der bei günstigen Strompreisen erzielt wird. Genwo³⁾ macht über die Kosten des Konverterstahls folgende Angaben:

Konverterbetrieb bei 16 t Stahl täglich Einsatz:

250 kg Hämatit-Roheisen	95,— Mk./t = 23,75 Mk.
200 kg eigene Trichter	43,— Mk./t = 8,60 Mk.
250 kg Schienenstücke, Federn usw.	50,— Mk./t = 12,50 Mk.
300 kg Kernschrott, klein geschnitten	46,— Mk./t = 13,80 Mk.
	58,65 Mk.

Bei 15% Gesamtabbrand ist das 1,175fache zu setzen = 68,91 Mk.

Zusatz:

6 kg Ferrosilizium 45%ig	1,29 Mk.
12 kg Ferromangan 80%ig	3,85 Mk.
200 g Aluminium	0,42 Mk.

Löhne:

Für Ofenleute, Bläser, Maschinisten, Pfannenleute und Maurer . . .	4,80 Mk.
Kuppelofenkoks 18% vom Einsatz	24,45 Mk./t = 5,18 Mk.
Birnenkoks	0,96 Mk.
Kalkstein	0,76 Mk.

Kraftverbrauch:

Konverter und Kuppelofen	1,55 Mk.
Instandhaltung von Kuppelöfen, Konvertern, Schmierung, Reparaturen usw.	5,20 Mk.

Selbstkosten für die t flüssigen Stahles ohne Tilgung und Verzinsung 92,18 Mk.

Die Kosten für Elektrostahl findet Genwo bei 4,3 Pfg. je kWst zu 90,05 Mk/t.

Literatur.

a) Einzelne Werke.

Levoz, T.: Quelques vérités sur la mise en pratique des petits Convertisseurs „Bessemer“. Paris 1905. Soc. des publ. scient. et industr.

Simonson, A.: How to make Converter Steel Castings. Cleveland 1910.

Hermanns, H.: Bau und Betrieb moderner Konverterstahlwerke und Kleinbessemerien. Halle (Saale) 1925.

b) Abhandlungen.

Rott, C.: Die Kleinbessemerie. Uhlands techn. Rundschau 1900. Abt. I, Nr. 6—7.

— Die Kleinbessemerie für Stahlformguß und Temperguß. Z. d. V. d. I. 1900. S. 144.

— Die Kleinbessemerie und ihre Bedeutung für den Gießereibetrieb. Stahleisen 1901. S. 999.

¹⁾ Vgl. S. 601 ff.

²⁾ van Gendt, Stahleisen 1905. S. 1446.

³⁾ Stahleisen 1926. S. 1700.

- Wüst, F.: Die Herstellung des Stahlformgusses mittels der Kleinbessemerbirne. Z. d. V. d. I. 1904. S. 1117.
- Wedding, H.: Kleinbessemerie in Verbindung mit Martinofenbetrieb. Organ des Vereins zur Beförderung des Gewerbefleißes 1905. S. 259.
- Rietkötter, G.: Mitteilungen aus dem Gießereibetrieb. Gieß.-Zg. 1905. S. 291.
- van Gendt, H.: Die Bedeutung der Kleinbessemerie für die Eisenhüttenindustrie und den Maschinenbau. Stahleisen 1905. S. 1446; 1906. S. 104.
- Zenzes, A.: Gieß.-Zg. 1906. S. 239.
- Unckenbolt, L.: Gieß.-Zg. 1906. S. 411.
- Stoughton, Bradley: Manufacture of Steel for Castings. Foundry 1909. Febr., S. 250.
- Rott, C.: Stahlgießerei und Konverterbetrieb. Stahleisen 1909. S. 1190.
- Sonnenfeld, J.: Erfahrungen und vergleichende Betrachtungen bei der Stahlformgußherzeugung. Gieß.-Zg. 1910. S. 304.
- Herstellung großer Stahlgußstücke in der Kleinbessemerie. Génie Civil 1914. p. 498, auszugsweise. Stahleisen 1914. S. 1766.
- Asse, O. d': Der heutige Stand des Kleinbessemeriebetriebs. Gieß. 1916. S. 163.
- Irresberger, C.: Stahl-Kleinguß. Stahleisen 1916. S. 848.
- Escher, M.: Explosionen im Kleinkonverter. Stahleisen 1917. S. 615.
- Hellmund, E.: Betriebserfahrungen in der Kleinbessemerie. Gieß. 1918. S. 61.
- Zerzog, L.: Der Kleinbessemeriebetrieb mit besonderer Berücksichtigung des metallurgischen Prozesses. Gieß. 1918. S. 77.
- Treuheit, L.: Aus der Praxis der Kleinbessemerie. Stahleisen 1919. S. 861, 997, 1138.
- Glaser, L. C.: Die metallurgischen Vorgänge beim sauren und basischen Windfrischverfahren auf Grund spektralanalytischer Beobachtungen. Stahleisen 1920. S. 73, 111, 188.
- Osann, B.: Berechnung der Zusätze beim Kleinkonverter. Gieß.-Zg. 1921. S. 69.
- Hermanns, H.: Die Anwendung der Kleinbessemerie, namentlich in Duplexanordnung, und neuere Betriebserfahrungen in einer deutschen Duplexanlage. Gieß.-Zg. 1922. S. 407, 419.
- Levoz, A.: Handhabung des Kleinkonverters mit seitlicher Windzuführung. Papers Amer. Foundrymen's Assoc. 1922. Auszugsweise. (M. Escher) Stahleisen 1923. S. 436.
- Vanzetti, C.: Verwendung des Kleinkonverters für die Darstellung von großen Stahlgußstücken. Foundry Trade J. 1923. S. 256, auszugsweise. Stahleisen 1924. S. 124.
- Held, O.: Einiges aus der Kleinbessemerie. Gieß.-Zg. 1925. S. 717.

VI. Das Schmelzen im Elektroofen.

Von

Dr.-Ing. Karl Dornhecker.

Allgemeines.

Die erfolgreiche Einführung des elektrischen Schmelzofens in die Eisenhüttenbetriebe gelang erst um die Jahrhundertwende, nach Vervollkommnung der elektrischen Kraft-erzeugung. Der Hüttenmann erhielt dadurch eine neue Arbeitsmöglichkeit, die sich von den älteren Schmelzverfahren durch die Art der Temperaturerzeugung und -führung in bezug auf Höhe, Regelbarkeit und Wärmeverteilung unterschied. Kennzeichnend ist das Fehlen der Verbrennungsvorgänge mit den Umsetzungen und Wirkungen chemischer Art, so daß durch den Schmelzraum sich bewegende Gase und Flammen nicht vorhanden sind und das Schmelzgut mit dem Brennstoff praktisch nicht in Berührung kommt.

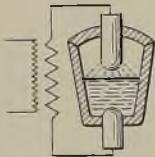


Abb. 310.
Direkter Lichtbogenofen
mit senkrechtem Strom-
durchtritt durch das Bad.

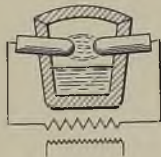


Abb. 311.
Indirekter Lichtbogenofen.

Die ersten Versuche zu Anfang des vorigen Jahrhunderts, Wärme unmittelbar durch den Widerstand des Schmelzgutes gegenüber dem durchfließenden Strom zu erzeugen (Widerstandsöfen), führten zu keinem brauchbaren Ergebnis, da elektrische Maschinen zur Beschaffung der für die großen Leiterquerschnitte erforderlichen hohen Stromstärken fehlten. Auch heute hat diese an sich wirtschaftlichste Umsetzung elektrischer Energie in Wärme noch keine praktisch brauchbare, unmittelbare Lösung gefunden; nur auf dem Umwege der Induktionswirkung wurde das Ziel zuerst 1885 durch Ferranti auf Kosten des Wirkungsgrades erreicht. Denselben Weg beschritten Kjellin, Frick, Röchling-Rodenhauser u. a.

Die Nutzbarmachung der Lichtbogenwärme wurde schon anfangs des 19. Jahrhunderts vorgeschlagen und 1878—1880 von Werner Siemens praktisch in brauchbaren Öfen unter Ausnutzung der Wärmeleitung und -strahlung des Lichtbogens angewendet (Abb. 310 u. 311). Der bei der Lichtbogenbildung verdampfende Kohlenstoff ermöglicht die Erzeugung einer reduzierend wirkenden Ofenatmosphäre, wodurch die Metallurgie des Elektroschmelzens wesentlich bestimmt wird. Nur die thermische Wirkung des Lichtbogens gelangt im Schmelzbetrieb des Eisens zur Ausnutzung, während die Anwendung der elektrolytischen Wirkung des Gleichstromes im Schmelzbetrieb des Eisens noch in den ersten Anfängen steckt und bisher praktisch keine Bedeutung hat¹⁾.

Während der Elektroofen zunächst nur bei kleinem Einsatz zur Herstellung hochwertiger Stähle in Frage kam, ist heute in vielen Fällen die Erzeugung von Mittelqualitäten, selbst von gewöhnlicher Handelsware, lohnend, manchmal erst in Verbindung mit anderen metallurgischen Schmelzöfen durch die sogenannten Mehrfachverfahren; hierbei wird

¹⁾ Vgl. die Erfindungen von H. Koenig D.R.P. Kl. 18 b Nr. 290 309, Nr. 291 401, Nr. 293 470, Nr. 297 411.

das Einschmelzen und Frischen den alten Verbrennungsöfen überlassen, während der Elektroöfen zum Entgasen, Entschwefeln und zur Regelung von Temperatur und Zusammensetzung dient, so daß der Schmelzungsverlauf auf zwei oder mehr Öfen verteilt ist.

Die Einführung des Elektroofens in die Gießereibetriebe begann ungefähr vor 15–20 Jahren, anfangs nur zögernd, dann aber mit beispielloser Schnelligkeit. In der Schweiz wurde schon 1906 laufend Stahlguß aus Girodöfen vergossen. Zur selben Zeit arbeitete auch in Nordamerika der erste Elektroofen im Dauerbetrieb auf Stahlguß¹⁾. Wann die Einführung in Deutschland begann, ist mit Sicherheit nicht bekannt. Heute werden in allen Ländern große Mengen Stahlguß, Grauguß und legierter Guß elektrisch erschmolzen, besonders wenn es sich um hochwertiges, dünnwandigen Guß handelt, an den hohe Anforderungen gestellt werden, und wo eine möglichst elastische Anpassung des Ofenbetriebes an die Forderungen der Gießerei nötig ist. Die größte Verbreitung im Gießereibetrieb hat der Elektroofen, sowohl mit basischer als auch saurer Zustellung,

Zahlentafel 62.
Verwendung des Elektroofens in Nordamerika.

Jahr	Elektro-Sonderstahl in 1000 t	% der Gesamt-Sonderstahl-block-Erzeugung	Elektro-gußstücke in 1000 t	% Gußstücke der gesamten Elektroöfen-Erzeugung
1910	0,6	0,11	0,008	1,29
1913	11,4	1,57	0,5	3,93
1914	9,5	1,44	0,3	3,64
1918	295,6	16,26	3,1	1,05
1920	249,5	14,78	11,9	4,77
1921	64,3	7,81	10,2	15,94
1922	127,4	7,49	18,0	14,16
1923	198,1	9,25	29,5	14,90
1924	191,6	9,30	29,3	15,28

zweifellos in Amerika und Kanada gefunden, während in Europa meistens basisch gearbeitet wird. 1919 gingen schon 70% der amerikanischen Öfen auf Guß; 65% der Elektrostahlerzeugung wurden aus der kleineren Zahl der großen Öfen auf Blockstahl vergossen. Heute werden zwischen 15 und 20% der gesamten amerikanischen Stahlgußerzeugung im Elektroofen dargestellt. Die Zahlentafel 62 läßt die Entwicklung des Elektroofens in Amerika erkennen, sowohl die Herstellung von Blockstahl als auch den fortschreitenden Anteil der Gießereien an dem insgesamt im Elektroofen erschmolzenen Eisen²⁾.

Auch größere Ofeneinheiten bis zu 15 t und mehr Einsatz stehen in Gießereien, besonders in Italien, in Betrieb, ein Zeichen der Anpassungsfähigkeit des Elektroofens an die Anforderungen der verschiedenen Gießereien. Neuerdings macht sich jedoch das Bestreben bemerkbar, mit kleineren Ofeneinheiten auszukommen; in Amerika hält man sich für den Gießereibetrieb an zwei Größen von 2 bzw. 4 t Einsatz, die als Hochleistungsöfen gebaut werden und auf das Doppelte des Einsatzgewichtes überlastet werden können. Man stellt also lieber mehrere kleinere Öfen als einen großen auf, da die Anpassung an die Bedürfnisse der Gießerei elastischer erfolgen kann und Einschränkungen während stiller Geschäftszeiten im Ofenbetrieb mit weniger Verlusten durchgeführt werden können.

Die Gesamtzahl der Elektroöfen aller Länder stieg von 140 im Jahre 1913 auf über 1000 im Jahre 1920; davon kommen 10–15% auf Deutschland, 15–20% auf England, 50% auf Amerika. Deutschland wurde von der zahlenmäßigen Führung in der Herstellung von Elektrostahl 1917 durch Amerika abgelöst; in jüngster Zeit hat sich, was den

¹⁾ L. J. Barton, „Refining Metals Electrically“. Cleveland, Ohio 1926.

²⁾ Vgl. Iron Age 1924. S. 618, und Stahleisen 1927, S. 889/90.

vorhandenen, jedoch nur teilweise ausgenutzten Ofenraum angeht, auch Italien mit an die Spitze gestellt.

Die Zunahme der Elektrostahlerzeugung der wichtigsten Länder (Deutschland, Vereinigte Staaten, Großbritannien, Kanada, Österreich-Ungarn, Tschechoslowakei, Frankreich, Italien, Schweden) geht aus Zahlentafel 63 hervor.

Zahlentafel 63.

Zunahme der Elektrostahlerzeugung in den wichtigsten Ländern.

1913	170 000 t	1920	920 000 t
1915	305 000 t	1921	476 000 t
1916	558 000 t	1922	720 000 t
1917	835 000 t	1923	914 000 t
1918	1170 000 t	1924	863 000 t
1919	720 000 t		

Die Entwicklung der deutschen Elektrostahlerzeugung von 1910—1925 zeigt Zahlentafel 64, wobei die Unterteilung nach Rohblöcken und Stahlformguß erst vom Jahre 1920 ab geführt wird.

Zahlentafel 64.

Deutschlands Elektrostahlerzeugung 1910—1925¹⁾.

(Nach der Statistik des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller.)

Jahr	Rohblöcke t	Stahlformguß t	Insgesamt t
1910	—	—	36 188
1911	—	—	60 654
1912	—	—	74 177
1913	—	—	88 881
1914	—	—	88 256
1915	—	—	131 579
1916	—	—	190 036
1917	—	—	219 700
1918	—	—	240 037
1919	—	—	81 761
1920	75 679	12 046	87 725
1921	70 236	8 821	79 057
1922	93 327	11 717	105 044
1923	65 427	13 756	79 183
1924	74 450	7 478	81 928
1925	115 798	11 255	127 053

Die Steigerung der Ofenzahl ist auch in der Nachkriegszeit erheblich. Über 90% aller Öfen sind Lichtbogenöfen und davon der dritte Teil Héroultöfen; die Hälfte wiederum in der Größe von 6 t Einsatz.

Der Elektroofen bietet der Gießerei viele Vorteile. In metallurgisch verhältnismäßig einfachen Schmelzverfahren ist die Herstellung von blasenfreiem hochwertigem Guß der verschiedensten Zusammensetzung möglich. Mit dem gleichen Ofen kann ein umfangreiches, stets wechselndes Gießprogramm in engster Anpassung an den Formereibetrieb bewältigt werden, sei es bei der Herstellung von Stahlguß, Grauguß, Temperguß oder legiertem Guß; auch das Einsatzgewicht kann in demselben Ofen bis 100% und mehr wechseln; aus einer Schmelzung können Gußstücke verschiedener Zusammensetzung vergossen werden. Die Temperaturregelung erfolgt leicht und schnell in weitesten Grenzen, so daß beliebig, kalt oder überhitzt, vergossen werden kann. Bestimmte Temperaturbereiche im Schmelzbetrieb, die für die Güte des Gusses neuerdings als ausschlaggebend

¹⁾ Deutsches Zollgebiet: Bis Oktober 1918 Deutsches Reich und Luxemburg.
Ab November 1918 ohne Lothringen und Luxemburg.
Ab Januar 1921 auch ohne Saargebiet.
Ab Juli 1922 auch ohne Ostoberschlesien.

erkannt wurden, können sicher eingehalten werden. Der Schmelzungsverlauf kann leicht überwacht und willkürlich beeinflusst werden; die Schmelzung kann oxydierend, neutral oder reduzierend geführt werden. Der Verlust an Entgasungs- und Legierungszuschlägen ist sehr gering; die Gußzusammensetzung wird nicht durch Gase oder Verbrennungserzeugnisse oder durch Berührung mit festem Brennstoff beeinflusst; durch den basischen Betrieb wird die gefürchtete Schwefelnot ausgeschaltet; minderwertiger und darum billiger Einsatz und beliebige Mengen eigener Abfälle können, gegebenenfalls unter Wiedergewinnung wertvoller Bestandteile, verschmolzen werden; dazu kommt Sauberkeit, geringer Platzbedarf, einfache und übersichtliche Bauart durch Ersparnis der Zu- und Ableitungsvorrichtungen für Gase und Verbrennungserzeugnisse, geringer Bedarf an feuerfesten Baustoffen, da keine Vorwärmekammern erforderlich sind und der Ofenraum durch das Fehlen von Verbrennungskammern erheblich kleiner ist, keine Gasexplosionen, höchste Betriebsbereitschaft, einfache und schnelle Inbetriebsetzung und Stilllegung, geringe Belästigung durch Gas, Rauch und Hitze.

Durch die Möglichkeit jeder gewünschten Temperatursteigerung wird das Ausbringen günstig beeinflusst, da der Ausschuß durch nicht ausgelaufene Fehlgüsse und durch Reißen gering ist und Verluste durch Anhängen in Gießtiegeln und Pfannen vermieden werden können. Auch phosphorarmer, niedrig gekohlter Guß ist durch die höhere Temperatur gut zu dünnwandigen Stücken vergießbar; der Schwefelgehalt kann auf das niedrigste Maß gebracht werden. Der Werkzeugverbrauch in der Werkstatt sinkt und Unterbrechungen durch Herrichtung verdorbener Werkzeuge können eingeschränkt werden, da harte Stellen und nicht metallische Einschlüsse selten sind; dies bedeutet eine erhebliche Ersparnis an Löhnen auf den fertigen Guß. Die Festigkeitseigenschaften sind günstig; der Widerstand bei Beanspruchung durch Schlag, Stoß und Biegung ist hoch.

Erzeugung, Übertragung und Verteilung der Wärme in den Elektroschmelzöfen.

Die Umwandlung der elektrischen Energie in Wärme erfolgt in den für die Eisen- und Stahlgießereien wichtigen Schmelzöfen entweder im Einsatz selbst (Widerstandsöfen) oder durch Lichtbogenbildung (Lichtbogenöfen). Bei den ersteren wird dem Stromdurchtritt durch den Einsatz ein derartiger Widerstand entgegengesetzt, daß Erhitzung bis zum Schmelzen eintritt; von diesen Widerstandsöfen haben nur die Induktionsöfen Bedeutung gewonnen (Abb. 312 u. 313), und zwar vorzugsweise in Deutschland.

Von überragender Wichtigkeit sind dagegen die Lichtbogenöfen, in denen ein niedrig gespannter Strom hoher Stärke angewendet wird; die Lichtbogenspannung von etwa 60 Volt wird nicht unterschritten, da dann Kurzschlüsse schwer zu vermeiden sind; die obere Grenze der Sekundärspannung liegt heute bei 220 Volt; höhere Spannungen erschweren die Isolierung und gefährden die Bedienungsmannschaft. Die Wärmeübertragung vom Lichtbogen auf den Einsatz erfolgt entweder mittelbar durch Wärmestrahlung (Abb. 311 auf S. 322) oder unmittelbar in Berührung mit dem Einsatz durch Wärmeleitung (Abb. 310 auf S. 322). Bei den indirekten Lichtbogenöfen oder Strahlungsöfen brennt der Lichtbogen frei zwischen den Elektroden; der Einsatz ist nicht in den Stromkreis eingeschaltet, so daß der Lichtbogen also unabhängig von diesem brennt. Bei den direkten Lichtbogenöfen ist dagegen der Einsatz in den Stromkreis eingeschaltet, durch den der Strom einen größeren oder kürzeren Weg je nach der Bauart des Ofens nimmt; da der Lichtbogen also mit dem Schmelzgut in Berührung steht, wird er durch die Veränderungen desselben, besonders in der Einschmelzzeit stark beeinflusst. Man unterscheidet nun wieder direkte Licht-

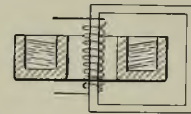


Abb. 312.
Einphasen-Induktionsofen.



Abb. 313.
Zweiphasen-Induktionsofen.

bogenöfen mit wagrechtem Stromdurchtritt durch den Einsatz (Abb. 314) oder mit senkrechtem Stromdurchtritt (Abb. 310); im ersteren Falle ist der Herd nicht an das Netz angeschlossen, so daß der Strom von einer Elektrode durch den Einsatz zur ableitenden Elektrode fließt, während im letzteren Falle der Strom seinen Weg von der Zuleitungselektrode durch den Einsatz zum angeschlossenen leitenden Herd nimmt. In einem Ofen können auch verschiedene Heizungsarten angewendet werden, doch überwiegt meistens eine.

Zur Vermeidung örtlicher Überhitzung wird die in jedem einzelnen Lichtbogen umgewandelte Energie auf ein Höchstmaß beschränkt; sobald Herdfläche und Herdraum ein gewisses Maß überschreiten, ist es zweckmäßig, durch mehrere Lichtbogen verteilte Wärmequellen zu schaffen. Bei kleinen Öfen genügt also ein Lichtbogen, während bei größeren zwei, drei oder mehr Lichtbogen angeordnet werden. Je nach der Höhe der in jedem Lichtbogen umgewandelten Energie und je nach der Lichtbogenspannung richtet sich die konstruktive Ausbildung des Ofens, insbesondere in bezug auf die Elektrodenstellung.

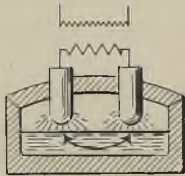


Abb. 314. Direkter Lichtbogenofen mit wagrechtem Stromdurchtritt durch das Bad.

Der Elektroofen besteht aus dem eigentlichen Ofenkörper zur Aufnahme des Schmelzgutes und aus den elektrischen Einrichtungen. Der Ofenkörper wird gebildet durch die von einem Eisenblechmantel umschlossene feuerfeste Auskleidung mit den Öffnungen für Türen und Abguß und durch ein besonderes abhebbares Gewölbe, das in einem Eisenring in feuerfesten Steinen gemauert oder in feuerfester Masse gestampft wird. Der elektrische Teil umfaßt die Hochspannungs- und Niederspannungsanlage mit den Umformern, Schaltern, Meß- und Regeleinrichtungen. Bei den Lichtbogenöfen treten die Stromleiter durch besondere Öffnungen in den Herdraum, wo sie die Lichtbogenbildung vermitteln. Dies geschieht derart, daß die Enden dieser Leiter unter Strom gegenseitig oder mit dem Einsatz in Berührung gebracht werden; durch die starke örtliche Überhitzung als Folge des großen Übergangswiderstandes tritt Verdampfung ein. Werden die Leiter nun voneinander entfernt, so bilden die hin und her geschleuderten Dampfteilchen die Brücke für den Stromübertritt, unter dessen Wirkung das weitere Erglühen und Verdampfen erfolgt. Zur Erhaltung dieses Vorganges ist bei bestimmter Spannung eine gewisse Mindeststromstärke erforderlich. Die Heizwirkung des Lichtbogens hängt von seiner Größe und Form ab, die durch Höhe der Spannung und Stromstärke bestimmt wird.

Die Elektroden.

Die Stromzuleiter in den Herdraum der Lichtbogenöfen, die Elektroden, müssen gewisse Bedingungen in elektrischer und physikalischer Beziehung erfüllen. Verlangt werden Festigkeit, Leichtigkeit, handliche Form, gute mechanische Bearbeitbarkeit, glatte Oberfläche, niedriger elektrischer Widerstand und Temperaturkoeffizient, geringe Oxydierbarkeit bei Ofentemperatur, niedrige Wärmeleitfähigkeit, leichte Verdampfbarkeit bei der Lichtbogenbildung, ohne daß vorher eine Verflüssigung des Baustoffes eintritt. Diese Forderungen erfüllt der amorphe oder graphitische Kohlenstoff, aus dem die Stromleiter hergestellt werden. Als Rohstoffe werden hauptsächlich verwendet: Anthrazit, Retortenkohle usw. in gebrochener Form mit einem gewissen Anteil an pulveriger Kohle.

Die Formgebung der Elektroden erfolgt bei kleineren regelmäßigen (runden) Querschnitten unter hohem Druck (200—400 at) auf Druckwasserpressen, bei unregelmäßigen und großen Querschnitten durch Stampfen in Formen. Vorher muß der Baustoff durch Zugabe von Bindemitteln (Teer und Pech) plastisch gemacht werden. Neuerdings geschieht die Mischung derart, daß ein trockenes Gemenge entsteht; hierdurch wird der Vorteil des bequemeren Lagerns und Beförderns erreicht, ohne daß die Masse zusammenbackt. Ferner wird vor allem die Menge des Bindemittels und damit die der flüchtigen Bestandteile verringert, die durch den Brennvorgang angetrieben werden müssen. Die

Herstellung der Elektroden erfordert genauestes und sorgfältigstes Arbeiten bei Verwendung nur erstklassiger Ausgangstoffe.

Durch das auf die Formgebung folgende Brennen zur Verkokung unter Austreibung der flüchtigen Bestandteile erhalten die amorphen Kohlelektroden die verlangten Eigenschaften; der Klang ist nach dem Brennen metallisch hell, der Bruch dicht und ohne Risse. Der Brennvorgang muß so geführt werden, daß in der Elektrode keine Hohlräume entstehen, welche die Leitfähigkeit vermindern; je weniger Bindemittel vorhanden ist, um so geringer ist diese Gefahr. Neuerdings kommt deshalb auch die sogenannte Druckverkokung in Frage; der Brennvorgang wird dann im Gegensatz zur bisherigen Arbeitsweise so geführt, daß die äußere Elektrodenschicht schnell erhärtet; da den im Inneren der Elektroden entstehenden Kohlenwasserstoffen der Austritt versperrt wird, zerfallen diese unter Kohlenstoffabscheidungen. Das Elektrodengefüge wird dadurch dichter und die Leitfähigkeit verbessert. Bei der Söderbergelektrode mit dem die Elektrodenmasse umschließenden Eisenmantel spielt dieser Vorgang eine Rolle¹⁾.

Die Eigenschaften der amorphen Kohlenelektroden werden durch eine weitere thermische Behandlung nach dem Acheson-Verfahren wesentlich verbessert, wobei der Kohlenstoff durch die Wirkung starker elektrischer Ströme in Graphit übergeführt wird (Graphitelektroden) unter Verbesserung der elektrischen Leitfähigkeit um das 4—5fache.

Im Stahlwerksbetrieb sind heute ausschließlich Elektroden mit rundem Querschnitt gebräuchlich, die besondere Vorteile bieten in bezug auf das einfache und sichere Fassen durch die Elektrodenzangen und in bezug auf das Anstückeln frischer Elektroden an das verbrauchte Ende während des Betriebes. Kohlenelektroden werden bei einer Länge von 2—3 m bis zu 900 mm Durchmesser und mehr hergestellt, Graphitelektroden bis 500 mm Durchmesser. Vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute sind 1916 für die Elektrodenquerschnitte besondere Vorschriften festgelegt worden, wobei sich die Elektrodendurchmesser von 100—250 mm von 25 zu 25 mm abstufen und über 250 mm Durchmesser von 50 zu 50 mm.

Der restlose Verbrauch der Elektroden wird durch Anstückeln mit Hilfe von schraubbaren Nippeln erreicht oder durch Aufschrauben der einen Elektrode mit konischem Gewindeende auf die andere mit entsprechender Bohrung. Nach amerikanischen Untersuchungen kann der Verlust an Energie im Nippel während des Betriebes trotz genauer Zusammensetzung dreimal größer werden als bei vollem Querschnitt. Der Kilowattverlust durch die Nippelstelle kann auf 20% steigen, während 10% als reichliches Maximum und 4% als normal angesehen werden kann.

Im Betrieb müssen die Elektroden sachgemäß behandelt werden: vorsichtiges Ausladen und Transportieren zur Vermeidung von Anrissen und Brüchen, die in der Hitze als Kerben wirken und Stücke absprengen; Schutz vor Feuchtigkeit, da selbst scharf gebrannte Elektroden hygroskopisch sind und bei der Erwärmung entstehender Wasserdampf sprengend wirkt. Aufbewahren in leicht geheizten Räumen ist daher zu empfehlen. Während des Einsetzens der Beschickung müssen die Elektroden genügend hoch gezogen werden, damit sie nicht durch Anschlagen zu Bruch gehen oder anreißen. Das Zusammennippeln muß mit größter Sorgfalt geschehen; die Nippel müssen vorher auf genaues Passen geprüft werden. Das Zusammensetzen erfolgt am besten in senkrechter Lage: die Zwischenräume zwischen Elektrodenbohrung und Nippel sollen möglichst gut ausgefüllt werden unter Verwendung von Elektrodenkitt oder einer Mischung von Graphit, Teer und Petroleum. Das Gewinde der Graphitelektroden und der Nippel ist so tadellos glatt und sauber, daß die Zusammensetzung am besten ohne Bindemittel vorgenommen wird.

Die Ansichten über die Behandlung der Elektroden bei Schmelzpausen sind verschieden: einerseits hält man den Luftzutritt durch Einsetzen in zylindrische Löcher im Boden oder durch Aufstülpen von Blechzylindern ab, andererseits kühlt man absichtlich möglichst stark an der Luft ab, damit die Oxydationstemperatur schnellstens

¹⁾ Siehe G. Schuchart: „Beiträge zur Kenntnis der Fabrikation und Untersuchung der Kohlelektroden.“ Halle a. d. S. 1926.

unterschritten wird. Während die Oxydation durch die Luft bei den Kohlenelektroden bei 370—500° sehr stark ist, ist dies bei Graphitelektroden erst bei 650° der Fall.

Unter Strom darf die Elektrode außerhalb des Ofens nie auf Oxydationstemperatur kommen, da dann sehr starker Abbrand eintritt; Vermeidung jeder Überlastung und Verhinderung der Wärmeableitung aus dem Ofeninneren durch wasserdurchflossene Elektrodenkühlringe aus Bronze oder Eisen ist erforderlich. Ist die Belastung zu groß,

so erglüht die amorphe Kohlenelektrode bald unter starker Oberflächenoxydation, der elektrische Widerstand nimmt sehr schnell zu; auch die mechanischen Festigkeitseigenschaften verschlechtern sich stark. Durch hohe Sekundärspannung tritt ferner Gefügelockerung der Kohlenelektroden mit erheblicher Erhöhung des Widerstandes ein; Elektroden für hohe Spannung müssen bei der Herstellung mit besonders großem Druck gepreßt werden.

Die zulässige Belastung der Elektroden in Amp./cm² nimmt mit deren zunehmendem Durchmesser ab, und zwar bei amorphen

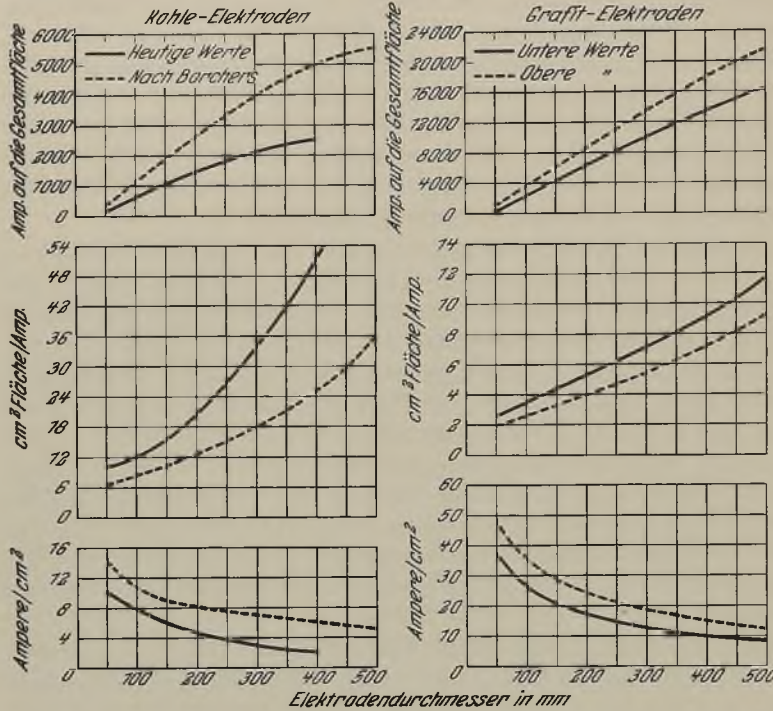


Abb. 315. Elektrodenbelastungen.

Kohlenelektroden wesentlich schneller als bei Graphitelektroden. Borchers macht für amorphe Kohlenelektroden die in der Zahlentafel 65 zusammengestellten Angaben¹⁾. Heute belastet man die Kohlenelektroden jedoch vielerorts wesentlich höher, auch als den Angaben in der Zahlentafel entspricht, doch soll man besonders bei großen Querschnitten nicht zu weit gehen, da die amorphen Kohlenelektroden gegen Überlastung empfindlich sind; es tritt Gefügelockerung ein, wodurch der Widerstand zunimmt und

Zahlentafel 65.

Zulässige Belastung der Elektroden.

Elektroden-Durchmesser in mm	Elektroden-fläche in mm ²	Kohlen-Elektroden						Graphit-Elektroden					
		Ampere je cm ²		mm ² Fläche je Ampere		Ampere auf die Gesamtfläche		Ampere je cm ²		mm ² Fläche je Ampere		Ampere auf die Gesamtfläche	
		nach Borchers	heutige Werte	nach Borchers	heutige Werte	nach Borchers	heutige Werte	untere Werte	obere Werte	untere Werte	obere Werte	untere Werte	obere Werte
50	1 964	10	15	10,0	6,7	196	295	40	50	2,5	2	786	983
100	7 854	8	10	12,2	10,0	629	785	25	33,4	4	3	1 960	2 620
200	31 416	5	8	20,0	12,5	1570	2520	18	25	5,5	4	5 710	7 860
300	70 686	3	6	33,4	16,7	2120	4240	14,3	18,2	7	5,5	10 100	12 850
400	125 664	2	4	50,0	25,0	2510	5000	11,1	14,3	9	7	13 950	17 900
500	196 350	—	2,8	—	36,0	—	5500	8,4	11	12	9,2	16 400	21 500

¹⁾ W. Borchers: „Die elektrischen Öfen“. 4. Aufl. Halle a. d. Saale 1923.

die Elektrode sich stark erhitzt; großer Abbrand ist die Folge. Besonders bei dickeren Elektroden ist Vorsicht geboten; Kohlenelektroden über 400 mm Durchmesser belastet man nicht mehr als mit 4–5 Amp./cm², während man bei stärkerem Querschnitt sogar bis auf 2 Amp./cm² zurück geht. Aus den Kurven der Abb. 315 und der Zahlentafel 65 sind die im Betrieb üblichen Werte für die Elektroden ersichtlich.

Von Bedeutung sind noch folgende Zahlen (die Angaben in Klammern beziehen sich auf Graphitelektroden)¹⁾:

Kohlenstoffgehalt	= etwa 95 ⁰ / ₀ ,
Aschegehalt	= 5–10 ⁰ / ₀ (0,5–1,5 ⁰ / ₀),
Schwefelgehalt	= 0,70–1,10 ⁰ / ₀ ,
Spez. Gewicht	= 1,5–2 (2,25),
Spez. Widerstand Ohm/mm ² und m	= 30–60 (8–15),
Elektr. Temperatur-Koeffizient von 25–900 ⁰	= 0,000813,
Spez. Wärme bei 100 ⁰	= 0,18–0,22,
Wärmeleitfähigkeit in Kal./Std.	= 0,24 (die Wärmeleitfähigkeit der Graphit-Elektroden ist 10mal besser als die der amorphen Elektroden),
Temperatur der Oxydation an der Luft	= etwa 400 ⁰ (640 ⁰),
Wärmeausdehnung von 0–700 ⁰	= 0,26 ⁰ / ₀ ,
Druckfestigkeit in kg/cm ²	= etwa 230,
Biegefestigkeit in kg/cm ²	= 50–82,
Elektroden-gewicht	= etwa 550–660 kg/m ³ .
Zugfestigkeit in kg/cm ²	= 70–100 (60–75).

Der Elektrodenverbrauch wird meistens auf die Tonne Einsatz bezogen, da der Anteil der Elektrodenkosten bei der Selbstkostenrechnung dann ohne weiteres eingesetzt werden kann; er beträgt bei festem Einsatz je nach Ofengröße und Arbeitsweise für amorphe Kohlenelektroden 10–20 kg und für Graphitelektroden 2–6 kg, bei flüssigem Einsatz je nach Dauer des Feinens 2–5 kg, bzw. 1–3 kg. Richtiger ist es, den Elektrodenverbrauch auf die zugeführten kWst zu beziehen, und zwar in kg Elektroden je 1000 kWst; für die Kohlenelektrode schwanken dann die Werte bei festem Einsatz je nach Arbeitsweise und Ofengröße zwischen 10–20 kg Elektroden/1000 kWst und bei Graphitelektroden zwischen 4–8 kg Elektroden/1000 kWst.

Den Elektrodenverbrauch auf die Schmelzstunde zu beziehen, ergibt kein richtiges Bild, da diese Zahl durch die Höhe der angewandten Leistung stark beeinflusst wird; bei Hochleistungsöfen ist der Stundenverbrauch wesentlich höher als bei Niederleistungsöfen.

Der Verbrauch wird stark erhöht durch Elektrodenbruch, der weniger von der Art des Einsatzes als des Einsetzens abhängt. Vor allem muß vermieden werden, daß die Elektroden sich beim Einschmelzen tief in die Beschickung eingraben; diese stürzt schließlich auf die Elektroden zusammen und zerschlägt sie; Betriebsunterbrechung, mühsames Entfernen der Elektrodenstücke, Abkühlen des Ofens, Kohlung des Einsatzes usw. sind die vermeidbaren Folgen. Bei schlechtem Abdichten des Ofens und mangelhafter Kühlung steigt der Elektrodenverbrauch durch starke Oberflächenverbrennung. Gefahr der Rißbildung tritt ein, wenn die Elektroden zu schnell aus dem kalten Zustande auf hohe Temperatur gebracht werden.

Im Betrieb verwendet man von Durchmessern über etwa 500 mm anstatt der amorphen Kohlenelektroden wirtschaftlicher die dünneren und leichteren Graphitelektroden. Die Handhabung der dicken und schweren Kohlenelektroden ist umständlich, und Bruch außerhalb und im Ofen ist fast unvermeidlich. Die Entfernung der großen Bruchstücke ist eine schwere und teure Arbeit. Auch trägt der Nippel die schweren, angestückelten Enden nur unsicher. Der im Betrieb entstehende Verlust, die Erhöhung der Betriebssicherheit und Pünktlichkeit des Schmelzanges rechtfertigen meistens die Mehrkosten für die an sich teureren Graphitelektroden.

¹⁾ W. Bliemeister: „Graphitelektroden und amorphe Kohlenelektroden in der Eisen- und Stahlindustrie.“ *Stahleisen* 1927. S. 457/58.

Das Streben nach Erhöhung der Wirtschaftlichkeit führte zur Erfindung der Söderbergelektrode¹⁾. Diese wird laufend entsprechend ihrem Verbrauch in frischer Elektrodenstampfmasse aufgestampft unter Verwendung äußerer aufeinander genietet oder geschweißter Eisenblechmäntel von etwa 1,25 mm Stärke, worauf das Brennen unter Nutzbarmachung der Ofenabhitze des Elektroofens im Betrieb erfolgt²⁾. Der Blechmantel gibt der ungebrannten Masse Festigkeit; durch ihn wird die Energie von der Zange übertragen und der Strom in dem noch nicht gebrannten Elektrodenteil weitergeleitet; auch schützt er die Elektrode vor Oxydation. Während bei großen feststehenden Öfen (Karbidöfen, Ferrolegierungsöfen usw.) das Nachstampfen auf einer besonderen Bühne über dem Ofen vom oberen Ende der Elektroden her im Betrieb erfolgt, zieht



Abb. 316. Frische Söderbergelektrode.



Abb. 317. Gebrauchte Söderbergelektrode.

man bei kippbaren Stahlschmelzöfen das Aufstampfen außerhalb des Ofens vor; man verwendet dann 2 Elektrodensätze, die in den Ofenpausen ausgewechselt werden. Da sich die ältere Elektrodenmasse vollkommen mit der frisch aufgestampften verbindet, wird eine stets gleichmäßige Elektrode erhalten, die den amorphen Elektroden qualitativ nicht nachsteht. Die Bruchgefahr der Elektrode ist stark vermindert und das Abreißen der Nippel ausgeschaltet, was besonders bei großen Querschnitten als erheblicher Vorteil zu bezeichnen ist; je dicker die Elektroden werden, um so günstiger ist das Söderbergverfahren. Ein weiterer Vorteil ist, daß sich das Elektrodenende durch den Schutz des Blechmantels im Betrieb nur unwesentlich zuspitzt, so daß der volle Elektrodenquerschnitt und die das Gewölbe schützende Schirmwirkung der Elektrode erhalten bleiben. Abb. 316 zeigt eine frisch aufgestampfte Söderbergelektrode vor Benutzung, Abb. 317 dieselbe Elektrode nach Benutzung. Nach Bliemeister³⁾ ist die spezifische Belastbarkeit höher als bei der amorphen Kohlenelektrode; eine Elektrode von 400 mm Rechteckquerschnitt wurde dauernd mit 10 Amp./cm², eine von 700 mm Durchmesser mit 8 Amp./cm² und eine 950 mm

Durchmesser-Elektrode mit 7 Amp./cm² normal belastet. Eine 600 mm Durchmesser-Elektrode wird dauernd mit 14 000 Amp. belastet. Nach Untersuchungen bei den Glockenstahlwerken vormals R. Lindenberg in Remscheid-Hasten⁴⁾ bietet die Söderbergelektrode folgende Vorteile: vollkommen bruchfreies Arbeiten, geringerer Energieverbrauch je Tonne Stahl, weniger Elektrodenverbrauch je Tonne Stahl, also Verbilligung der Elektrode. Ein Vergleichsversuch zwischen Kohlenelektroden und Söderbergelektroden an demselben Ofen hatte nachstehende Ergebnisse (s. Zahlentafel 66). Der Elektrodendurchmesser war 350 mm, die Höchstbelastung war 4000 Amp. entsprechend 4 Amp./cm².

¹⁾ Die Deutschen Reichspatente der „Norske Aktieselskab for Elektrokemisk Industrie, Oslo“, werden für Deutschland vertreten durch die „Lurgi Apparatebau-Gesellschaft m. b. H. in Frankfurt a. Main, für Elektro-Stahlöfen durch die „Elektrostahl G. m. b. H.“ in Düsseldorf.

²⁾ W. Eilender und L. Lyche: Die Verwendung der Söderbergschen Dauerelektrode an Elektrostahlöfen. Stahlisen 1924. S. 364.

³⁾ Über die Söderbergelektrode ist eine Menge Zeitschriftenliteratur vorhanden; erwähnt seien nur die Arbeiten von R. Durrer, Stahlisen 1920. S. 1599 und W. Eilender und L. Lyche, Stahlwerksausschußbericht 1924. Nr. 78. — W. Bliemeister, „Elektroofenbetrieb mit der Dauerelektrode System Söderberg“, Zentralbl. Hütten-Walzw. 1926. S. 19.

⁴⁾ Ber. Stahlw.-Aussch. Ver. d. Eisenh. 1924. Nr. 78.

Zahlentafel 66.

Vergleichsversuche zwischen Kohlenelektroden und Söderbergelektroden.

Elektrode	Elektrodenbruttoverbrauch in kg einschl. Bruch je t Einsatz bei Dreiphasenbetrieb	Elektrodennettoverbrauch in kg je t Einsatz bei Dreiphasenbetrieb	Elektrodenbruttoverbrauch je 1000 kWst bei Dreiphasenbetrieb	% Bruch
Phase 1 (Kohle)	28,56	21,15	32,1	26,3
Phase 2 (Söderberg) . .	21,45 (15,2)	21,45 (15,2)	24,0 (17,7)	0,0
Phase 3 (Kohle)	33,75	24,15	37,95	28,8

Die Zahlen in Klammern geben die späteren Werte an, als der Verbrauch noch erheblich geringer war. Eine Energieersparnis wurde bis zu 9% erzielt, da der elektrische Widerstand geringer ist als der gewöhnlicher Kohlenelektroden, wahrscheinlich als Folge der vorerwähnten Druckverkokung und der durch den Eisenmantel verhinderten Oberflächenverbrennung.

Weitere Versuche ergaben:

	Söderbergelektrode	Kohlenelektrode
Spannungsverlust bei 600 Amp. Belastung . .	4 Volt	4 Volt
Mittlerer Elektrodendurchmesser	43 cm	50 cm
Elektrodenlänge	160 cm	160 cm
Widerstand je cm ³ Elektrode	0,00605 Ohm	0,0082 Ohm

Ein Übergangswiderstand zwischen Elektrodenzange und Söderbergelektrode ist nicht meßbar. Das spezifische Gewicht ist 1,5, die Druckfestigkeit 150 kg/cm².

Neuerdings sollen die Planiawerke¹⁾ eine mit Eisenblechmantel versehene gebrannte Elektrode auf den Markt zu bringen beabsichtigen, die im Betrieb keinen Verlust durch Bruch oder Oxydation hat und in elektrischer Beziehung Vorteile bietet; auch anderwärts arbeitet man an der Aufgabe, die Leitfähigkeit der Elektroden durch Metalleinlagen zu erhöhen²⁾.

Stromführungen und Bauarten der Elektroöfen.

Durch die verschiedenen Stromarten und Schaltungsmöglichkeiten sind die Ofenbauarten in Anpassung an die gestellten Anforderungen sehr vielseitig. Jede Bauart hat neben ihren Vorteilen Nachteile, die von Fall zu Fall sorgfältig gegeneinander abgewogen werden müssen, zumal ein Vorteil unter geänderten Voraussetzungen ins Gegenteil umschlagen

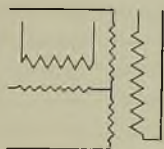


Abb. 318. Scottschaltung.



Abb. 319. Dreieckschaltung.



Abb. 320. Sternschaltung.

kann. Vereinheitlichung ist bis heute für den Elektroofen nicht erreicht, einen für alles passenden „Universalofen“ gibt es nicht. Für den Praktiker ist es daher von größter Bedeutung, Klarheit auf diesem Gebiete zu haben, um bei der Wahl das für einen bestimmten Zweck Beste treffen zu können.

¹⁾ Rütgerswerke A.G., Abt. Planiawerke in Ratibor, OS.

²⁾ Vgl. C. Becker, „Eine neue Kohlenelektrode“. Stahleisen 1926. S. 44/46, S. 777/80.

Die Elektroschmelzöfen werden heute durchwegs für Wechselstrom gebaut. Von den Zentralen wird meistens hochgespannter Dreiphasenwechselstrom geliefert, seltener Zweiphasenwechselstrom. Nach der Umformung wird dem Ofen entweder niedrig gespannter Einphasen- oder Zweiphasen- oder Dreiphasenstrom, letzterer offen oder verkettet, zugeführt. Einphasenwechselstrom kommt nur für kleinere, selten für mittelgroße Öfen in Betracht. Steht ein leistungsfähiges Netz zur Verfügung, so wird die Energie nur einer Phase desselben entnommen; andernfalls erfolgt Umformung durch einen sich drehenden Umformer unter erheblichen Verlusten. Zweiphasenwechselstrom wird im Ofen durchwegs verkettet verwendet; die Umformung geschieht zweckmäßig durch ruhenden Umformer. Dreiphasenprimärwechselstrom kann durch die Scottsche Schaltung in Zweiphasenwechselstrom umgewandelt werden, wie dies aus Abb. 318 klar wird. Die Verkettung des Dreiphasenwechselstromes geschieht entweder im Dreieck nach Abb. 319 oder im Stern nach Abb. 320. In letzterem Falle schließt man entweder nur die freien Leiterenden an den Ofen an (Dreileiterofen, Abb. 321) oder dazu noch den Nullpunkt oder Sternpunkt, wodurch ein besserer Ausgleich der Stöße erreicht wird; bei ungleicher Phasenbelastung führt dann der Nulleiter Strom (Vierleiterofen, Abb. 322).

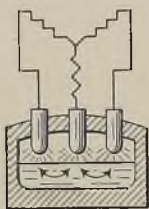


Abb. 321. Direkter Lichtbogenofen mit Sternschaltung der drei Phasen und wagerechtem Stromdurchtritt durch das Bad.

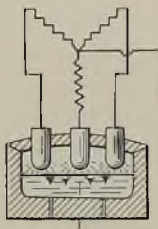


Abb. 322. Wie Abb. 321 mit Nulleiter für Ausgleichströme.

Von den zahlreichen Ofenbauarten können nur die für die deutschen Verhältnisse aus geschichtlichen oder praktischen Gründen bemerkenswerten beschrieben werden.

Lichtbogenöfen oder Elektrodenöfen.

Strahlungsöfen oder indirekte Lichtbogenöfen.

a) Für Einphasenwechselstrom. Nach Abb. 311 (S. 322) springt der Lichtbogen frei zwischen den über dem Einsatz befindlichen Elektroden über, die je an ein Phasenende angeschlossen sind.

b) Für Zweiphasenwechselstrom. Die Lichtbogenbildung erfolgt nach Abb. 323 zwischen drei frei über dem Einsatz angeordneten Elektroden, denen der verkettete Zweiphasenstrom in der Weise zugeführt wird, daß eine Elektrode als gemeinsamer Rückleiter für beide Phasen dient, während die beiden freien Phasenenden an je eine der beiden anderen Elektroden geführt sind. Durch entsprechende Anordnung der Elektroden zueinander kann das Lichtbogenfeld senkrecht gestellt werden; der Lichtbogen wird durch die Wirkung der Mittelelektrode auf das Bad hin abgelenkt, so daß dessen Erwärmung schließlich nicht mehr durch Wärmestrahlung allein, sondern in Berührung mit dem Lichtbogen mehr oder weniger auch durch Wärmeleitung erfolgt. Der Lichtbogen wird dadurch abgelenkt, daß das magnetische Feld der Mittelelektrode nicht durch eine entgegengesetzt angeordnete aufgehoben wird, wie dies bei den Seitenelektroden der Fall ist. Die Stromstärke der Mittelelektrode ist gleich $I \cdot \sqrt{2}$ des Phasenstromes I , während die Stromstärke in den Seitenelektroden gleich dem Phasenstrom ist; die Spannung zwischen einer der Seitenelektroden und der Mittelelektrode ist gleich der Spannung E und die Spannung zwischen den beiden Seitenelektroden untereinander ist gleich $E \cdot \sqrt{2}$. Der Anschluß geschieht entweder unmittelbar an ein niedergespanntes Zweiphasennetz oder an ein Dreiphasenwechselstromnetz durch Scottsche Schaltung.

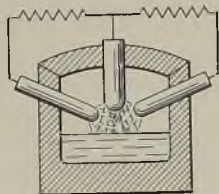


Abb. 323. Strahlungsöfen für verketteten Zweiphasenstrom (Rennerfeltöfen).

e) Für Dreiphasenwechselstrom. Die Lichtbogenbildung erfolgt zwischen drei Ober Elektroden, die an die im Dreieck oder Stern verketteten Leiter angeschlossen sind. Die Ebene des Lichtbogenfeldes ist wagerecht.

Der erste praktisch brauchbare Strahlungssofen war der alte Siemenstiegel mit dem frei über den Tiegelinhalt überspringenden Lichtbogen nach Abb. 311 (S. 322). Diese Grundidee machte sich Stassano zu Nutzen, der seine Öfen jedoch vorwiegend für Mehrphasenwechselstrom baute; deren weitere Entwicklung sind der Bonner Ofen und der St. Pöltener Ofen.

Der Stassano-Ofen.

Der italienische Hauptmann Stassano beabsichtigte zunächst mit seinem 1898 in Betrieb gesetzten Ofen die Verhüttung von Eisenerzen unmittelbar auf schmelzbares Eisen. Nach dem Fehlschlagen seiner Erwartungen stellte er dann 1903 in Turin den ersten Eisenschrott-Schmelzofen auf, der somit das erfolbringende, anfangs nicht beabsichtigte Endglied einer Versuchsreihe zur elektrischen Erzverhüttung war.

Der Ofen (Abb. 324) besteht aus einem zylindrischen Blechmantel zur Aufnahme der feuerfesten Zustellung mit einem Abschluß nach oben durch ein kuppelartiges Gewölbe; durch diese Form sollte letzteres der unmittelbaren Einwirkung des Lichtbogens möglichst entzogen werden. Die Folge hiervon ist, daß der freie Herdraum über der Schmelze und die Oberfläche des gesamten Ofenkörpers im Verhältnis zum Einsatz sehr groß sind, wodurch ein hoher Kraftverbrauch im Betrieb verursacht wird. Der Ofenkörper hat Öffnungen zur Einführung der Elektroden für die Einsatz- und Arbeitstüren und für den Abguß. Die ursprünglich vorhandene Drehbarkeit des Ofens um eine schwach geneigte Senkrechtachse zwecks Durchmischung des Bades wurde bald aufgegeben, besonders wegen der Schwierigkeit in der Zuführung von Strom und Kühlwasser. Die Elektroden werden mit schwacher Neigung gegen die Wagerechte in den Schmelzraum eingeführt. Die Eintrittsöffnungen sind durch besondere doppelwandige Blechzylinder mit Wasserkühlung nach außen abgeschlossen. Die Elektrodenbewegung zur Regelung des Lichtbogens erfolgt durch über den Abdichtungszyklindern angeordnete Druckwasserzylinder, deren bewegte Kolbenstange auf eine die Elektroden tragende Eisenstange wirkt. Abb. 324 zeigt diese ursprüngliche Ofenform. Heute hat dieser Ofen nur noch geschichtliche Bedeutung; er steht für kleine Einsatzgewichte verbessert in enger Anlehnung an die frühere Ausführung in einigen wenigen italienischen Gießereien in Betrieb.

1908 übernahm als erste deutsche Firma die Bonner Maschinenfabrik Mönckemöller, G. m. b. H. die Lizenz für den Bau von Stassano-Öfen in der ursprünglichen Form der Abb. 324. Im Verein mit den Rheinischen Elektrostahlwerken in Bonn wurde der Ofen dann auf Grund praktischer Erfahrungen in der aus Abb. 325 u. 326 ersichtlichen Weise umgebaut. Auch hier wurde die geneigte stehende Mittelachse des Ofens gerade gestellt und die Drehbewegung um diese nicht mehr angewendet. Der flache Ofendeckel und die Kippbarkeit des Ofens fallen auf; durch die Verkleinerung von Herdraum und Oberfläche des Ofenkörpers wird eine Ersparnis an Energie im Betrieb erzielt. Die Kippvorrichtung besteht aus einer auf Fundamentrollen laufenden kreisbogenförmigen Wiege mit einer Eisenplatte, die den Ofenkörper und die Elektroden trägt.

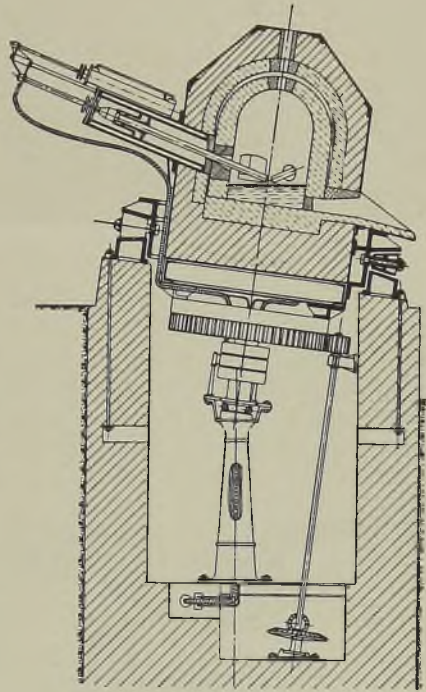


Abb. 324.
Stassanoofen, ursprüngliche Form.

Die Kippbewegung erfolgt durch Elektromotore oder durch Druckwasserzylinder. Kleinere Öfen werden durch Aufhängung in einem Tragrings ähnlich wie Konverter kippbar gemacht. Auch die Elektrodenabdichtung wurde sehr vervollkommenet. Die Elektroden sind in ihrer Längsachse, ferner wagerecht und senkrecht beweglich, so daß die Lage des

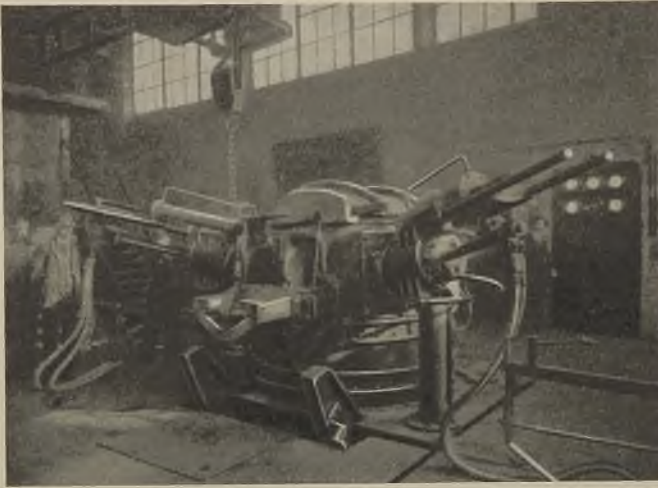


Abb. 325. Bonner Strahlungsöfen.

stark beanspruchten Elektroden klein gehalten werden kann. Der Ofen soll möglichst unter Luftabschluß arbeiten; dabei reichert sich die Ofenatmosphäre an Kohlenstoffdämpfen an; durch die erhöhte Leitfähigkeit der Ofenatmosphäre wird der Lichtbogen immer länger, bis zu 1 m und mehr. Wird nun eine Türe zur Vornahme metallurgischer Arbeiten geöffnet, so reißt er ab durch die Verringerung der Leitfähigkeit der Ofenatmosphäre als Folge der Vermischung mit eintretender Luft.

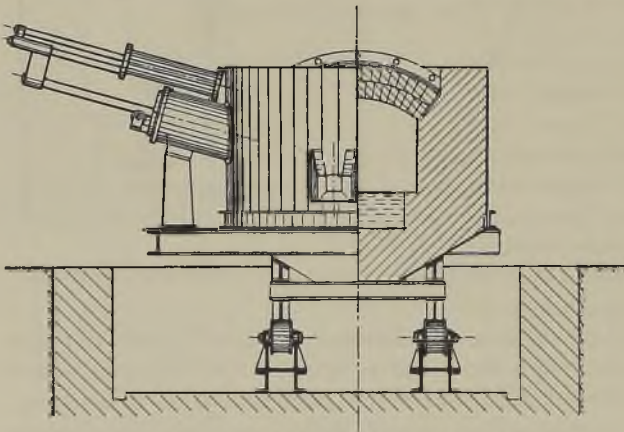


Abb. 326. Bonner Ofen.

Man strebt danach, den Lichtbogen zur Erzielung schnellster Wärmeübertragung möglichst nahe bis auf wenige Zentimeter an den Einsatz heranzubringen, so daß er praktisch doch die Veränderungen des Einsatzes beeinflusst wird. Trotzdem die Ofendecke dadurch möglichst nahe zum Einsatz hin heruntergezogen wird, ist der kWst.-Verbrauch bei diesen Strahlungsöfen hoch; die Hitze wird eben nicht nur auf den Einsatz, sondern in gleichem Maße auch auf die Ofenwände und das Gewölbe gestrahlt. Bei diesen kleinen Öfen ist der thermische Wirkungsgrad infolge der verhältnismäßig großen Fläche des Ofenkörpers ungünstig. Vorteilhaft ist, daß das Gewölbe nicht durch Elektrodenöffnungen geschwächt wird; dem steht die unmittelbare Bestrahlung durch den Lichtbogen als größerer Nachteil gegenüber; das Gewölbe schmilzt schneller ab, als eines, das durch über dem Lichtbogen stehende Elektroden geschützt ist und im „Schatten“ derselben liegt. Ein Nachteil ist weiter, besonders für größere Öfen, die wagerechte Lage der Elektroden, die durch ihr Gewicht stark auf Knickung beansprucht werden und leicht brechen; es empfiehlt sich daher die Anwendung der durch größere elektrische Leitfähigkeit dünneren Graphitelektroden. Der Licht-

bogens gegenüber dem Einsatz, in Grenzen, willkürlich verändert werden kann. In Österreich wurde der Ofen durch die St. Pöltener Stahlwerke auf Grund erzielter Erfahrungen verbessert.

Der frei brennende Lichtbogen bringt verschiedene den Betrieb kennzeichnende Eigentümlichkeiten. Der Einsatz ist nicht in den Stromkreis eingeschlossen, so daß der Lichtbogen nicht durch dessen Änderungen beeinflusst wird und unabhängig brennt; daher ist die Lichtbogen-Spannung verhältnismäßig hoch, so daß die Stromstärke niedrig und der Querschnitt der durch ihre wagerechte Lage auf Bruch

stark beanspruchten Elektroden klein gehalten werden kann. Der Ofen soll möglichst unter Luftabschluß arbeiten; dabei reichert sich die Ofenatmosphäre an Kohlenstoffdämpfen an; durch die erhöhte Leitfähigkeit der Ofenatmosphäre wird der Lichtbogen immer länger, bis zu 1 m und mehr. Wird nun eine Türe zur Vornahme metallurgischer Arbeiten geöffnet, so reißt er ab durch die Verringerung der Leitfähigkeit der Ofenatmosphäre als Folge der Vermischung mit eintretender Luft. Man strebt danach, den Lichtbogen zur Erzielung schnellster Wärmeübertragung möglichst nahe bis auf wenige Zentimeter an den Einsatz heranzubringen, so daß er praktisch doch die Veränderungen des Einsatzes beeinflusst wird. Trotzdem die Ofendecke dadurch möglichst nahe zum Einsatz hin heruntergezogen wird, ist der kWst.-Verbrauch bei diesen Strahlungsöfen hoch; die Hitze wird eben nicht nur auf den Einsatz, sondern in gleichem Maße auch auf die Ofenwände und das Gewölbe

bogen brennt, von dem gelegentlichen Auslöschten abgesehen, sehr ruhig; es ist daher nicht nötig, den Umformer für so hohe Überlastung zu bauen, wie dies bei den direkten Lichtbogenöfen infolge der häufigen und starken Stöße erforderlich ist. Auch der Leistungsfaktor ist günstig (0,9). Der Ofen eignet sich für kleinen Einsatz bei unterbrochenem Betrieb, da sich der Ofenraum schnell und gründlich vorwärmen läßt. Auch das Brennen und Einschweißen eines neuen Herdes ist leicht, desgleichen das Flickten. Bei mehr als $1\frac{1}{2}$ –2 t Einsatz wird Stahlguß für dünnwandige Stücke, sogar Temperrohguß, nicht mehr genügend warm.

Zahlentafel 67.

Strahlungsöfen der Gesta in Siemensstadt bei Berlin.

Ofengröße in t	Normale Kraftauf- nahme des Ofens in kW	Spannung Volt	Trans- formator- leistung kVA	Cos φ	kWst je t	Ofenhaltbarkeit Schmelzungszahl	
						Herd	Gewölbe
0,5	135	105–110–115	225	0,9	1050	120	60
1,0	200	110–115–120	335	0,9	1000	120	60
1,5	270	115–120–125	445	0,9	975	120	60
2,0	340	120–125–130	555	0,9	950	120	60
2,5	370	125–130–135	615	0,9	925	120	60
3,0	450	130–135–140	665	0,9	900	120	60

Das Einsetzen des Schmelzgutes erfolgt bei zurückgezogenen Elektroden; das Einbringen des gesamten Einsatzes ist nicht möglich, da darüber noch Platz für die Elektroden und für den Lichtbogen bleiben muß und dieser nicht zu nahe am Gewölbe brennen darf. Nach dem Einsetzen werden die Türen und Öffnungen gut geschlossen und abgedichtet zur Vermeidung der Oxydation des Einsatzes und des vorbeschriebenen Ablöschens des Lichtbogens. Das Einschalten erfolgt nach dem Vorholen der Elektroden unter Berührung derselben; nach der Lichtbogenbildung werden die Elektroden auseinandergezogen; mit steigender Ofentemperatur wird der Lichtbogen immer länger. Der Rest des Einsatzes wird nach dem Niederschmelzen, wieder bei zurückgezogener Elektrode, eingesetzt.

Von der Gesellschaft für Elektrostahlanlagen m. b. H. in Siemensstadt bei Berlin (Gesta) werden die Öfen in normalen Größen von 0,5–3 t Einsatz gebaut und Ausnahmegrößen bis zu 5 t unter Angabe obiger Zahlen (s. Zahlentafel 67), die teils durch die Arbeitsweise bestimmt werden¹⁾.

Der Rennerfeltofen.

Dieser Ofen wurde 1912 vom schwedischen Ingenieur Ivar Rennerfelt erfunden²⁾. Der von der Aktiebolag Elektriska Ugnar Stockholm C gebaute Ofen führte sich sehr schnell ein; schon 1913 wurde eine zweite Anlage mit 4 Öfen für Stahlguß und Werkzeugstahl in Schweden errichtet. In kurzer Zeit standen mehr als 100 Öfen in Betrieb. Ein wesentlicher Fortschritt gegenüber den Öfen der Bauart Stassano ist die Ablenkung des Lichtbogens vom Gewölbe weg auf den Einsatz hin (Abb. 323), was durch die Wirkung des einseitigen Kraft-

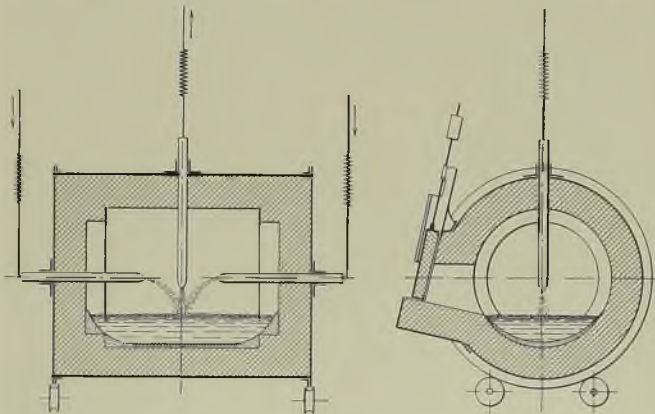


Abb. 327. Kleiner Rennerfeltofen.

¹⁾ Die elektrische Einrichtung wird geliefert durch die Siemens & Halske A.-G., Wernerwerk, Siemensstadt bei Berlin. ²⁾ D.R.P. Nr. 268 317.

feldes der Mittelelektrode geschieht; dadurch wird der thermische Wirkungsgrad verbessert und der Kraftverbrauch verringert; Zustellung und Gewölbe halten länger; eine kräftigere Schlackenbeheizung wird durchführbar. Das zwecks Rückstrahlung der Wärme auf den Einsatz tonnenförmig ausgebildete Gewölbe ist von der dritten Elektrode

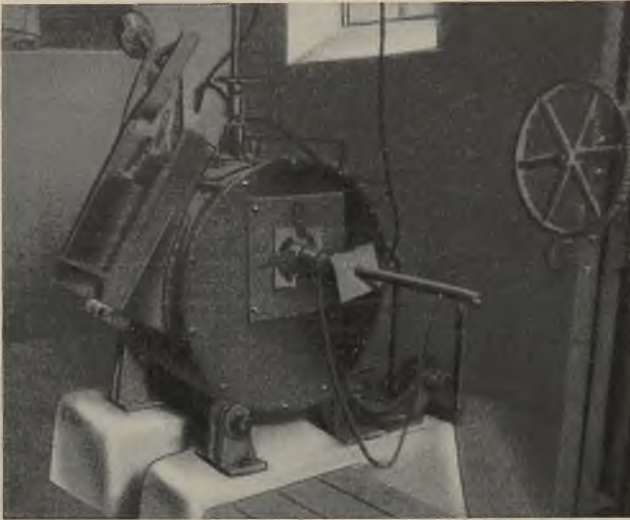


Abb. 328. Rennerfeltoven.

durchbrochen. Für ganz kleine Einsätze hat der Ofen die Form der Abb. 327 u. 328 (300—600 kg). Eine andere Bauart zeigt Abb. 329. Bei ihr ist die gesamte elektrische Anlage gut zu erkennen, Zuleitung, Umformer, Drosselspule, Schalter usw., wobei allerdings ausdrücklich bemerkt wird, daß der elektrische Teil niemals offen wie in Abb. 329, sondern stets im geschlossenen Raum für sich untergebracht werden muß. Die Seitenelektroden sind vor- und zurückziehbar, ferner um eine wagerechte Achse drehbar und um eine senkrechte schwenkbar, so daß es möglich ist, dem Einsatz gegenüber stets die günstigste Stellung des Lichtbogens einzuhalten. Die Seitenelektroden sind nach außen durch stulpenförmige, gegen das Ofengehäuse isolierte Kühlkästen abgedichtet. Beim Einschmelzen von lockerem Einsatz werden die Elektrodenspitzen gehoben, so daß der Lichtbogen über dem Einsatz brennt; entsprechend dem Abschmelzen werden sie allmählich gesenkt.

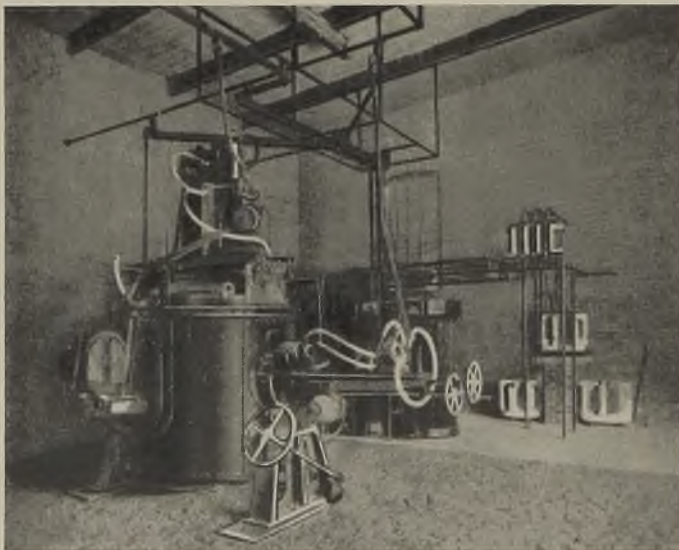


Abb. 329. Rennerfeltoven für 600 kg Einsatz.

Nach dem Einschmelzen kann durch weiteres Senken mit gleichzeitigem Auseinanderziehen der Elektrodenspitzen eine Aufteilung des einzigen Lichtbogens in drei erfolgen, so daß der Ofen als direkter Lichtbogenofen arbeitet (Abbildung 330). In diesem Falle kann die zweiphasige Schaltung durch Anwendung je eines Drei- und Zweipolumschalters in Dreiphasenschaltung umgewandelt werden. Motorische und selbsttätige Elektrodenregulierung hat sich bei der geringen Veränderung im Lichtbogen und bei den schwachen Stößen sehr gut bewährt.

Der Rennerfeltoven arbeitet normalerweise mit 120 Volt Spannung, geht aber auch bis

auf 50 Volt herunter, während mehr als 150 Volt mit Rücksicht auf die Isolierung gegen das Ofengehäuse vermieden wird. Bei Beginn des Einschmelzens werden 120 Volt angewendet, nach einiger Erwärmung geht man auf 100 Volt und nach dem Verflüssigen auf 80 Volt herunter. Der $\cos \varphi$ ist mit 0,97 sehr günstig. Der Rennerfeltoven wird für folgende Größen gebaut (s. Zahlentafel 68):

Zahlentafel 68.
Größen des Rennerfeltofens.

Type	Ofenfassung in kg	Umformerleistung in kVA
0	130—225	100—125
I A	500—750	150—250
II B	900—1400	300—500
IV A	3000—4000	800—1200
V A	5000—6000	1400—1800

Zur Anwendung kommen ausschließlich Graphitelektroden, die bei kleinen Querschnitten ohne Schaden bis zu 70 Amp./cm² belastet werden: ein 75-kW-Ofen arbeitet bei ungefähr 100 kg Fassung mit 3 Elektroden von je 32 mm Durchmesser; die Mittelelektrode führt 570 Amp. entsprechend 71 Amp./cm². Ein 200- bis 250-kg-Ofen kommt aus mit 40—50 mm Durchmesser und ein solcher mit 2000 kg Einsatz mit ungefähr 100 mm Durchmesser. Bei einem Durchmesser von 100 mm werden die Graphitelektroden bis 30 Amp./cm² belastet, entsprechend 2400 Amp. je Elektrode; bei einer Spannung von 125 Volt entstehen 2 Lichtbogen zu je 300 kW, so daß in den Schmelzraum 600 kW eingeführt werden, was für einen Einsatz von 1500—2000 kg genügt. Zweckmäßigerweise gibt man jedoch der Mittelelektrode einen um 50% größeren Querschnitt.

Ein 600-kg-Ofen erfordert bei Tagbetrieb im sauren Schmelzverfahren auf Stahlguß 775 kWst/t bei 130 kW Ofenleistung und drei Schmelzungen in 12 Stunden. In einem 1½-t-Ofen wurden für die Herstellung kleinerer dünnwandiger Stahlgußstücke 875 kWst/t gebraucht bei einer Ofenleistung von 125 kW. Für Grauguß werden 350 kWst/t benötigt. Für das Warmhalten in der Nacht genügen bei kleinen Öfen 30% und bei großen Öfen 15% der Gesamtenergie.

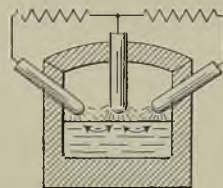


Abb. 330.
Direkter Lichtbogenofen mit verkettetem Zweiphasenstrom (aufgelöste Rennerfelterschaltung).

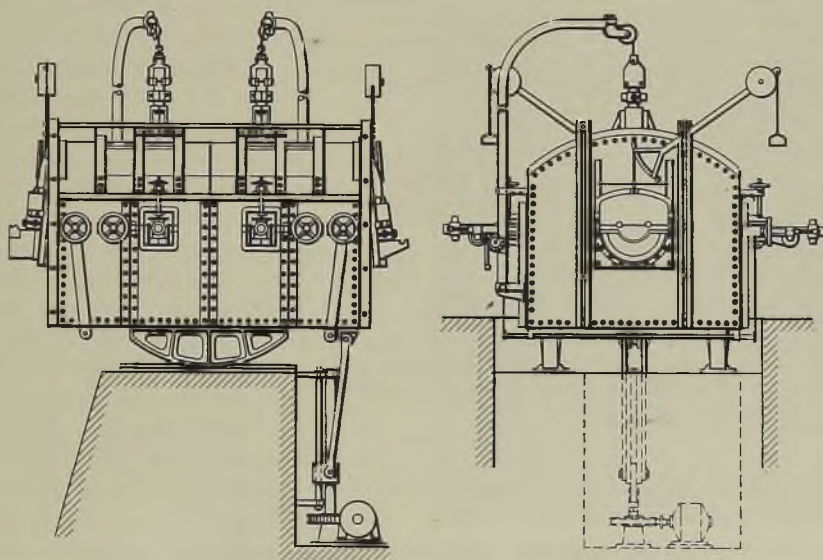


Abb. 331. Rennerfeltofen, äußere Ansicht (Multipelofen).

Der Rennerfeltofen ist besonders für kleinere Gießereien mit unterbrochenem Betrieb ein beweglicher und anpassungsfähiger Schmelzapparat: die Heizquelle kann stark auf die Schlacke konzentriert werden, wenn Schlackenarbeiten vorgenommen werden sollen, sie kann aber auch höher über dem Badspiegel mehr in die Mitte des Ofens verlegt werden,

wenn es sich um „Abstehenlassen“ bei gelinder Wärmezufuhr handelt; schließlich kann die Erhitzung auf mehrere Stellen des Badspiegels durch Senken und Auseinanderziehen der Elektroden verteilt werden.

Bei Verarbeitung größerer Einsatzgewichte, die auf hohe Temperatur für dünnwandigen Stahlguß gebracht werden sollen, genügt jedoch der einfache Rennerfelt-Lichtbogen nicht mehr. Verbesserung wird dann versucht durch das Zusammensetzen verschiedener Ofeneinheiten und Elektrodensätze im sogenannten Multipelofen¹⁾, der ohne weiteres aus Abb. 331 verständlich ist. Mehrere im gleichen Herdraum untergebrachte Elektrodensätze und Lichtbogen werden parallel geschaltet, so daß man mit verhältnismäßig geringer Stromstärke je Elektrodeneinheit bei günstigem $\cos \varphi$ auskommt; die ohnedies schon schwachen Stromstöße werden durch diese Anordnung noch weiter ausgeglichen. Durch das Multipelsystem werden Öfen mit 30 t Einsatz für 3600 kW möglich, indem 4 Einheiten zusammengesetzt werden, von denen jede 900 kW führt, entsprechend 450 kW auf jede Seitenelektrode. Im übrigen gilt für den Rennerfeltofen das über den Bonner Ofen Gesagte (vgl. S. 335).

Direkte Lichtbogenöfen.

1. Mit Bodenanschluß und senkrechtem Stromdurchtritt durch das Bad.

a) Für Einphasenwechselstrom. Nach Abb. 310 (S. 322) geht das eine Phasenende der Stromquelle an die Elektrode und das andere durch den leitenden Boden zum Einsatz, so daß der Lichtbogen zwischen diesem und der Elektrode überspringt. Für größere Ein-

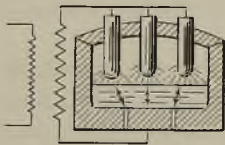


Abb. 332. Direkter Lichtbogenofen mit Einphasenstrom und mehreren Lichtbögen, Stromweg senkrecht durch den Einsatz.

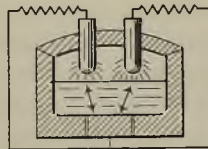


Abb. 333. Direkter Lichtbogenofen, verketteter Zweiphasenstrom, Stromweg senkrecht durch den Einsatz.

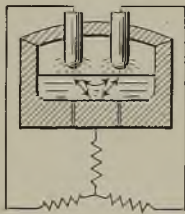


Abb. 334. Direkter Lichtbogenofen, verketteter Dreiphasenstrom, Stromweg senkrecht und wagerecht durch den Einsatz.

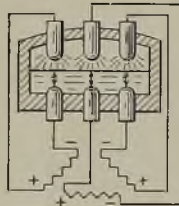


Abb. 335. Direkter Lichtbogenofen, offener Dreiphasenstrom, Stromweg senkrecht durch den Einsatz.

sätze wird zwecks besserer Wärmeverteilung eine Aufteilung dieser einzigen Wärmequelle erforderlich, indem mehrere Oberelektroden in Reihe geschaltet werden (Abb. 332, Parallelschaltung). Alle Lichtbogen haben dann dieselbe Spannung und sämtliche Elektroden führen denselben Bruchteil des Gesamtstromes.

b) Für Zweiphasenwechselstrom. Nach Abb. 333 wird verkettet angeschlossen, indem je eine Phase zu einer der beiden Oberelektroden geht und der Herd mit dem Einsatz an den gemeinsamen Rückleiter angeschlossen wird. Dadurch sind die Lichtbogen voneinander unabhängig, so daß die Unterbrechung des einen nicht das Auslöschung des anderen bedingt. Der Ofenbetrieb wird daher auch nicht so stark durch das Herunterschmelzen des Einsatzes beeinflusst.

Strom- und Spannungsverhältnisse sind wie bei dem verketteten Zweiphasenstrahlungs-
ofen (Abb. 323, Rennerfeltofen).

c) Für Dreiphasenwechselstrom. Von den Phasenenden des im Stern oder Dreieck verketteten Netzes sind zwei an die beiden Oberelektroden angeschlossen und eine an den Boden und Einsatz (Abb. 334). Bei offenem Netze erreicht man nach Abb. 335 eine Erhöhung der Elektrodenzahl auf drei. In diesem Fall ist eine Umkehrung der Polarität der einzelnen Phasen unter sich möglich, wodurch auch ein wagerechter Stromdurchfluß im Einsatz erreicht wird.

¹⁾ D.R.P. Nr. 277 972.

Der Girodofen.

Girod nahm das erste Patent 1905¹⁾. Die heute noch in Betrieb befindlichen, nicht sehr zahlreichen Öfen dieses Systems haben sich im Laufe der Zeit nur unwesentlich verändert. Die Stromzufuhr zum Ofeninnern erfolgt durch die Oberelektrode einerseits (bei großen Öfen mehrere) und andererseits durch eine Anzahl von Bodenpolen, die bis in den Herd hinein reichen und nicht von feuerfester Zustellung überdeckt sind; der Lichtbogen tritt zwischen dem Einsatz und Oberelektrode über (Abb. 336, 337, 338). Da die Beschickung in ihrer ganzen Höhe senkrecht vom Strom durchflossen wird, liegt theoretisch Lichtbogen-Widerstands-Beheizung vor; bei der guten Leitungsfähigkeit des Eisens ist jedoch besonders nach dem Einschmelzen die Erwärmung durch den Widerstand sehr gering. Einen gewissen Vorteil bietet der lange Stromweg beim Einschmelzen von lockerem Einsatz (Drehspäne) durch die Bildung vieler kleiner Überganglichtbögen in der ganzen Beschickung, wodurch ein schnelles und gleichmäßiges Niederschmelzen bewirkt wird; auch werden Stromstöße durch die Beschickung selbst gepuffert. Bei sehr hoher Einsatzsäule (beispielsweise bei der Herstellung von synthetischem Guß²⁾) und langen spiraligen Spänen arbeitet der Ofen beim Einschmelzen schließlich tatsächlich überwiegend als Widerstandssofen. Nach dem Einschmelzen tritt durch die motorische Wirkung des Stromes eine wagrecht kreisende Bewegung des Bades ein, die für das metallurgische Arbeiten günstig ist.

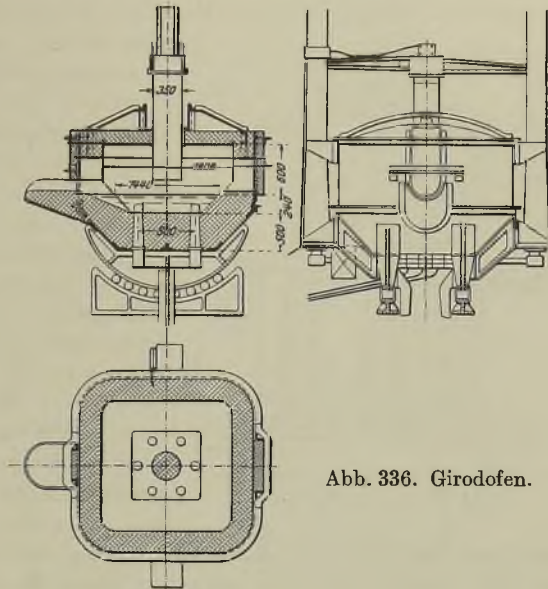


Abb. 336. Girodofen.

Anfangs bestanden die Bodenpole aus nicht ganz in das Herdinnere hineinragenden, nicht überstampften Graphitstäben; die durch ihre Auflösung im flüssigen Eisen im Herd entstehenden Vertiefungen wurden durch das flüssige Metall ausgefüllt, das dann allmählich nach unten in Berührung mit den Graphitelektroden erstarrte, so daß keine Gefahr der Kohlung oder des Durchbruches der Schmelzung eintrat. Heute sind fast nur wassergekühlte, gegen den Ofenkörper gut isolierte Elektroden aus weichem Stahlguß in Anwendung, die bei einiger Aufmerksamkeit (Überwachung der Kühlwassertemperatur durch eingebaute Thermometer) und bei periodischer Auswechslung nur geringe Durchbruchgefahr bilden. Bei Durchbrüchen können durch die Berührung des flüssigen Eisens mit dem Kühlwasser ernste Explosionen entstehen.

Bei neuem Herd und kaltem Einsatz wird für guten Kontakt durch Einfüllung von Nagelklauen usw. in die Elektrodenlöcher gesorgt. Aus demselben Grunde bleibt beim

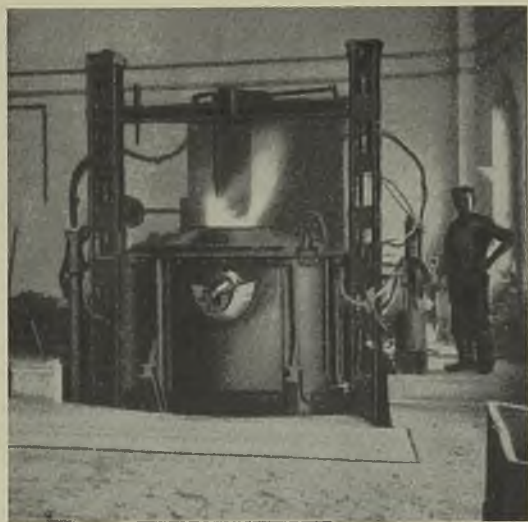


Abb. 337. Girodofen für 3-t-Einsatz, Ansicht.

¹⁾ Französisches Patent Nr. 350 524; D.R.P. Nr. 232 074, 267 968. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 116, 129.

Dauerbetrieb von der vorhergehenden Schmelzung ein geringer Rest zurück, wenn dies mit Rücksicht auf die Zusammensetzung der folgenden Schmelzung statthaft ist. Ebenfalls muß der Herd zur Erzielung eines guten Kontaktes schlackenfrei gehalten werden.

Einseitige Ablenkung des Lichtbogens mit den für die Zustellung besonders nachteiligen Folgen wird durch symmetrische Hochführung der Kabel am Ofenkörper vorbei vermieden, damit sich die den Lichtbogen beeinflussenden elektrodynamischen Kräfte gegenseitig aufheben.

Bei der niedrigen Sekundärspannung muß zur Erzielung günstiger Kraftverhältnisse einerseits der Ohmsche Widerstand in den sekundären Zuleitungen durch großen Querschnitt und geringe Länge möglichst niedrig gehalten werden, andererseits müssen die Ursachen für die induktiven Verluste eingeschränkt werden, also möglichst niedrige Periodenzahl, kleine Permeabilität des Ofenkörpers, keine großen Eisenmassen im Stromkreis. Die Girodöfen werden für Einphasenwechselstrom gebaut von 1–15 t Einsatz; üblich sind Öfen mit kleinerem Einsatz von 1,5–3 t bei einer Oberelektrode und Öfen für größeren Einsatz von 8 bis 15 t mit 4 Oberelektroden. 3-t-Öfen arbeiten ungefähr mit 500 kW bei 75 Volt Sekundärspannung. Man trachtet nach Erhöhung der Schmelzleistung durch größere Energiezufuhr unter Spannungserhöhung. Die Erzeugung des Einphasenwechselstromes geschieht unter entsprechenden Verlusten durch rotierende Umformergruppen. Soll Dreiphasenstrom angewendet werden, so sucht man die Girodschaltung bei unsymmetrischer Sternschaltung durch Umkehrung einer Phase zu erhalten; der Ofen hat dann 3 Lichtbogenelektroden (Abb. 338)¹⁾.

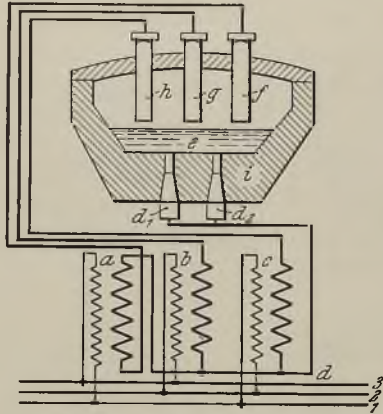


Abb. 338. Schaltung des Girodofens für Dreiphasenstrom.

In Zahlentafel 69 seien einige Zahlen konstruktiver Art über Girodöfen angegeben:

Zahlentafel 69.
Angaben über Girodöfen.

Ofengröße in t	Herdform	Elektroden- zahl	Badab- messung mm	Elektroden-		Badtiefe mm	Gewölbe- abstand vom Bad mm	Wand- stärke mm	Herd- stärke mm	Badfläche		m ² je Elektrode	Gesamt- Herdraum m ³	m ³ Herd- raum je t	m ³ freier Herdraum über dem Bade
				Ab- stand mm	Durch- messer mm					m ² gesamt	m ² je t				
3	○	1	∅ 1350	eine Zentral	350	350	400	475	500	1,43	0,48	1,43	1,14	0,38	0,71
2,5	□	1	1440	„	350	200	600	530	500	2,08	0,83	2,08	3,44	1,37	3,15
10	□	4	2450	„	300	325	585	775	500	6,00	0,60	1,50	5,63	0,56	4,22
15	□	4	2730	„	420	400	525	700	600	7,45	0,50	1,86	6,20	0,41	4,14

Der 2,5-t-Ofen ist ein älterer, der 3-t-Ofen ein mit Erfolg arbeitender Ofen. Der Hauptnachteil des Girodofens ist der durch die rotierende Umformung verursachte geringe Nutzeffekt, durch den der Kraftverbrauch hoch wird.

Der Kellerofen.

Dieser Ofen steht heute nur noch vereinzelt in Betrieb, doch verdient der leitende „gemischte“ Herd zweifellos Beachtung. Bei der ersten Bauart lehnte sich der französische Erfinder an den Héroultofen an, bei der späteren, endgültigen an den Girodofen, mit dem Unterschied, daß die Stromzufuhr von unten zum Einsatz durch den „gemischten“ Herd erfolgte (Abb. 339). Zur Herstellung desselben werden Eisenstäbe von 25–35 mm Durchmesser in 30 cm Abstand senkrecht in der wagerechten Ofenbodenplatte aus Guß-

¹⁾ D.R.P. Nr. 267968 vgl. Stahleisen 1912. S. 2047; 1913. S. 1851.

eisen befestigt, zu welcher der Strom zugeleitet wird. Die Zwischenräume zwischen den Stäben werden mit einer plastischen, feuerfesten Masse, wie Teer-Magnesitmischung, derartig ausgefüllt, daß immer ein Block zwischen je vier im Viereck zusammengehörenden Stäben hochgestampft wird; dadurch sind die einzelnen Blöcke völlig voneinander unabhängig. Durch einsickerndes, in den tieferen Herdschichten erstarrendes Eisen wird der Herd noch fester, so daß Durchbrüche fast ausgeschlossen und die Widerstandsverluste sehr gering sind. Ein derartiger Herd ist außerordentlich dauerhaft und auch in kaltem Zustande gut leitend, so daß auch bei festem Einsatz ein sicheres Anfahren gewährleistet ist. Die Schaltung ist für Einphasenwechselstrom dieselbe wie beim Giroföfen; bei Dreiphasenwechselstrom gehen die Phasenenden an drei Oberelektroden und der Sternpunkt an den Boden.

Als Vertreter der Ofenbauarten mit verkettetem Zweiphasenwechselstrom sei der Grönvalofen erwähnt. Die Stromzufuhr zum Boden erfolgt durch eine Anzahl in einem gußeisernen Kasten eingelagerter Kohlenblöcke, die mit feuerfester Masse überstampft sind. Die beiden Phasenenden führen an die zwei Oberelektroden und die verkettete Rückleitung an den Boden, so daß die beiden Lichtbögen unabhängig voneinander arbeiten (Abb. 333).

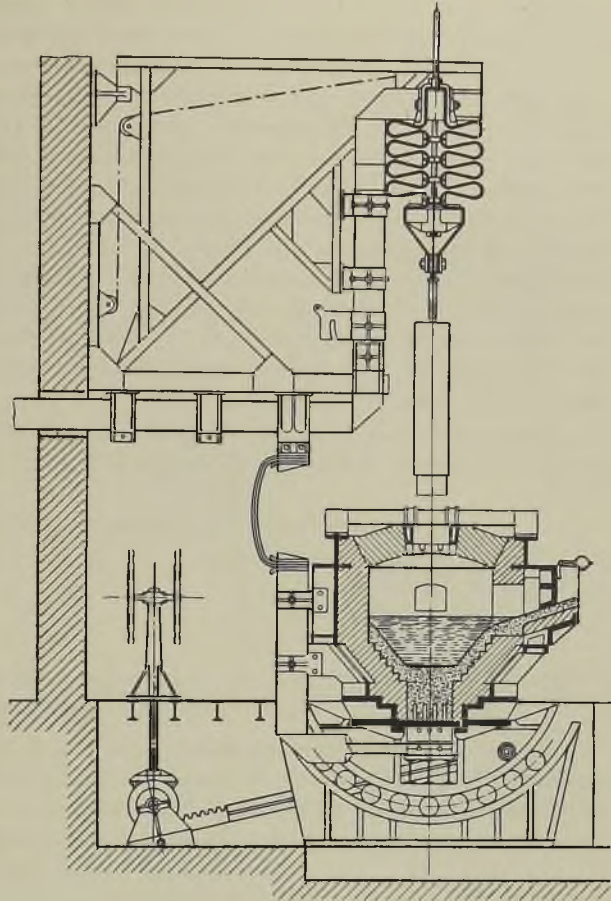


Abb. 339. Kellerofen.

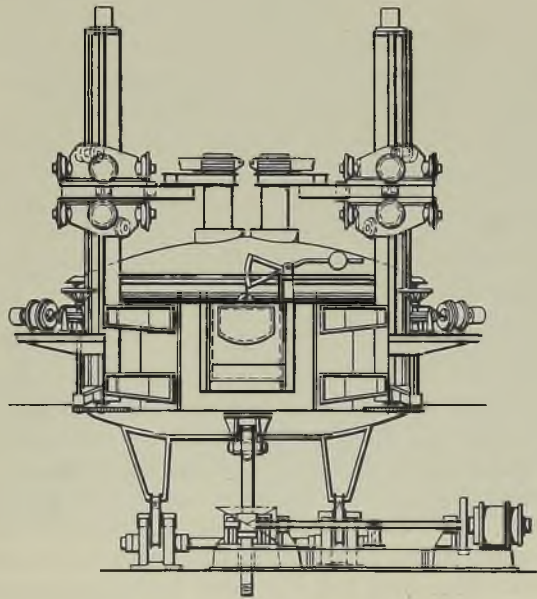
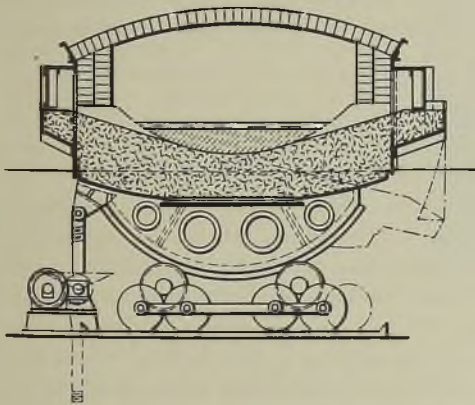


Abb. 340. Greaves-Etchells-10-t-Ofen.

Einer der wichtigsten englischen Öfen, der Greaves-Etchells-Ofen, wird als Lichtbogen-Widerstandsofen gebaut von T. H. Watson and Co. in Sheffield, in Größen von 500 kg bis 10 t. Verwendet wird Dreiphasenstrom, der in 3 Einphasen-Transformatoren umgeformt wird; diese sind primär im Dreieck, sekundär im Stern mit ungleicher Schenkellänge geschaltet. 2 Phasenenden gehen an die Oberelektroden, das dritte an den etwa 500 mm starken Herd. Das Abreißen eines Lichtbogens bedingt nicht das Ablöschen des anderen; durch die gute Pufferwirkung der Schaltung wird auch bei ungleichmäßiger Belastung eine gleichmäßige Ausnutzung der vollen Transformatorgröße erreicht. Durch die Einschaltung des Bades in den Stromkreis wird gute Badbewegung erzielt. Die kleinen Öfen bis 3 t haben 2 Oberelektroden bei rechteckigem Herd und die größeren von 6 t ab 4 Oberelektroden bei rundem Herd (Abb. 340). Die Elektrodenträger können zur Seite ausgeschwungen werden, so daß das Gewölbe in kürzester Zeit auswechselbar ist. Der Ofen ist auf Rollen kippbar derart gelagert, daß die Schnauze sich auf einer senkrechten Geraden bewegt.

Eingeschmolzen wird mit 80 Volt und gefeint mit 65 Volt. 40 Öfen waren bis 1917 gebaut. Folgende Transformatorgrößen sind in Anwendung:

Ofengröße in t Einsatz	Transformatorgröße kVA
0,5	260
3	800
6	1560

2. Direkte Lichtbogenöfen mit wagerechtem Stromdurchtritt durch das Bad ohne Anschluß des Bodens.

a) Für Einphasenwechselstrom (Abb. 314, S. 326). Jede Elektrode führt den vollen Strom bei halber Spannung in jedem der beiden Lichtbogen (Serien oder Hintereinanderschaltung). Bei gleicher Leistung ist die Wärmeverteilung über die Badfläche besser als bei den Lichtbogenöfen mit senkrechtem Stromdurchtritt durch das Bad und nur einer Elektrode und einem Lichtbogen; bei gleicher Stromstärke und Spannung in jedem Lichtbogen ist die Leistungszufuhr zum Ofen die doppelte.

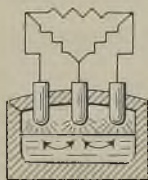


Abb. 341. Direkter Lichtbogenofen, Dreiphasenstrom im Dreieck, Stromweg wagerecht durch den Einsatz.

b) Für Zweiphasenstrom (Abb. 330, S. 337), wobei infolge der größeren Lichtbogenzahl die Wärmeverteilung über die Badfläche noch günstiger ist; infolge sehr starker Schlackenbeheizung ist diese Schaltung für metallurgische Zwecke günstig.

c) Für Dreiphasenwechselstrom (Abb. 341 u. 321), in Dreieck- oder Sternschaltung. Bei Sternschaltung kann nach Abb. 322 (S. 332) auch noch der Sternpunkt durch den Nulleiter an den Boden (oder an eine vierte Oberelektrode) angeschlossen werden zur Erzielung guter Pufferung bei auftretenden Stößen, da der Nulleiter bei ungleichmäßiger Netzbelastung entsprechende Ausgleichströme führt.

Der Héroultofen.

Dieser Ofen ist der wichtigste und verbreitetste Vertreter der direkten Lichtbogenöfen. Er wurde schon 1880 von dem Erfinder mit Gleichstrom zur Herstellung von Aluminium benutzt und dann als 3-t-Ofen in den Jahren 1889—1900 zur unmittelbaren Verhüttung von Erz auf schiedbares Eisen versucht. Da Héroult die Erfolglosigkeit dieser Arbeitsweise einsah, ging er 1900 zum Verschmelzen von Schrott in seinem Ofen über. Der erste Ofen, in dem schließlich die heute übliche Arbeitsweise angewendet wurde, hatte 2500 kg Einsatz und arbeitete bei Einphasenwechselstrom mit 2 Oberelektroden und 500 PS. Die anfangs beabsichtigte Erwärmung durch den Widerstand des Einsatzes, besonders der Schlacke, gegenüber dem Stromdurchtritt mit in die Schlacke eintauchenden Elektroden bei niedriger Sekundärspannung wurde bald als nicht genügend

aufgegeben, worauf die ausgesprochene Lichtbogenbeheizung mit erhöhter Sekundärspannung zur Anwendung kam. Heute ist der Héroultofen unter allen Öfen der Erde der verbreitetste; die Welt-erzeugung an Elektrostahl nur aus dem Héroultofen beträgt mehr als eine halbe Million Tonnen. Er wird von zahlreichen Firmen unter verschiedenen Namen fast nur noch für Dreiphasenwechselstrom gebaut für Einsätze von 0,5–40 und mehr Tonnen¹⁾. Auch Héroultöfen für kleinere Einsätze sind mit Erfolg in Betrieb. Ein kleiner 1-t-Héroultofen arbeitet mit Dreiphasenwechselstrom und 3 Oberelektroden mit 250-kW-Leistung und einem Strom von 60 Perioden und 100 Volt Spannung, so daß jeder Lichtbogen ungefähr 45 Volt hat²⁾. Die Deutsche Maschinenfabrik in Duisburg (Demag) baut noch kleinere Héroultöfen Bauart Fiat. Ganz besonders eignet sich jedoch der Héroultofen für mittlere und große Einsätze, da auch infolge der guten Wärmeverteilung große Badflächen gleichmäßig und durchdringend erwärmt werden. Die Hauptvorteile des Ofens sind: einheitlicher, nicht von Bodenpolen durchbrochener Boden, sehr einfache konstruktive Durchbildung und vollkommene Unabhängigkeit des Schmelzraumes vom elektrischen Teil³⁾. Abb. 342 zeigt einen Héroultofen im Schnitt, Abb. 343 in der Ansicht.

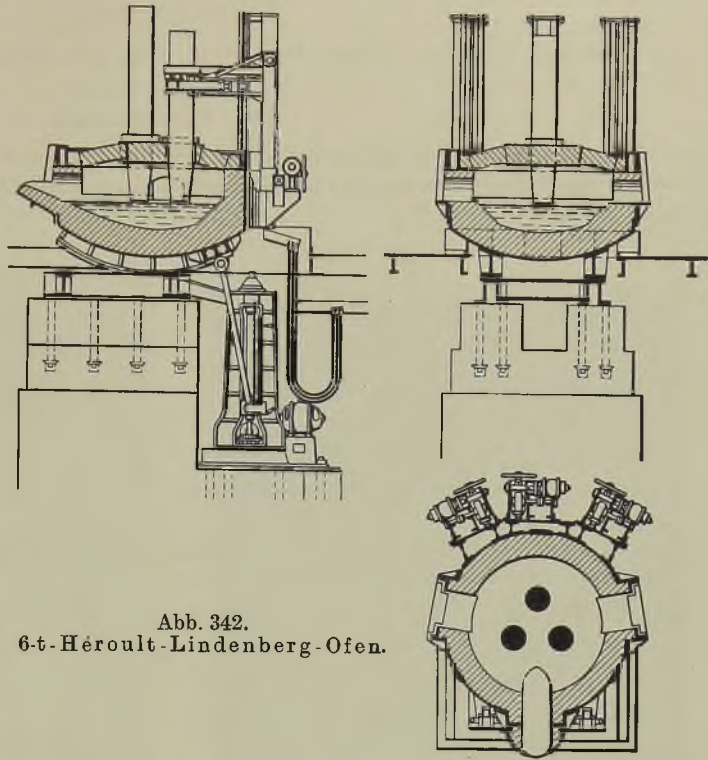


Abb. 342.
6-t. Héroult-Lindenberg-Ofen.

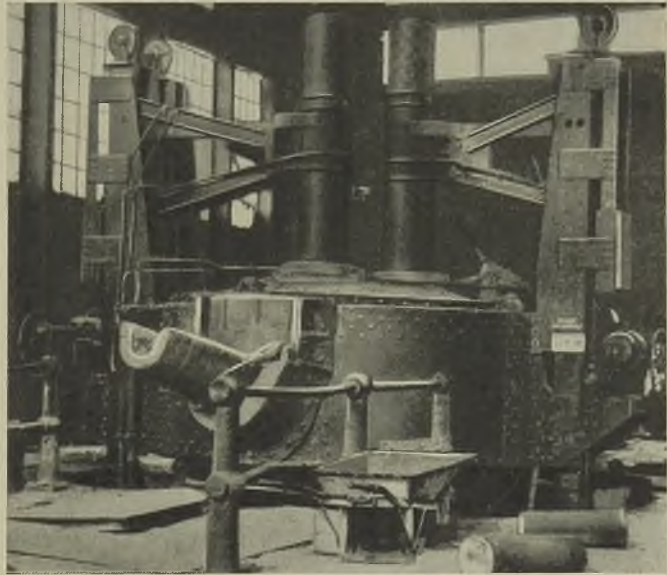


Abb. 343. Héroult-Lindenberg-Ofen mit Söderbergelektroden.

¹⁾ Mit dem Bau von Héroultöfen befaßt sich eine große Anzahl von Firmen. Erwähnt seien: Maschinenbauanstalt Humboldt in Köln-Kalk; Elektrostahl, G. m. b. H., Düsseldorf; Demag, A.-G., Duisburg; Hirsch, Kupfer- und Messingwerke, Berlin NW 7; Brown, Boveri & Co., Baden (Schweiz); „Industrie“ Elektroofen G. m. b. H., Köln; Deutsch-Amerikanische Elektroofen G. m. b. H., Berlin; Siemens & Halske A. G., Wernerwerk, Berlin-Siemensstadt.

²⁾ Gieß.-Zg. 1916. Nr. 2, S. 26.

³⁾ In neuester Zeit wurden gerade beim Bau dieser und ähnlicher Ofenarten erhebliche Fortschritte erzielt, auf die auf S. 352 ff. näher eingegangen wird.

3. Direkte Lichtbogenöfen mit vorwiegend wagerechtem Stromdurchtritt durch das Bad mit Bodenanschluß unter Anwendung verschiedener Schaltungsarten.

Wichtige Vertreter dieser Bauarten sind der Nathusiusofen, der Gestaofen und der Fiatofen.

Der Nathusiusofen.

Die Erfindung des Nathusiusofens geht zurück auf das Jahr 1908¹⁾. Die Durchbildung des Ofens, besonders in elektrischer Beziehung, ist sehr gründlich, nicht zuletzt

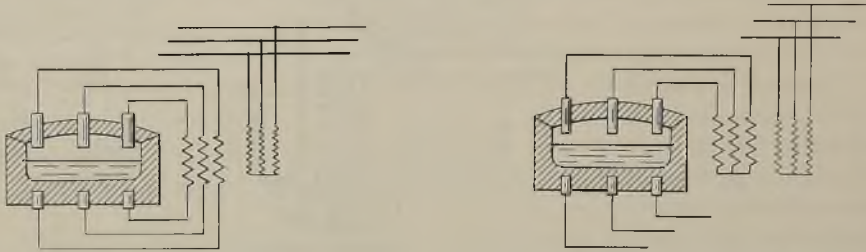


Abb. 344. Nathusiusofen mit Nathusius-schaltung. Abb. 345. Nathusiusofen mit Héroult-schaltung.

auch ein Verdienst des früheren Oberingenieurs der Bergmann-Werke W. Kunze. Bis 1924 waren 31 Öfen mit ungefähr 185 t Fassungsvermögen gebaut, davon rund 1 Dutzend in Gießereien mit ungefähr 60 t Fassungsvermögen.

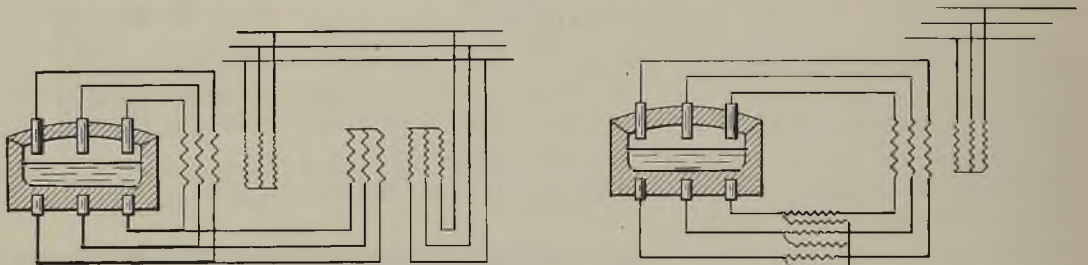


Abb. 346. Nathusiusofen. Verstärkte Bodenbeheizung durch besonderen Zusatztransformator.

Abb. 347. Nathusiusofen. Dämpfung der Stöße durch Stromtransformator.

Der Ofen ist ein vereinigter Lichtbogen-Widerstandsofen, bei dem nicht nur der Einsatz, sondern auch ein Teil des Bodens als Ohmscher Widerstand mit in den Stromkreis eingeschaltet ist, die bei Leistungschwankungen stark puffernd wirken. Praktisch stellt der Ofen eine Vereinigung des Girod- und Héroultofens dar.

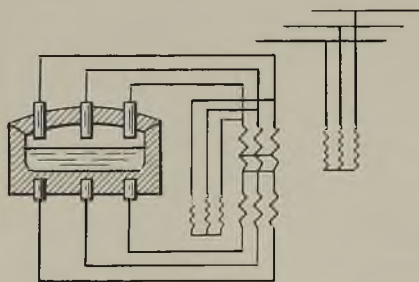


Abb. 348. Nathusiusofen. Unterteilung des Haupttransformators durch eine eingebaute Neutrale. Spannungsbeeinflussung der Bodenpole durch Potentialregler.

Gegenüber den drei Oberelektroden sind auf deren Lücken drei Bodenpole angeordnet, sämtliche haben untereinander verschiedene Polarität. Die wassergekühlten Bodenelektroden aus Bronze, Gußeisen oder Stahlguß müssen sorgfältig gegen das Ofengehäuse isoliert sein. Zur Vermeidung von Induktionsverlusten und Erhitzung des Ofengehäuses rund um die Austrittsstellen der Bodenpole hat es sich als zweckmäßig erwiesen, dort Platten aus 12⁰/₀igem Manganstahl zu verwenden. Die in die Zustellung eingebetteten Köpfe der

¹⁾ D.R.P. Nr. 248 437 von Dr. Ing. Hans Nathusius; gebaut wurde der Ofen von den Westdeutschen Thomasphosphatwerken, G. m. b. H., Berlin W 35 (für den mechanischen Teil und die metallurgische Beratung), heute von der Deutsch-Amerikanischen Elektroöfen G. m. b. H. in Berlin und den Bergmann-Elektrizitätswerken, A.-G., in Berlin N 65 (für den elektrischen Teil).

Bodenpole sind stark verbreitert, um eine möglichst große Übergangsfläche für den Stromübertritt zu erreichen; sie werden mit feuerfester Zustellungsmasse überstampft; zum besseren Haften derselben sind sie oberflächlich mit Nuten versehen. Im Betrieb muß darauf geachtet werden, daß die Höhe der aufgestampften Schicht durch Aufflickern oder Abschmelzen erhalten bleibt. Die Wärmeerzeugung im Boden erfolgt durch den Widerstand der Stampfmasse gegenüber dem Stromdurchgang. Nathusius will mit seinem Ofen folgendes erreichen:

1. Schnelles Einschmelzen, gegebenenfalls nur unter der Wirkung der Lichtbögen in Héroultschaltung; Vermeidung oder doch wesentliche Abschwächung und Einschränkung der Stromstöße durch Einschaltung des Einsatzes und des Bodens in den Stromkreis

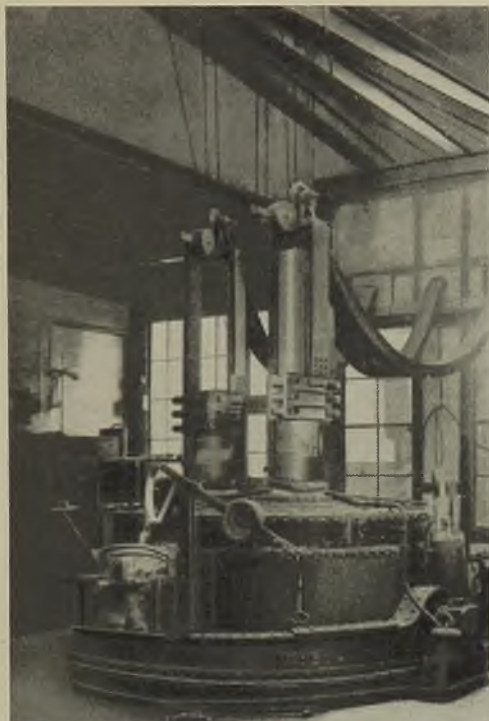


Abb. 349.

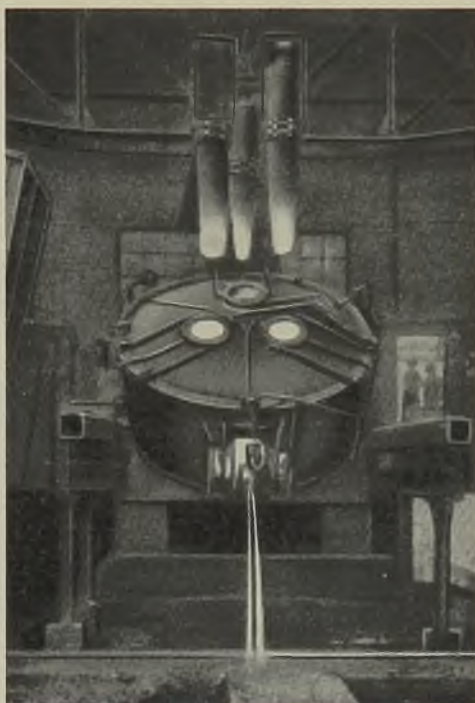


Abb. 350.

Abb. 349 u. 350. 6-t-Nathusiusöfen (Graugußbetrieb).

und durch Schaffung möglichst vieler Stromwege, so daß bei Versperrung des einen Stromweges andere zur Verfügung stehen und der Lichtbogen im Schmelzbetrieb sehr stetig ist; es bilden sich als Folge der vielen Stromwege durch die ganze Beschickung viele kleine Lichtbögen, die ein schnelles und gleichmäßiges Herunterschmelzen bewirken.

2. Starke Badbewegung durch die motorische Wirkung der vielen Stromwege; um sämtliche Stromfäden bilden sich entsprechende Drehfelder, die die Schmelzung nach allen Richtungen durchwirbeln, so daß sämtliche Badteile beschleunigt mit der Schlacke in Berührung kommen; die Reaktionen verlaufen schneller und vollständiger, gasförmige und feste Einschlüsse kommen besser zur Abscheidung, Legierungszuschläge werden schneller gelöst und gemischt.

3. Mehr oder weniger verstärkte Heizung vom Boden her in Anpassung an die Forderungen des Betriebes.

Um diese Ziele zu erreichen, ist eine willkürliche Beeinflussung der Stromverhältnisse und -verteilung in weiten Grenzen erforderlich. Die Grundlagen elektrotechnischer Art dafür sind folgende: Abb. 344 entspricht der sogenannten Nathusiuschaltung; der Umformer ist primär im Dreieck oder Stern geschaltet, sekundär ist er unverkettet; die

Enden der offenen Sekundärphasen gehen einerseits an die Elektroden, andererseits an die Bodenpole. Da zwischen allen Elektroden Potentialdifferenz besteht, fließt zwischen sämtlichen Strom: von oben nach unten und wagerecht zwischen den Ober- und Boden-

elektroden. Durch den Widerstand im Bad und Boden werden Spannung und Größe des Lichtbogens erniedrigt, so daß weniger Strahlungsverluste eintreten als bei der reinen Lichtbogenbeheizung. Will man trotzdem die letztere, beispielsweise beim Schlackenschmelzen anwenden, so kann man nach Abb. 345 den Umformer auch sekundärseitig verketten, so daß der Boden abgeschaltet wird (reine Héroult-schaltung). Andererseits wird nach Abb. 346 eine verstärkte Bodenbeheizung erreicht durch Anordnung eines Zusatzspannungstransformators, der unabhängig vom Hauptumformer an das Primärnetz angeschlossen wird; die Leistung desselben beträgt bei einem 5-t-Ofen 150 kW bei 10 Volt Spannung. Durch diese Schaltung wird ein nur oberflächliches Abschmelzen des Einsatzes vermieden und die Erwärmung mehr ins Innere der Beschickung zum Boden hin verlegt. Zur Dämpfung der starken Stöße kann nach Abb. 347 ein Stromtransformator angebracht werden. Abb. 348 zeigt die Anordnung für eine willkürlich verstärkbare Bodenbeheizung. Der Transformator ist durch eine Trennebene in zwei unabhängige Teile geschieden. Ein Potentialregler ermöglicht die willkürliche Spannungsänderung der Bodenpole.

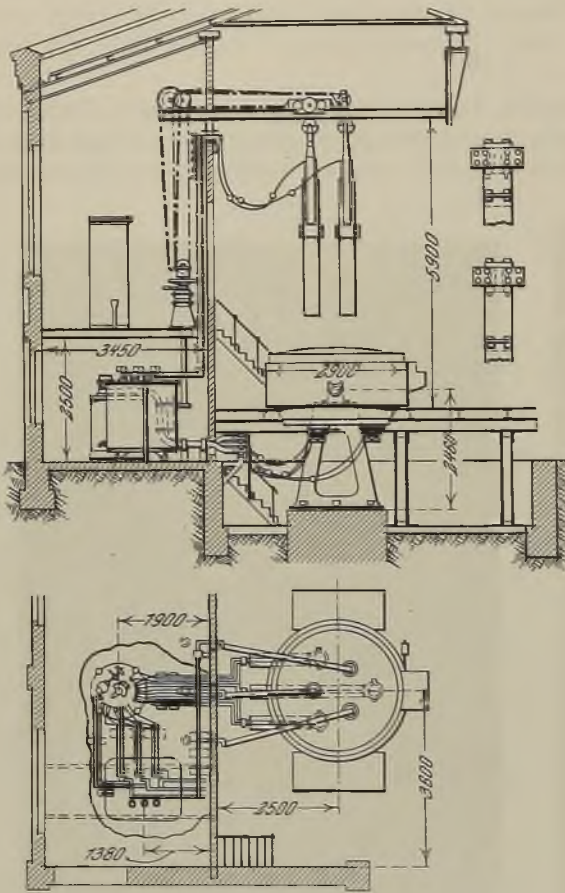


Abb. 351. Plan einer Natusiusofenanlage.

Die Wirkungsweise der verschiedenen Schaltungsarten geht aus folgendem Betriebsbeispiel hervor: sperriger Schrott sollte in Héroult-schaltung nach Abb. 346 mit 460 kW niedergeschmolzen werden; hierbei traten Spitzen bis 1300 kW auf. Daraufhin wurde die verstärkte Bodenbeheizung nach Abb. 348 angewendet, wobei die Spitzen nur bis 900 kW gingen, während sie bei Natusius-schaltung nach Abb. 344 auf einen Mittelwert stiegen.

Zahlentafel 70.

Angaben über Natusiusöfen.

Ofengröße in t	Leistung kVA	Verkettete Sek.-Spannung		Eintrittstrom, höchster	
		höchste Volt	geringste Volt	in Oberelektrode Ampere	durch Boden- elektrode Ampere
2-3	250-500	110-135	102-123	1320-1925	1480-8900
3-4	575-1000	90-135	95-121	2770-5250	5540-9290
4-5	820-1000	90-110	95	5250	9290
5-6	615-1400	110-159	90-144	2825-5800	5825-9850
8-9	1000-1200	100-140	86-118	4950-5780	6220-9820
10-12	1500-2100	115-170	84-170	6820-9000	7350-19100

Sämtliche elektrischen Apparate sind für sich in besonderen Räumen geschützt vor Hitze und Staub untergebracht. Die Elektroden hängen frei und zurückziehbar an Trägern, die nicht mit dem Ofenkörper verbunden sind (Abb. 349, 350, 351), so daß das Gewölbe in kurzer Zeit gewechselt werden kann und die Elektroden in die Öffnungen auch bei weniger sorgfältig gemauertem Gewölbe gut passen; da die Decke nicht durch

Zahlentafel 71.

Abmessungen von Nathusiusöfen.

Ofengröße t	Außendurchmesser in mm	Baddurchmesser in mm	Elektrodenkreisdurchmesser in mm	Elektroden-durchmesser in mm	Badtiefe in mm	Abstand Gewölbe bis Bad in mm	Wandstärke in mm	Herdstärke in mm	Badfläche in m ²	Badfläche m ² je t Einsatz	Gesamt-Herdraum in m ³	Herdraum je t Einsatz	Transformator kVA	kVA je t Einsatz	kVA Badfläche je m ² Badfläche	kVA je m ³ Herdraum	Freier Herdraum über Bad in m ³	kVA je m ³ freier Herdraum
5	2660	2010	1000	300 Kohle	250	540	325	550	3,18	0,64	2,38	0,48	900 bis 1000	180 bis 200	283 bis 315	378 bis 420	1,72	523 bis 581
6	3000	2050	1200	350 Kohle	230	810	475	560	3,30	0,55	3,41	0,57	1000 bis 1100	167 bis 183	303 bis 334	293 bis 323	2,75	364 bis 400
12	3800	2800	1650	300 Graphit	310	820	500	600	6,16	0,51	6,46	0,54	1200	100	195	186	4,86	247

den Druck der Elektroden beansprucht wird, kann sie bis zur äußersten Grenze aufgebraucht werden. Die Zahlentafel 70 gibt Einzelheiten über verschiedene Ofengrößen, während in Zahlentafel 71 die wichtigsten Abmessungen einiger Nathusiusöfen verschiedener Größe zusammengestellt sind.

Der Gestaofen.

Dieser Ofen wurde von der Gesellschaft für Elektrostahlanlagen m. b. H. in Berlin-Siemensstadt zunächst für reine Héroultschaltung gebaut, dann aber mit besonderer zusätzlichen Boden-Widerstandsbeheizung¹⁾ versehen. Wie Abb. 352 erkennen läßt, werden in den Boden Metallplatten eingelassen, die durch besondere, den Einsatz umschließende Widerstandsbänder verbunden und mit feuerfester Zustellungsmasse überstampft sind. Die Bodenpole werden an einen vom Hauptumformer unabhängigen Zusatztransformator angeschlossen, so daß die Zustellung durch den von Pol zu Pol fließenden besonderen Strom erhitzt wird. Nach Abschalten des Zusatztransformators arbeitet der Ofen als reiner Héroult-Lichtbogenofen, während er mit dem Zusatztransformator als Lichtbogen-Widerstandsofen geht und umgekehrt bei Abschaltung des Hauptumformers als reiner Widerstandsofen, beispielsweise zum Warmhalten einer Schmelzung, dienen soll.

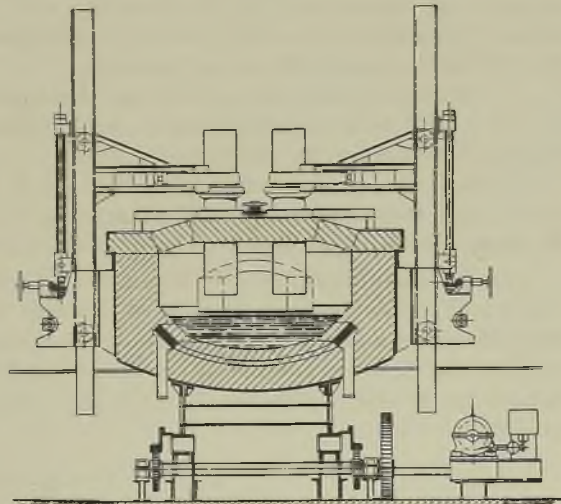


Abb. 352. Gestaofen.

1) D.R.P. Nr. 228 889.

Widerstandsöfen (elektrodenlose Öfen).

Öfen, bei denen die Wärmeerzeugung nicht im Einsatz selbst erfolgt, sondern in besonderen Widerstandskörpern,

a) mit Übertragung der Wärme auf den Einsatz durch Wärmeleitung. Der erhitzte Widerstand umgibt den Einsatz unmittelbar (Abb. 353, Helbergerofen) oder das den Einsatz enthaltende Gefäß (Abb. 354), beispielsweise Drahtwiderstandsöfen für Laboratorien;

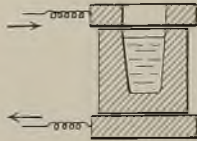


Abb. 353. Widerstandsöfen mit Wärmeleitung vom Widerstand auf den Einsatz (Helbergerofen).

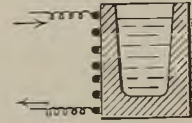


Abb. 354. Widerstandsöfen mit Wärmeleitung vom Widerstand auf den Tiegel (Drahtwiderstandsöfen).

b) mit Übertragung der Wärme auf den Einsatz durch Wärmestrahlung unter Anwendung verschiedener Widerstandserhitzungsarten, beispielsweise amerikanische Metallschmelzöfen von Baily.

Öfen, bei denen die Wärmeerzeugung im Schmelzgut selbst durch dessen Widerstand gegenüber einem durchfließenden Strom von großer Stärke und geringer Spannung erfolgt.

a) Direkte Widerstandsöfen mit unmittelbarer Zu- und Ableitung des Schmelzstromes zum Einsatz durch Einschaltung desselben in den Stromkreis (Ginofen).

b) Induktionsöfen, bei denen der Schmelzstrom von hoher Stärke und niedriger Spannung im Schmelzgut als kurz geschlossene Sekundärwicklung durch die Induktionswirkung der Hochspannungswicklung mit Strom niedriger Stärke und hoher Spannung erzeugt wird. Durch richtige Wahl des Wicklungsverhältnisses kann sekundärseitig eine weitgehende Steigerung der Stromstärke und damit der Temperatur im Einsatz durch dessen Widerstand erreicht werden, vorausgesetzt, daß die elektrischen Eigenschaften des Einsatzes dieses überhaupt zulassen.

1. Einphasenöfen, bei denen die Sekundärwicklung (der Einsatz) nach Abb. 312 (S. 325) die Primärwicklung ringförmig umgibt, so daß der für metallurgische Arbeiten erforderliche geräumige Arbeitsherd fehlt.

2. Mehrphasenöfen nach Abb. 313 unter Verwendung von Zwei- oder Dreiphasenstrom und entsprechend vielen Primär- und Sekundärteilen. Die Schmelzrinnen sind an ihren Berührungstellen zu einem geräumigen Arbeitsherd zusammengezogen.

c) Hochfrequenzöfen. Während bei den Induktionsöfen Strom niedriger Frequenz von 5—50 Perioden verwendet wird, kommt hier hochgespannter Strom von 2000 und mehr Perioden zur Ausnutzung. Die Erwärmung erfolgt nicht durch Induktionswirkung, sondern durch die sich außerordentlich schnell folgenden molekularen Umlagerungen des Schmelzgutes oder besonderer Heizkörper. Die Öfen sind bisher nur für kleine Einsätze gebaut worden.

Die Induktionsöfen.

Von den Widerstandsöfen haben in der Eisenindustrie nur die Induktionsöfen Bedeutung erlangt, doch wurden sie besonders durch die neuere Entwicklung stark zurückgedrängt. Nach dem Grundgedanken des ruhenden Transformators bestehen die Induktionsöfen aus dem Hochspannungsteil und dem Niederspannungsteil. Der erstere wird je nach der Phasenzahl aus einer oder mehreren Spulen vieler Drahtwindungen von kleinem Einzelquerschnitt gebildet, die dem Durchtritt des Primärstromes von hoher Spannung

und geringer Stärke möglichst wenig Widerstand bieten; die gekühlten und zum Schutz gegen Verstaubung eingekapselten Spulen sind um den Schenkel eines Eisenkernes gewickelt, der zur Vermeidung von Induktionsverlusten aus vielen gegeneinander isolierten Eisenblechen zusammengesetzt ist, die zur Verstärkung der Kühlung durch Luftschlitze getrennt sind. Der Niederspannungsteil wird durch das Schmelzgut in der ringförmigen Herdrinne als in sich kurz geschlossene einzelne Wicklung gebildet. Das Übersetzungsverhältnis von Stromstärke und Spannung in Abhängigkeit von der Wicklungszahl wird gebildet nach den Beziehungen:

$$\frac{i}{I} = \frac{V}{v} = \frac{Z}{z}$$

i = niedrige Stromstärke hochspannungseitig, v = niedrige Spannung niederspannungseitig,
 I = hohe Stromstärke niederspannungseitig, Z = große Wicklungszahl hochspannungseitig,
 V = hohe Spannung hochspannungseitig, z = einzelne Wicklung niederspannungseitig.

Der Gesamtquerschnitt der Wicklung ist theoretisch auf beiden Seiten gleich. Sekundärspannungseitig wird die Stromstärke um so größer und die Spannung um so kleiner, je größer die Zahl der Windungen primärseitig ist (und je kleiner sie sekundärseitig ist).

Bei einer bestimmten Stromstärke und entsprechender Bemessung des Querschnittes wird der Widerstand des Schmelzgutes oder Bades gegenüber dem Stromdurchtritt derart gesteigert, daß die erforderliche Schmelztemperatur erreicht wird. Ein gewisses Höchstmaß der Stromstärke auf die Querschnittseinheit der Schmelzrinne darf jedoch nicht überschritten werden mit Rücksicht auf die dann eintretenden unerwünschten Nebenerscheinungen (Pincheffekt). Wird andererseits der Widerstand zu groß, so findet kein Stromdurchtritt statt, was beispielsweise bei Verwendung von lockerem Einsatz eintreten kann; daher ist stets für das Vorhandensein eines gut leitenden metallischen Querschnittes in der Schmelzrinne zu sorgen. Die Regelung der Sekundärstromstärke und Temperatur geschieht durch Änderung der Primärspannung mittels Spannungsregler. Für die elektrische Vollkommenheit einer Anlage mit Stromumformung gilt als Maßstab der Leistungs- oder Kraftfaktor, der $\cos \varphi$, der das Verhältnis des wirklichen oder Ohmschen Widerstandes des gesamten Netzes zum scheinbaren oder induktiven angibt und der das Maß der Phasenverschiebung ist. Je kleiner der induktive Widerstand ist, um so günstiger wird der Kraftfaktor. Der vom Querschnitt der Sekundärspule und ihrer Lage zur Primärspule beeinflusste induktive Widerstand nimmt mit der Periodenzahl des Stromes zu; die Verluste sind daher um so geringer, je weniger häufig dieser Wechsel ist. Große Öfen arbeiten nur mit Strömen sehr niedriger Frequenz, da der Kraftfaktor auch infolge der immer ungünstiger werdenden Lage des Bades zum Primärteil mit zunehmender Ofengröße sinkt. Der übliche Netzstrom von etwa 50 Perioden muß dann in besonderen umlaufenden Umformern auf niedrige Frequenz bis auf 5 Perioden für große Öfen gebracht werden, wodurch die Gesamtanlage wesentlich verteuert und der Wirkungsgrad verschlechtert wird. Die wichtigste Forderung zur Erhöhung der elektrischen Wirtschaftlichkeit ist der möglichst enge Zusammenbau der Nieder- und Hochspannungsteile des Ofens; zur Erreichung dieses Zieles sind besonders in bezug auf Anordnung der Primärspule gegenüber dem Bade die verschiedensten Wege eingeschlagen worden.

Die Badbewegung unter der Wirkung des Stromes hat Vorteile, unter Umständen aber auch erhebliche Nachteile. Die motorische Wirkung des Stromes ruft eine wagemrecht kreisende Bewegung der Schmelzung hervor, während durch die abstoßende Wirkung der beiden benachbarten stromdurchflossenen Leiter aufeinander eine rollende, dem Rinnenquerschnitt entsprechende Badbewegung verursacht wird, die besonders bei schmalen Rinnen und geringem Eisengewicht eine starke Schrägstellung des Badspiegels bewirkt.

Bei dem ersten 1885 von de Ferranti erbauten Induktionsofen waren die Primärspulen über dem Bade angeordnet; 1900 wandte dann Kjellin eine günstigere Zusammenstellung an, indem er die Primärwicklung konzentrisch in den vom ringförmigen Ofenkörper

frei gelassenen inneren Raum um den Kern des Eisenjoches legte. Bekannt wurde auch der Frickofen, der die Primärspulen wieder über und auch unter dem Ofenkörper hat. Bei diesen ersten Bauarten handelte es sich um sog. Einrinnenöfen, die den Nachteil haben, daß bei dem verhältnismäßig großen Rinnenquerschnitt und dem kurzen Stromweg

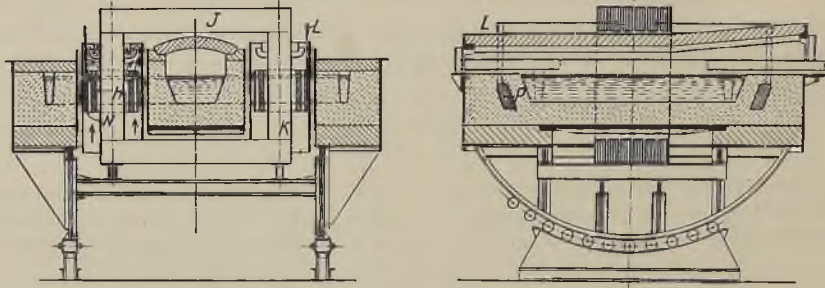
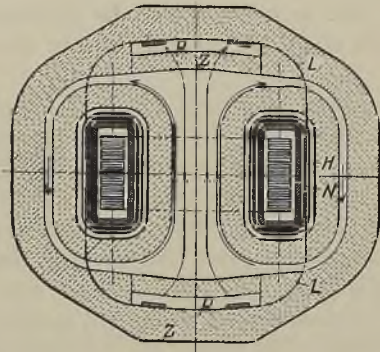


Abb. 355. Induktionsofen nach Röchling-Rodenhauser.



eines wesentlich größeren Einsatzes mit Strom von normaler Periodenzahl möglich. Auf diesem Gebiete waren die Konstruktionen von W. Rodenhauser (i. Fa. Röchlingsche Eisen- und Stahlwerke) bahnbrechend; sie erzielten auch metallurgisch eine Verbesserung durch den Arbeitsherd, der durch Zusammenziehen der Heizrinnen an ihren inneren

Berührungstellen geschaffen wurde. Während früher Zwei- und Dreiphasenöfen gebaut wurden, beschränkt man sich neuerdings auf Zweiphasensekundärstrom, nötigenfalls durch Anwendung der Scottschaltung, da im Zweirinnenofen der freie, große Arbeitsherd besonders leicht zugänglich und übersichtlich ist (Abb. 355). Der Dreiphasen- oder Dreirinnenofen wird jedoch beibehalten als sogenannter „elektrischer Mischer“ zum Warmhalten und Vorschmelzen von Ferromangan u. a. Infolge gründlicher Durchbildung in thermischer und elektrischer Beziehung ist der Kraftbedarf in diesen Öfen gering (Abb. 356).

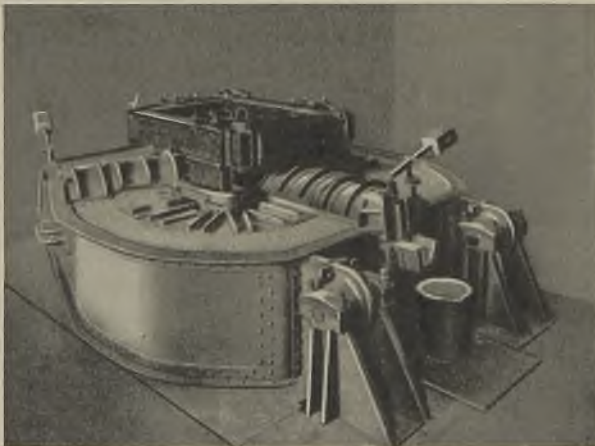


Abb. 356. Röchling-Rodenhauser-Ofen mit 2—3 t Fassungsraum (zum Einschmelzen von Ferromangan).

Die Induktionsofen haben den Vorteil einer einfachen Temperaturregelbarkeit ohne Gefahr örtlicher Überhitzung, da die Wärmeentwicklung in den Heizrinnen über den ganzen Querschnitt im Metall gleichmäßig erfolgt und durch die ständige Badbewegung auf die nicht geheizte Hauptmenge der Schmelzung im Arbeitsherd übertragen wird. Elektroden und Stromzuleitungen in den Schmelzraum hinein fehlen, so daß die Abdichtung des Ofenraumes einfach und gründlich ist.

Nachteile, die jedoch nicht in allen Fällen als solche gelten, sind: geringere Temperatur der Schlacke als die des Metallbades, da die Wärmeerzeugung in letzterem erfolgt und durch Berührung auf die Schlacke übergeleitet wird; zur Bewältigung eines vielseitigen Gießprogrammes von Eisensorten verschiedener Zusammensetzung ist der

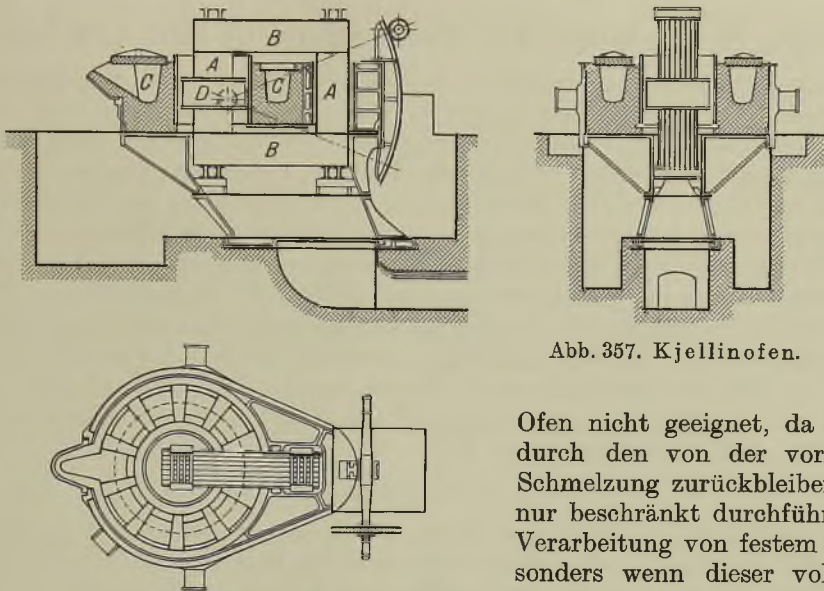


Abb. 357. Kjellinofen.

Ofen nicht geeignet, da ein Wechsel durch den von der vorhergehenden Schmelzung zurückbleibenden Sumpf nur beschränkt durchführbar ist; die Verarbeitung von festem Einsatz, besonders wenn dieser voluminös ist, ist nicht so einfach wie im Lichtbogenofen; das Anwärmen ist umständlich; da Ofen und elektrischer Teil ein eng zusammenhängendes Ganzes bilden, ist letzterer verhältnismäßig schwer zugänglich. Die Durchbildung des Ofens durch die Gesta (S. 347) ist derartig gründlich, daß er kaum noch verbesserungsfähig erscheint. Abb. 355 und 356 lassen alle Einzelheiten erkennen.

Abb. 357 zeigt den Kjellinofen mit dem Joch B und den durch dieses verbundenen Eisenkernen A, mit der Primärrohrenwicklung D und dem Bad C als Sekundärwicklung. Bei Öfen von 500 kg Einsatz beträgt die Periodenzahl 25, von 1500 kg 15 und bei 8500 kg 5 Perioden. Der Frickofen nach Abb. 358 geht bis auf 10 t Einsatz bei einer Ringbreite von 300—400 mm; der Primärstrom hat 4300 Volt, 260 Amp. und 5 Perioden, wobei der $\cos \varphi$ auf 0,53 sinkt.

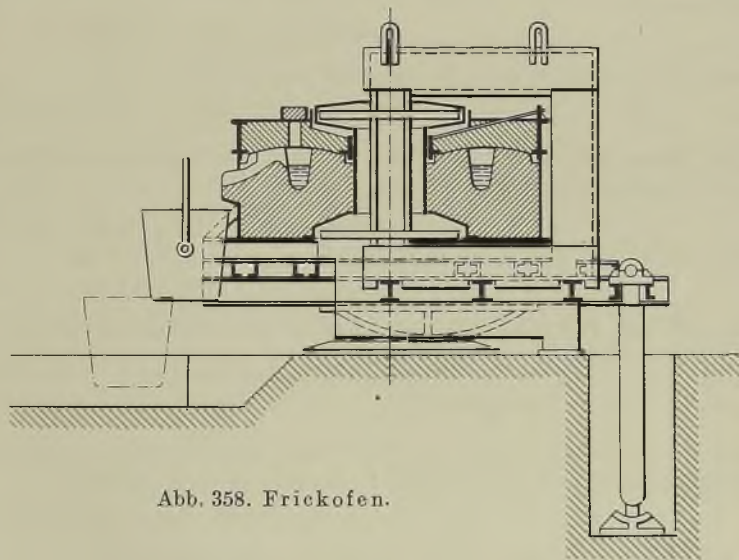


Abb. 358. Frickofen.

Durch die gründliche konstruktive Durchbildung und durch den größeren Ohmschen Widerstand in den eigentlichen Heizrinnen der Röchling-Rodenhauser-Öfen wird der $\cos \varphi$ wesentlich verbessert, so daß diese Öfen bei gleichem Einsatzgewicht mit Strom höherer Frequenz arbeiten können als die Einrinnenöfen. Ein 4 t-Röchling-Rodenhauser-Ofen für Dreiphasenstrom kommt aus mit einem Strom von 50 Perioden, während ein gleichgroßer einphasiger Kjellinofen schon auf 10 Perioden umformen muß; der

Röchling-Rodenhauser-Ofen kann also noch unmittelbar an ein normales Netz von 50 Perioden angeschlossen werden. Bei 8–12 t Einsatz sind die entsprechenden Zahlen 25 und 5 Perioden, während ein 30-t-Röchling-Rodenhauser-Ofen Strom von 5 Perioden erfordert.

Die neuere Entwicklung des Elektroofens in Bau und Betrieb.

Bis in die ersten Kriegsjahre herrschte ein gewisser Stillstand in der Weiterentwicklung des Elektroofenbaues. Man begnügte sich mit einer niedrigen Leistungszufuhr bei einer Elektroden-Leerlaufspannung zwischen 90 und 120 Volt; die dadurch bedingte niedrige Lichtbogenspannung verursachte zum großen Teil den unwirtschaftlichen, langwierigen Schmelzbetrieb. Dann setzten die Bestrebungen zur Verbesserung des Gesamtwirkungsgrades der Ofenanlage ein durch Steigerung des thermischen Wirkungsgrades und des elektrischen Wirkungsgrades. Außerordentliche Fortschritte wurden bei den Lichtbogenöfen, vor allem bei den direkten Lichtbogenöfen ähnlich der Bauart Héroult, erzielt.

Die erhebliche Steigerung des thermischen Wirkungsgrades wurde durch Einschränkung der Wärmeverluste möglich als Folge konstruktiver und wärmetechnischer Verbesserungen, so daß die Lichtbogenwärme besser ausgenutzt werden konnte¹⁾.

Die durch den Lichtbogen aufzubringende Wärme W_L setzt sich zusammen aus der Nutzwärme W_N und der Verlustwärme W_V :

$$W_L = W_N + W_V.$$

Die Nutzwärme W_N ist der Wärmeinhalt des Einsatzes und beträgt nach Angaben der Wärmestelle Düsseldorf unmittelbar nach dem Einschmelzen ohne Überhitzung für Elektrostahl 292 kcal/kg; da 859 kcal einer Kilowattstunde entsprechen, ist der Wärmeinhalt einer Tonne Elektrostahl unmittelbar nach dem Einschmelzen ohne Überhitzung gleich

$$W_N = 292\,000 \text{ kcal} : 859 = 340 \text{ kWst/t}^2).$$

Zur Überhitzung einer Tonne Stahl um weitere 50° über den Schmelzpunkt sind erforderlich rund

$$10\,000 \text{ kcal} : 859 = 12 \text{ kWst/t}$$

bei 1600° enthält eine Tonne Stahl ungefähr

$$310\,000 \text{ kcal} : 859 = 360 \text{ kWst/t}$$

Der Wärmeinhalt der Oxydationschlacke mit einer spezifischen Wärme von 0,34 ist bei der Einschmelztemperatur des Eisens

$$1500 \cdot 0,34 = 510 \text{ kcal/kg und}$$

bei 1600°

$$1600 \cdot 0,34 = 544 \text{ kcal/kg,}$$

so daß der Wärmeinhalt einer Tonne Oxydationschlacke beträgt:

$$\text{beim Einschmelzen } 510\,000 : 859 = 600 \text{ kWst/t und}$$

$$\text{bei } 1600^\circ \text{ . . . } 544\,000 : 859 = 630 \text{ kWst/t.}$$

Die Feinschlacke enthält bei 1650° und einer spezifischen Wärme von 0,346 = 570 kcal/kg, entsprechend für eine Tonne Feinschlacke von 1650°

$$570\,000 : 859 = 664 \text{ kWst/t.}$$

Der thermische Ofenwirkungsgrad ist das Verhältnis:

$$\eta_\theta = \frac{W_N}{W_L} = \frac{W_L - W_V}{W_L}.$$

¹⁾ Vgl. auch St. Kriz, „Die Energieverluste an Lichtbogen-Elektrostahlöfen.“ Stahlwerksausschuß-Bericht Nr. 132 (1927).

²⁾ Vgl. auch P. Oberhoffer, „Das schmiedbare Eisen“, Berlin 1925. 2. Aufl., S. 11 und R. Durrer, Dissert. Aachen 1914.

Da die Nutzwärme W_N unveränderlich ist, muß die Verlustwärme W_V zur Erzielung eines günstigen thermischen Wirkungsgrades möglichst niedrig gehalten werden, was durch konstruktive und wärmetechnische Verbesserungen der Ofenanlage erreicht wird.

Die Verlustwärme W_V setzt sich zusammen aus den Teilverlusten durch das Kühlwasser, durch die Wärmeableitung der Elektroden, durch austretende Ofengase, durch Wärmeabgabe der Außenfläche des Ofenkörpers, durch die Wärmespeicherung der Zustellung und durch den Wärmearaufwand für Schlackenbildung. Bei richtiger Durchbildung des Ofens und der Arbeitsweise können sie auf ein Mindestmaß gebracht werden.

Die Verluste durch das Kühlwasser, durch die Wärmeableitung der Elektroden und durch die Ofengase übersteigen bei älteren Öfen häufig 20% der Lichtbogenwärme; durch sorgfältige Regelung von Menge und Temperatur des Kühlwassers und gute Abdichtung der Elektroden gelingt eine Verminderung auf 5%. Besonders bei großen Öfen wird die Elektrodenabdichtung wichtig, da die zur Bedienung des geräumigen Herdes erforderlichen großen Türöffnungen durch Zugwirkung den Luftzutritt erleichtern. Durch die Kühlung und Abdichtung wird eine Verbesserung der Gewölbehaltbarkeit erreicht, da die ruhende Ofenatmosphäre in Berührung mit dem Gewölbe verhältnismäßig stark abkühlt und als Wärmeschutz wirkt.

Das Wärmespeichervermögen der Zustellung ist proportional ihrem Gewicht. Das Gewicht und damit die Stärke der Zustellung müssen einem gewissen günstigsten Maß genähert werden; wird dieses überschritten, so muß eine erhebliche Wärmemenge aufgewendet werden, ehe Gleichgewichtszustand in bezug auf den Wärmehalt eintritt; wird es unterschritten, so ist der Gleichgewichtszustand bald erreicht und die Verluste durch Wärmeabgabe der Außenfläche des Ofenkörpers entsprechend seiner höheren Temperatur nehmen zu. Im durchgehenden Betrieb und bei richtig bemessener Zustellung sind die Verluste an aufgespeicherter Wärme gering, wenn unnötige Abkühlung durch vieles Öffnen der Türen vermieden wird. Das Einsetzen soll ebenfalls schnellstens bei geschlossenen Elektrodenöffnungen geschehen, damit kein Luftzug durch den Herdraum tritt. Bei Beginn des Schmelzbetriebes mit kaltem Ofen wird die Gleichgewichtstemperatur der Zustellung erst nach einigen Schmelzungen erreicht. Im unterbrochenen Betrieb wird eine größere Menge der durch die Zustellung aufgespeicherten Wärme durch das lange Stehen als Verlustwärme nach außen abgegeben. Kleine Öfen mit geringem Gewicht und Speichervermögen der Zustellung sind in diesem Falle wirtschaftlicher als große. Stets soll der Einsatz nach der letzten Schmelzung sofort eingebracht und der Ofen gut abgedichtet werden.

Die Verluste durch Wärmeabgabe der Außenfläche des Ofenkörpers sind proportional dem Wärmeleitvermögen der Zustellung, dem Temperaturgefälle zwischen der Außenfläche und der Luft, der Fläche und der Zeit. Sie steigern sich dann erheblich, wenn der Gleichgewichtszustand in der Wärmespeicherung der Zustellung erreicht ist, was nach Lyche bei mittelgroßen Öfen im Dauerbetrieb mit kaltem Einsatz ungefähr nach einer Stunde der Fall ist; aus diesem Grunde ist eine Abkürzung der Schmelzungsdauer durch hohe Leistungszufuhr vorteilhaft.

Im Herdraum des Ofens stellt sich nach Zufuhr einer bestimmten Wärmemenge schließlich eine Gleichgewichtstemperatur ein; die Schnelligkeit der Temperatursteigerung in Annäherung an diese Gleichgewichtstemperatur hängt ab von der zugeführten

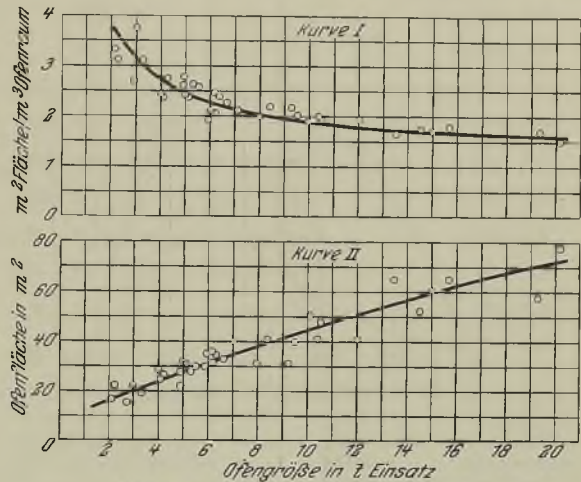


Abb. 359. Kurve über Ofenflächen.

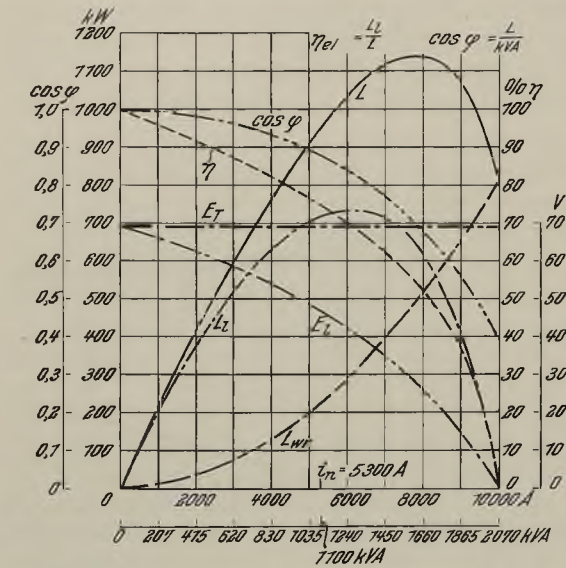
Wärmemenge und dem Temperaturgefälle zwischen dem Ofenraum und der Wärmequelle; je kleiner die Wärmemenge ist, um so niedriger liegt die sich einstellende Gleichgewichtstemperatur des Ofenraumes bei derselben Temperatur der Wärmequelle. Ist diese erreicht, so ist die zugeführte Wärme gleich der Verlustwärme, der thermische Wirkungsgrad wird dann gleich Null. Der Ofenwirkungsgrad ist um so höher, je größer das Temperaturgefälle zwischen der jeweiligen Ofentemperatur und der Gleichgewichtstemperatur ist, und je geringer die Wärmeverluste sind. Die Wärmeaufnahmefähigkeit des Einsatzes ist also im kalten Zustande am größten; die Wärme wird von den durch die Wärmequelle

erhitzten Teilen auf die kälteren schnell abgeleitet werden, so daß dann auch die größten Wärmemengen zugeführt werden können. Eine beliebige Steigerung ist jedoch nicht zugänglich; sie wird begrenzt durch die Wärmeleitfähigkeit des Einsatzes zur Vermeidung örtlicher Überhitzung und Verdampfung.

Der thermische Wirkungsgrad des Ofens wird mit zunehmender Ofengröße günstiger, da die Verlustquellen, besonders durch die Wärme ableitenden und -strahlenden Außenflächen des Ofens verhältnismäßig kleiner werden (vgl. Abb. 359, Kurve I und II). Der günstigste thermische Wirkungsgrad wird dann erzielt, wenn die Schmelzung möglichst bald nach Erreichen der Gleichgewichtstemperatur des Ofensystems beendet werden kann.

Diese Überlegungen werden bestätigt durch Untersuchungen Lyches an einem 5-t-Héroultofen mit 2000 kVA Transformatorleistung und 170 Volt für das Einschmelzen und 1180 kVA und 100 Volt für das Feinen; der ermittelte Wirkungsgrad war:

- für das Einschmelzen. 68—70%,
- „ „ Feinen. 22,5%,
- „ die gesamte Schmelzung 45,7%.



Nennstrom $i_n = 5300 \text{ A}$ $L_{wr} = \text{Verlustleistung kW}$
 Einschmelzstrom $i_e = 6660 \text{ A}$ $L_L = \text{Lichtbogenleistung kW}$
 Kurzschlußstrom $i_k = 10000 \text{ A}$ $E_T = \text{Phasenspannung } V = \frac{120}{\sqrt{3}}$
 $L = \text{zugeführte Leistung kW}$ $E_L = \text{Lichtbogenspannung V}$

Abb. 360. Arbeitsverhältnisse eines 6-t-Dreiphasen-Lichtbogenofens mit Leerlauf-Elektrodenspannung = 120 Volt, ohne Drosselspule. Gemessen wurden bei $i_e = 6660 \text{ A}$: Summe aller Ohmschen Spannungsabfälle = 18 V. Summe aller induktiven Spannungsabfälle = 42,2 V. (Impedanzspannung = 45,8 V.) Die Werte sind bezogen auf die Sekundärseite und je Phase.

Der elektrische Wirkungsgrad wurde zunächst erheblich verbessert durch Einschränkung der Ohmschen und induktiven Verluste als Folge richtiger Abmessungen und Verlegung der Leitungen, ferner durch zweckmäßige Stellung des Transformators zum Ofen.

Da die Verluste proportional der Dauer sind, liegt es nahe, die erforderliche Wärme dem Einsatz in kürzester Zeit zuzuführen; dies entspricht einer Steigerung der Lichtbogenleistung. Bei einer bestehenden Anlage mit gegebener Spannung kann jedoch die Leistungszufuhr nicht beliebig gesteigert werden, selbst wenn die Größe des Transformators dies an sich gestatten würde. Die günstigste Nutzwirkung wird vielmehr nur bei einer ganz bestimmten Leistungsentnahme des Transformators erreicht, bei deren Überschreiten die Verluste und damit der Kraftverbrauch und die Schmelzungsdauer sich steigern. Bei gegebener Spannung wäre die Steigerung der Lichtbogenleistung nur durch Erhöhung der Stromstärke möglich; da die elektrischen Verluste in den Zuleitungen mit dem Quadrate der Stromstärke zunehmen, sinkt beim Überschreiten der günstigsten Transformatorleistung schließlich die Lichtbogenleistung immer mehr.

E. Riecke¹⁾ zeigt an Hand von Messungen den nachteiligen Einfluß einer Steigerung der Stromstärke über das günstigste Maß bei gegebener Spannung (Abb. 360).

Ist somit die Steigerung der Lichtbogenleistung durch Erhöhung der Stromstärke nicht erreichbar, so bleibt nur die Möglichkeit der Steigerung der Elektrodenleerlaufspannung²⁾, die bis über 240 Volt getrieben wird. Die AEG erkannte bald die durch Steigerung der Spannung erzielbaren Vorteile beim Einschmelzen. So benutzte Riecke mit Erfolg nachstehende Spannungen bei verschiedenen Ofengrößen:

Ofengröße	Elektroden-Leerlaufspannung E
6 t	173 Volt
4-5 t	173-191 „
15-20 t	195 „

Auch ohne Steigerung der zugeführten Leistungen in kVA erzielte er durch Erhöhung der Elektroden-Leerlaufspannung eine Steigerung der Lichtbogenleistung L_1 entsprechend Abb. 361. Bei 1385 kVA und 120 Volt Elektrodenleerlaufspannung ist die Lichtbogenleistung $L_1 = 735$ kW gegenüber 1200 kW bei 180 Volt. Da bei derselben Stromstärke die Ohmschen und induktiven Sekundärleitungsversuche gleich bleiben, nimmt durch Steigerung der Leerlaufelektrodenspannung (E) die Lichtbogenspannung (E_1) und die Größe der Lichtbogenleistung (L_1) entsprechend zu, wie aus einem Vergleich der Abbildung 361 mit 360 ersichtlich ist. Die günstigste Wirkung einer Steigerung der Elektrodenleerlaufspannung E von 120 auf 180 Volt und der Transformator-Nennleistung von 1100 auf 1650 kVA bei gleichbleibendem Einschmelzstrom (i_e) von 6660 Amp. für einen 6-t-Héroultofen zeigt die Zahlentafel 72.

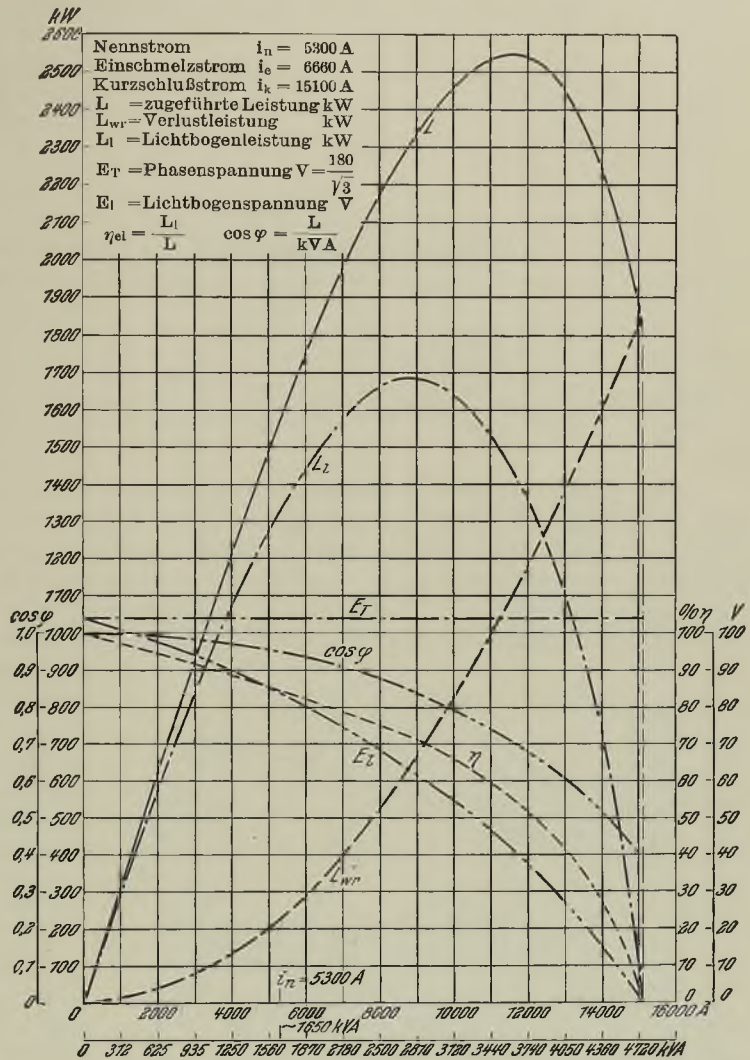


Abb. 361. Arbeitsverhältnisse eines 6-t-Dreiphasen-Lichtbogenofens mit Leerlauf-Elektrodenspannung = 180 V, ohne Drosselspule. Gemessen wurden bei $i_e = 6660$ A: Summe aller Ohmschen Spannungsabfälle = 18 V. Summe aller induktiven Spannungsabfälle = 42,2 V. (Impedanzspannung = 45,8 V.) Die Werte sind bezogen auf die Sekundärseite und je Phase.

Die günstigste Wirkung einer Steigerung der Elektrodenleerlaufspannung E von 120 auf 180 Volt und der Transformator-Nennleistung von 1100 auf 1650 kVA bei gleichbleibendem Einschmelzstrom (i_e) von 6660 Amp. für einen 6-t-Héroultofen zeigt die Zahlentafel 72.

¹⁾ Berichte des Stahlwerksausschusses Nr. 102, Düsseldorf 1926.

²⁾ $E =$ Elektrodenleerlaufspannung = Spannung zwischen 2 stromlosen Elektroden. $E_T =$ Phasenspannung = $E : \sqrt{3}$ bei Dreiphasenöfen. $E_1 =$ Lichtbogenspannung = die im Lichtbogen wirklich noch vorhandene Spannung. $L =$ zugeführte Leistung kW; $L_{wr} =$ Ohmsche und induktive Verlustleistung. $L_1 =$ noch verbleibende Lichtbogenleistung aus $L - L_{wr}$.

Zahlentafel 72.
Wirkung einer Steigerung der Elektrodenleerlaufspannung.

L_S Scheinleistung des Transformators kVA	$L = L_{wr} + L_1$ Die der Ofenanlage zugeführte Leistung kW	L_{wr} Verlustleistung kW	L_1 Lichtbogenleistung kW	E Leerlaufspannung Volt	E_T Phasen-spannung $E : \sqrt{3}$ Volt	E_1 Lichtbogen-spannung Volt	i_e Ein-schmelz-strom Ampere	$\eta = \frac{L_1}{L} 100$ Der im Lichtbogen ausgenutzte Leistunganteil von L	$\cos \varphi = \frac{L}{L_S}$
1385	1090	350	735	120	69,4	36,7	6600	67,4%	0,785
2080	1910	350	1540	180	104	77	6600	81%	0,914

Zahlentafel 73.
Wirkung einer Steigerung der Lichtbogenleistung.

L_S	$L = L_{wr} + L_1$	L_{wr}	L_1	E	E_T	E_1	i_e	$\eta = \frac{L_1}{L} 100$	$\cos \varphi = \frac{L}{L_S}$
1385	1090	350	735	120	69,4	36,7	6660	67,4	0,785
2080	800	800	—	120	69,4	36,7	10000	—	0,4

Wird dagegen bei einer bestehenden Ofenanlage mit konstanter Sekundärspannung E eine Steigerung der Lichtbogenleistung L_1 durch Vermehrung der Transformatorscheinleistung L_S und Steigerung der Einschmelzstromstärke i_e zu erzielen versucht, so nimmt schließlich die der Ofenanlage zugeführte Leistung L derartig ab, die Verlustleistung L_{wr} dagegen so stark zu, daß L und L_{wr} den gleichen Wert haben, wie Zahlentafel 73 zeigt. Die Lichtbogenleistung und der Wirkungsgrad werden dann gleich Null, d. h. in den Ofen gelangt keine nutzbare Leistung.

Die Elektrodenleerlaufspannung für das Einschmelzen soll keinesfalls planlos gesteigert werden; sie steht vielmehr in einem gewissen Verhältnis zur Ofengröße und

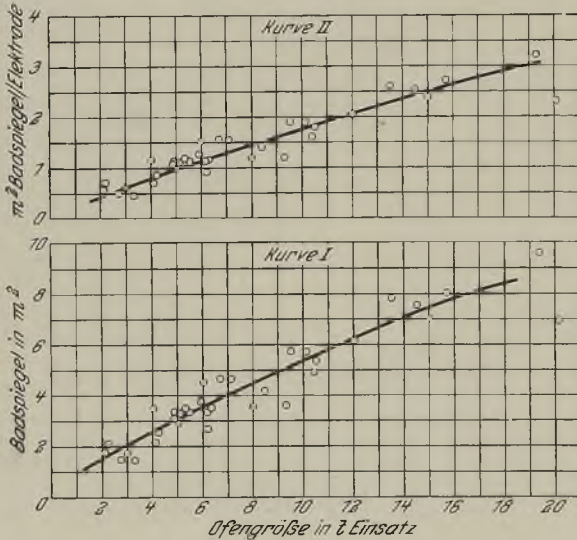


Abb. 362. Abhängigkeit von Badfläche zur Ofengröße.

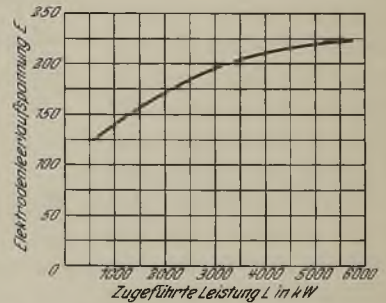


Abb. 363. Spannungskurve in Abhängigkeit von der Leistung für das Einschmelzen.

zur zugeführten Leistung. Beim Überschreiten eines günstigsten Wertes entstehen Nachteile, vor allem durch Herunterschmelzen der Zustellung und durch starke Schwankungen in der Leistungsaufnahme, beim Unterschreiten werden die möglichen Vorteile nicht erreicht. Bei kleinen Öfen ist die günstigste Spannung niedriger als bei großen entsprechend der kleineren Herdfläche je Elektrode; Abb. 362 zeigt das Abhängigkeitsverhältnis zwischen Badfläche und Ofengröße. Als guter Anhalt für die Wahl der günstigsten Elektrodenleerlaufspannung in Abhängigkeit von der zugeführten Leistung

in kW bei Hochleistungsöfen kann erfahrungsgemäß die Abb. 363 betrachtet werden.

Im Betrieb kann beim Einschmelzen des kalten Einsatzes zunächst mit niedriger Transformatorleistung und Sekundärspannung angefahren und allmählich auf Höchstlast gesteigert werden, sobald der Lichtbogen gefaßt hat und Bad entstanden ist; die Belastungstöße werden schwächer und Leistung und Spannung können gesteigert werden.

Da nach dem Einschmelzen der Verlauf der metallurgischen Umsetzungen eine bestimmte Zeit erfordert, ist während derselben nur eine beschränkte Leistungszufuhr zur Deckung der Verluste und zur Wärmelieferung für Schlackenbildung, Umsetzungen und Überhitzung auf Gießtemperatur nötig. Durch größere Leistungszufuhr tritt nur unerwünschte Überhitzung von Schmelzung und Ofen ein. Lediglich zu Anfang der Feinperiode kann die Leistungszufuhr gesteigert werden, um in kürzester Zeit Verflüssigung der Schlackenbildner und Erhitzung auf Reaktionstemperatur und damit schnellste und größte Wirksamkeit zu erreichen. Die Einwirkungsdauer der Feinschlacke wird bestimmt durch den verlangten Gütegrad des Gusses; je weniger Zeit zur Verfügung steht, um so schneller müssen die nötigen Wärmemengen zugeführt werden, um so größere Nennleistung kann dem Transformator entnommen werden.

Bei der Herstellung von gutem Elektrostahlguß ist die Feinzeit kürzer als bei hochwertigem Werkzeugstahl; man kommt mit 4,5 bis 7 Minuten auf die Tonne Einsatz aus bei einem Kraftverbrauch von 100–150 kWst/t je nach Gütegrad und Ofengröße. Bei legiertem

¹⁾ Die Kurven II a und II b ergeben für Stahlguß übliche Werte, während die Kurve III für die längere Feinzeit von legiertem Stahlguß gilt; die Kurven I a und III entstammen dem Stahlwerksausschuß-Bericht Nr. 118, Abb. 17.

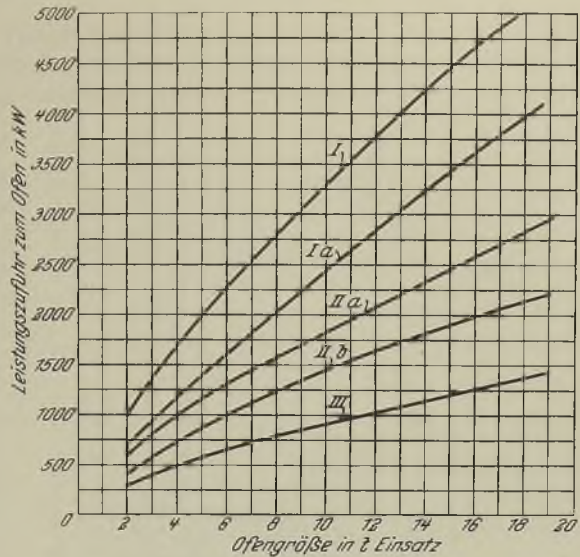
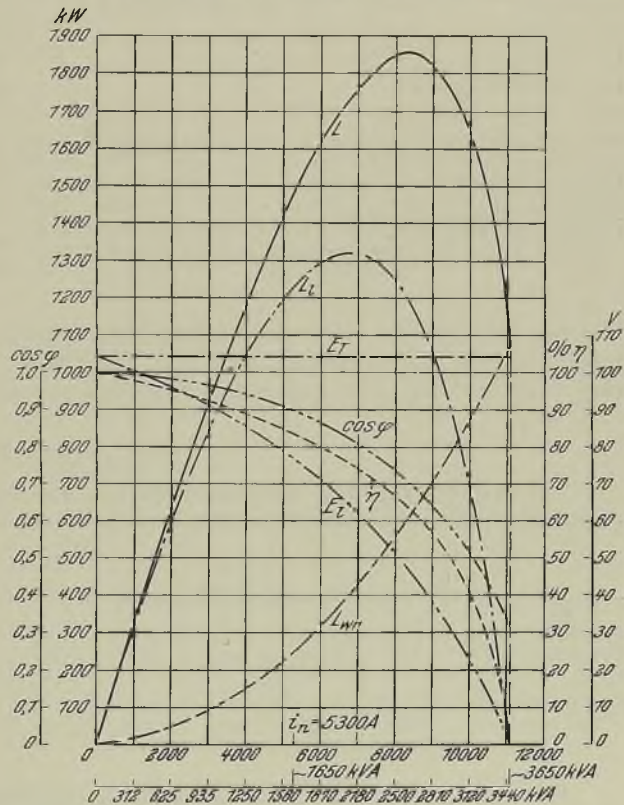


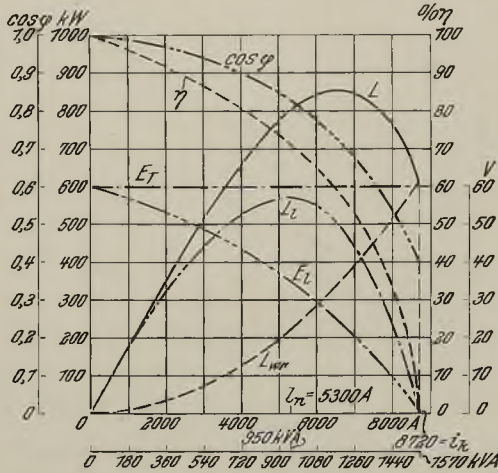
Abb. 364. Leistungszufuhr für das Einschmelzen (Kurven I u. Ia) und das Feinen (Kurven IIa, IIb, III)¹⁾.



Nennstrom $i_n = 5300 \text{ A}$
 Einschmelzstrom $i_e = 6600 \text{ A}$
 Kurzschlußstrom $i_k = 11100 \text{ A}$
 $L =$ zugeführte Leistung kW
 $L_{w1} =$ Verlustleistung kW
 $L_1 =$ Lichtbogenleistung kW
 $E_T =$ Phasenspannung $V = \frac{180}{\sqrt{3}}$
 $E_L =$ Lichtbogenleistung V
 $\eta_{11} = \frac{L_1}{L}$ $\cos \varphi = \frac{L}{kVA}$

Abb. 365. Arbeitsverhältnisse eines 6-t-Dreiphasen-Lichtbogenofens mit Leerlauf-Elektrodenspannung = 180 V, mit Drosselspule. Gemessen wurden bei $i_e = 6660 \text{ A}$: Summe aller Ohmschen Spannungsabfälle = 19,1 V. Summe aller induktiven Spannungsabfälle = 59,6 V. (Impedanzspannung = 62,4 V.) Die Werte sind bezogen auf die Sekundärseite und je Phase.

Stahlguß rechnet man mit doppelten Zahlen, desgleichen für Grauguß, wenn bei schlechtem Einsatz Entschweflung verlangt wird. Bei Stahlguß beträgt das Verhältnis der Leistungszufuhr während des Einschmelzens gegenüber der Feinzeit 1,5 : 1 bis 2 : 1, während man bei Werkzeugstahl bis auf 3 : 1 geht¹⁾, wie aus Abb. 364 hervorgeht.



Nennstrom $i_n = 5300 \text{ A}$ $L_1 = \text{Lichtbogenleistung kW}$
 Einschmelzstrom $i_e = 6660 \text{ A}$ $E_T = \text{Phasenspannung } V = \frac{104}{\sqrt{3}}$
 Kurzschlußstrom $i_k = 8720 \text{ A}$ $E_1 = \text{Lichtbogenspannung } V$
 $L = \text{zugeführte Leistung kW}$ $\eta_{el} = \frac{L_1}{L} \quad \cos \varphi = \frac{L}{kVA}$
 $L_{wr} = \text{Verlustleistung kW}$

Abb. 366. Arbeitsverhältnisse eines 6-t-Dreiphasen-Lichtbogenofens mit Leerlauf-Elektroden-Spannung = 104 V, ohne Drosselspule. Gemessen wurden bei $i_e = 6660 \text{ A}$: Summe aller Ohmschen Spannungsabfälle = 18 V. Summe aller induktiven Spannungsabfälle = 42,2 V. (Impedanzspannung = 45,8 V.) Die Werte sind bezogen auf die Sekundärseite und je Phase.

leistung (1175 kVA) auf höhere Sekundärspannung unter Erniedrigung der Stromstärke (von 110/100 Volt auf 173/100 Volt) umgestellt, dann auf Hochleistung (2000 kVA und 173/100 Volt) mit folgendem Ergebnis für die Einschmelzzeit (s. Zahlentafel 75).

Zahlentafel 74.

Anwendung von Drosselspulen zur Erniedrigung der Leistungszufuhr.

	L_S	L	L_{wr}	L_1	E	E_T	E_1	i_e	$\eta = \frac{L}{L_1} \cdot 100$	$\cos \varphi = \frac{L}{L_S}$
180 Volt Drosselspule . .	2080	1730	400	1330	180	104	66,6	6660	75%	0,84
$\Delta/\lambda =$ 180/104 Volt	1225	850	350	500	104	60	25	6660	60%	0,73

Der erwähnte Ofen³⁾ hatte folgende Ausrüstung:

Transformator mit Ölrückkühlung und einem Übersetzungsverhältnis bei Leerlauf 25 000/191 bis 173 Volt;

Transformatorleistung bei 191 bzw. 173 V = 2000 kVA;

Überlastungsfähigkeit bis 2500 kVA während des Einschmelzens und Δ -Schaltung hochspannungseitig;

¹⁾ Vgl. Stahlwerksausschuß-Bericht Nr. 118, Abb. 7.

²⁾ L. Lyche und H. Neuhaus: „Wärmebilanz eines Hochleistungs-Elektrostahlofens, Bauart Richard Lindenberg“. Stahlwerksausschußbericht Nr. 101.

³⁾ Vgl. Stahleisen 1924. S. 367.

Drosselspule 350 kVA = 17,5% der Transformatorleistung; sie begrenzt den Stromstoß auf dreifachen Normalstrom; sie hat 3 Anzapfungen, so daß die Drosselleistung auf 13,0, 10,5 bzw. 8,7% der Transformatorleistung herabgesetzt werden kann.

Nach dem Einschmelzen wird hochspannungseitig von Dreieck auf Stern geschaltet, entsprechend einer Transformatorleistung von 1160 kVA bei 110 bzw. 100 Volt. Die Drosselspule kann durch Überbrückungsschalter ganz abgeschaltet werden. Verwendet werden Söderbergelektroden mit 450 mm Durchmesser, die beim Höchststrom von 8500 Amp. mit 5,3 Amp./cm² überlastet werden.

Die Baugrößen der Transformatoren (kVA-Nennleistungen) vieler Hoch- und Niederleistungsöfen sind in Zahlentafel 76 und im Kurvenbild Abb. 367 zusammengestellt. Die Werte für die Baugrößen von Hochleistungs-Transformatoren (kVA-Nennleistung) decken sich ziemlich mit den im Stahlwerksausschußbericht Nr. 99 errechneten (vgl. Kurve A im Kurvenbild Abb. 367).

In der Zahlentafel 77 sind die maßgebenden Größen für die Einschmelzzeit

zusammengestellt, die in den Kurvenbildern Abb. 368 und 369 dargestellt sind. Das Kurvenbild (Abb. 368) zeigt die dem Transformator wirklich entnommene Leistung kW je Tonne Einsatz für das Einschmelzen und die entsprechende für die Tonne Einsatz gebrauchte Einschmelzzeit in Minuten. Der Unterschied zwischen Hoch- und Niederleistung tritt klar hervor. Im Kurvenbild Abb. 369 ist dagegen die dem Transformator während des Einschmelzens entnommene Gesamtleistung in kW dargestellt und der

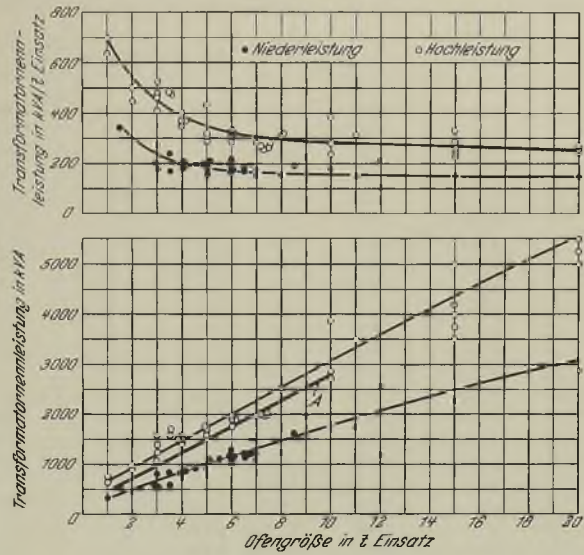


Abb. 367. Baugrößen der Transformatoren.

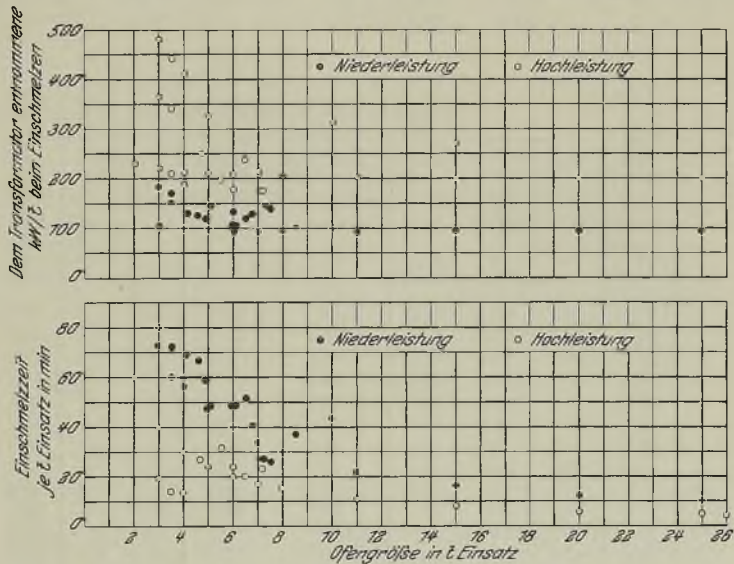


Abb. 368. kW/t und Einschmelzzeit.

Zahlentafel 75.
Einschmelzdauer und Stromstärke.

Energie	1175 kVA, 173 Volt %	2000 kVA, 173-190 Volt %
Einschmelzdauer in Minuten, je t	49	24-28
kWst/t	540	400-480
Gesamtwirkungsgrad bezogen auf die theoretische Stahlwärme von 340 kWst/t . .	63	70-85

Zahlentafel 76.
Transformatoren-Nennleistungen.

Nr.	Tonnen-Einsatz	kVA	kVA je t	Nr.	Tonnen-Einsatz	kVA	kVA je t	Nr.	Tonnen-Einsatz	kVA	kVA je t
1	2,96	600	204	30	8	2500	310 H	52	15	5000	333 H
2	3,5	600	171	31	11	3500	315 H	53	1	640	640 H
3	3,5	850	242	32	15	4200	280 H	54	5	1450	290 H
4	4	750	187	33	20	5500	275 H	55	15	4000	265 H
5	4,13	850	205	34	25	6500	260 H	56	1,5	520	345
6	4,57	900	198	34a	30	7500	250 H	57	3	800	270
7	4,89	1000	205	34b	35	8500	240 H	58	6	1300	215
8	5,15	1100	213	34c	1	350	350	59	9	2000	225
9	5,5	1100	200	34d	2	450	225	60	12	2600	215
10	6,1	1175	193	35	3	550	182	61	1	700	700 H
11	6,5	1200	185	36	4	750	187	62	2	900	450 H
12	6,5	1200	184	37	5	800	160	63	3	1100	365 H
13	6,74	1200/1500	200	38	6	1000	167	64	4	1450	360 H
14	6,96	1200	173	39	7	1100	158	65	5	1500	300 H
15	7,21	2000	278 H	40	8	1250	156	66	6	1900	315 H
16	7,28	2000	275 H	41	11	1700	154	67	8	2500	310 H
17	7,44	2000	268 H	42	15	2250	150	68	10	2850	285 H
18	8,5	1650	194	43	20	2900	145	69	15	3750	250 H
19	10	1800	180	44	25	3600	144	70	20	5250	262 H
20	4	1600	400 H	44a	30	4500	148	71	5	950	190
21	3	1600	530 H	44b	35	5000	142	72	6	1050	175
22	3,5	1600	485 H	45	6	1175	196	73	12	1200	100
24	2	1000	500 H	46	6	2000	332 H	74	4	1500	375 H
25	3	1250	415 H	47	7,5	2000	270 H	75	6	1900	315 H
26	4	1500	370 H	48	3,5	1700	480 H	76	10	2700	270 H
27	5	1600	320 H	49	3	1400	466 H	77	15	3500	235 H
28	6	1750	290 H	50	5	2200	440 H	78	20	5000	250 H
29	7	2000	285 H	51	10	3900	390 H				

Zahlentafel 77.
Maßgebende Größen für die Einschmelzeit¹⁾.

Nr.	Ofen- größe t Einsatz	Zum Einschmelzen			Dem Transformator beim Einschmelzen entnommene Leistung		Nr.	Ofen- größe t Einsatz	Zum Einschmelzen			Dem Transformator beim Einschmelzen entnommene Leistung	
		kWst je t	Min. Gesamt	Min. je t	Gesamt	je t			kWst je t	Min. Gesamt	Min. je t	Gesamt	je t
		g	Q	T	T/g	g			Q	T	T/g	$\frac{Q \times g}{T}$	$\frac{Q}{T}$
1	2,96	645	216	73	530	179	28	6	420	120	20	1260	210
2	3,5	725	255	72,5	597	170	29	7	420	120	17	1470	210
3	3,5	536	210	60	536	153	30	8	415	120	15	1660	207
4	4	700	225	56	746	187	31	11	410	120	11	2250	205
5	4,12	612	284	69	536	130	32	15	405	120	8	3050	202
6	4,57	650	304	67	585	128	33	20	400	120	6	4000	200
7	4,89	564	285	59	581	119	34	25	400	120	4,8	5000	200
8	5,15	598	245	48	755	147	35	3	410	240	80	310	120
9	5,5	580	175	32	1092	199	36	4	400	240	60	400	100
10	6,1	542	300	49	659	108	37	5	395	240	48	500	99
11	6,48	520	130	20	1558	240	38	6	390	240	40	585	97
12	6,5	676	330	51	799	123	39	7	385	240	34	675	96
13	6,74	580	273	40,5	861	128	40	8	385	240	30	770	96
14	6,96	585	165	24	1479	213	41	11	380	240	22	1040	95
15	7,21	513	170	23,5	1320	183	42	15	380	240	16	1430	95
16	7,28	486	198	27	1072	147	43	20	380	240	12	1900	95
17	7,44	452	196	26,5	1024	138	44	25	375	240	9,5	2350	94
18	8,5	520	320	37,5	829	18	45	6	540	295	49	660	110
19	10	720	435	43,5	993	102	46	6	425	144	24	1070	178
20	4	390	55	13,7	1270	415	47	7,5	447	203	27	700	134
21	3	580	60	20	1440	480	48	3,5	425	75 bis	22 bis	1200	340—210
22	3,5	368	50	14,3	1380	440				105	30	850	
23	4,68	530	125	27	1200	250	49	3	550	90	30	1100	368
24	2	460	120	60	460	230	50	5	500	90	18	1660	332
25	3	440	120	40	660	220	51	10	470	90	9	3150	315
26	4	430	120	30	860	215	52	15	450	100	7	4050	270
27	5	425	120	24	1060	212							

¹⁾ Nr. 1—19 aus Stahlwerksausschußbericht Nr. 99.

Kilowattstundenverbrauch zum Einschmelzen einer Tonne Einsatz in Abhängigkeit von der Ofengröße; bei der Darstellung der Einschmelzleistung in kW kommt der Unterschied zwischen Hoch- und Niederleistung ebenfalls deutlich zum Ausdruck, während dies bei der Darstellung des Kilowattstundenverbrauches zum Einschmelzen einer Tonne Einsatz nicht so deutlich ist; auch bei den Niederleistungsöfen nähert sich der Kraftverbrauch in kWst/t dem theoretischen Wert von 340 ziemlich, so daß der eigentliche Vorteil der Hochleistungsöfen in der wesentlichen Zeitersparnis zum Einschmelzen liegt.

Eine weitere Steigerung der Transformator - Nennleistung erscheint unzweckmäßig, da dem Einsatz nur so viel Wärme zugeführt werden kann, wie er ohne Gefahr der örtlichen Überhitzung und Verdampfung aufnehmen kann.

An Hand des nachfolgenden Beipfels kann die Transformatorbaugröße für Hoch- oder Niederleistungsöfen annähernd ermittelt werden, wenn Voraussetzungen für die Höhe des $\cos \varphi$, den elektrischen und thermischen Wirkungsgrad und für die Einschmelzzeit gemacht werden.

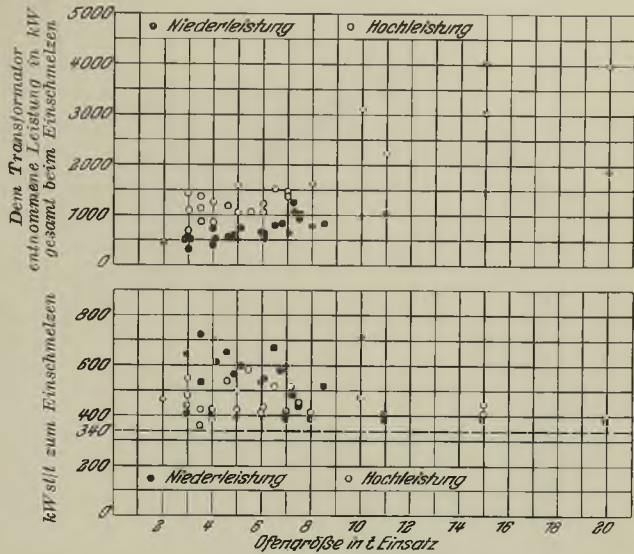


Abb. 369. Gesamtleistung in kW und kWst/t.

Beispiel der Berechnung der Transformator-Nennleistung in kVA, für einen 6-t-Héroultofen.

Voraussetzungen :

Ofengröße t Einsatz	Leistung	Sekundärspannung	Gewünschte Einschmelzzeit	η		$\cos \varphi$	Theoretischer Kraftverbrauch	
				thermisch	elektrisch		kWst/t	kWst/6 t
6	hoch	180—200	1½ Std.	0,80	0,80	0,90	340	2040
6	nieder	100—120	4 Std.	0,65	0,65	0,85	340	2040

Daraus ergibt sich:

	Niederleistung	Hochleistung
Lichtbogenenergie	$\frac{2040}{0,65} = 3140 \text{ kWst}$	$\frac{2040}{0,80} = 2550 \text{ kWst}$
Dem Transformator aus dem Hochspannungsnetz zugeführte Energie .	$\frac{2040}{0,65 \times 0,65 \times 0,85} = 5683 \text{ kWst}$	$\frac{2040}{0,8 \times 0,8 \times 0,9} = 3542 \text{ kWst}$
Transformator Nennleistung	$\frac{5683}{4} = 1400 \text{ kVA}$	$\frac{3542}{1,5} = 2400 \text{ kVA}$

Die Hochleistungstransformatoren sind entsprechend ihrer Größe teuer; auch ist ihr Ausnutzungsgrad durch die niedrige Belastung beim Feinen niedrig. Den größeren Ausgaben durch höhere Tilgungs- und Verzinsungssätze, durch die größeren Eisenverluste

und die Verschlechterung des $\cos \varphi$ während des Feinens stehen gegenüber der Gewinn durch geringeren Kraftverbrauch, vor allem aber die vergrößerte Erzeugungsmöglichkeit

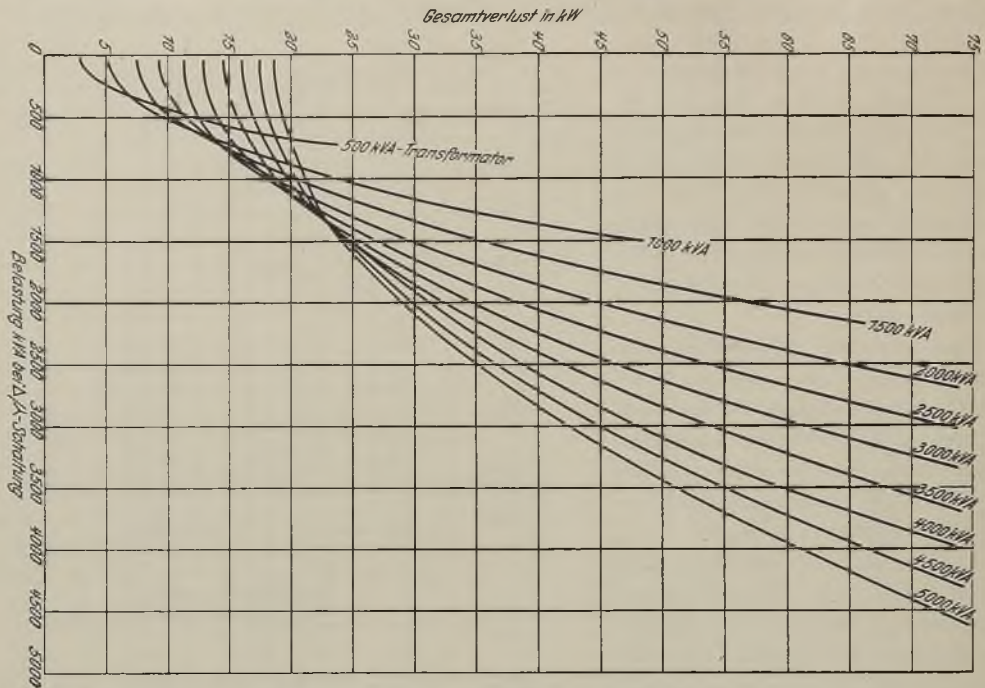


Abb. 370. Gesamtverluste von Ofentransformatoren (5000 V auf 173/100 V) bei verschiedener Belastung.

durch Verkürzung der Schmelzungsdauer. Nach dem Stahlwerksausschußbericht Nr. 118 sind die durch den großen Transformator verursachten Verluste gering (Abb. 370 u. 371).

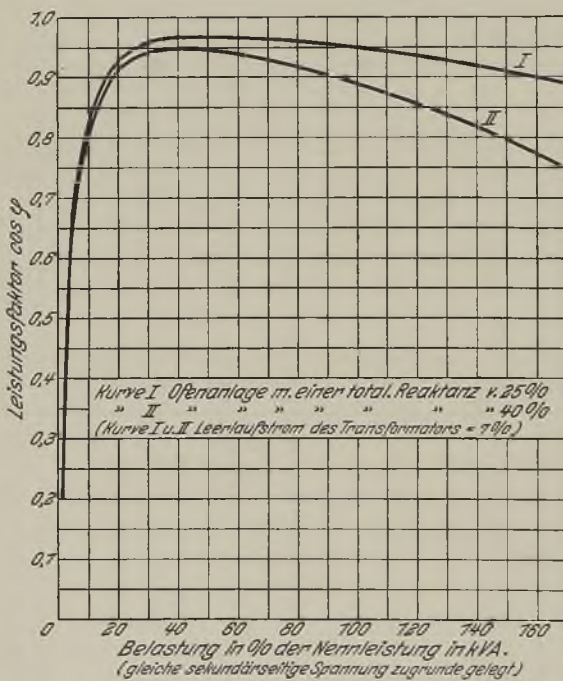


Abb. 371. Leistungsfaktor von Elektrostafofen-Anlagen auf der Primärseite in Abhängigkeit von der Ofenbelastung.

¹⁾ Vgl. hierüber auch Stahleisen 1927. S. 642.

Zahlentafel 78.

Einfluß verschiedener Ofen- und Transformatorengrößen (A, B oder C) und verschiedener Arten der Energieverrechnung (Kraftvertrag I, II oder III) für gleichbleibende Jahreserzeugung bei Hoch- und Niederleistung.

Jahreserzeugung 12 000 t flüssiger Stahl.
entspr. $\frac{12\ 000}{25 \times 12} = 40$ t je 24 Std.

Energieverrechnung	Kraftvertrag		
	I	II	III
Grundgebühr kVA je . .	hoch = 50 Mk./kVA	niedrig = 30 Mk./kVA	keine
Verbrauchsgebühr kWst je	niedrig = 1,0 Pfg.	hoch = 2 Pfg.	

Die Stromkosten¹⁾ je Tonne flüssigen Stahl werden ausschlaggebend durch die Art des Kraftvertrages bestimmt. Wesentliche Ersparnisse werden durch den Hochleistungsbetrieb erzielt, wenn nur die wirklich entnommenen Kilowatt-

stunden bezahlt werden müssen (Verbrauchsgebühr); dies ändert sich, wenn für die vom Kraftwerk bereitgestellten kVA noch eine feste Grundgebühr verlangt wird, wie dies aus Zahlentafel 78 für dieselbe Jahreserzeugung erkenntlich ist.

Bei den Anordnungen A, B und C errechnet sich der Strompreis je nach dem Kraftvertrag I, II oder III folgendermaßen (Zahlentafel 79):

Zahlentafel 79.

Einfluß verschiedener Ofen- und Transformatorengrößen (A, B oder C) und verschiedener Arten der Energieverrechnung (Kraftvertrag I, II oder III) für gleichbleibende Jahreserzeugung bei Hoch- und Niederleistung.

Anordnung	A	B	C
Ofengröße t	10	5	5
Transformator-Nennleistung kVA	1750	1000	2000
Einsetzen + Schmelzen + Feinen = Std. Schmelzungsdauer	$1 + 4\frac{1}{4} + 3\frac{3}{4} = 6$ Std.	$3\frac{3}{4} + 4\frac{1}{2} + 1\frac{1}{2} = 5\frac{3}{4}$ Std.	$3\frac{3}{4} + 2 + 1\frac{1}{2} = 3\frac{1}{4}$ Std.
Schmelzungszahl in 24 Stunden	4 zu 10 t	4 zu 5 t	7—8 zu 5—6 t
Erzeugung eines Ofens in 24 Std.	40 t	20 t	40 t
Erforderliche Ofenzahl	1	2	1
Erforderliche kVA	$1 \times 1750 = 1750$	$2 \times 1000 = 2000$	$1 \times 2000 = 2000$
kWst/t	710	750	600
Erforderliche kWst/12000 t	$12000 \times 710 = 8520000$	$12000 \times 750 = 9000000$	$12000 \times 600 = 7200000$
Jahresrechnung bei Kraftvertrag	I 1750×50 Mk. = 87 500 $8520000 \times 0,01$ Mk. = 85 200 Mk. Sa. = 172 700 Mk.	2000×50 Mk. = 100 000 $9000000 \times 0,01$ Mk. = 90 000 Mk. Sa. = 190 000 Mk.	2000×50 Mk. = 100 000 $7200000 \times 0,01$ Mk. = 72 000 Mk. Sa. = 172 000 Mk.
	II 1750×30 Mk. = 52 500 $8520000 \times 0,02$ Mk. = 170 400 Mk. Sa. = 222 900 Mk.	2000×30 Mk. = 60 000 $9000000 \times 0,02$ Mk. = 180 000 Mk. Sa. = 240 000 Mk.	2000×30 Mk. = 60 000 $7200000 \times 0,02$ Mk. = 144 000 Mk. Sa. = 204 000 Mk.
	III 1750×0 Mk. = 0 $8520000 \times 0,03$ Mk. = 255 600 Mk. Sa. = 255 600 Mk.	2000×0 Mk. = 0 $9000000 \times 0,03$ Mk. = 270 000 Mk. Sa. = 270 000 Mk.	2000×0 Mk. = 0 $7200000 \times 0,03$ Mk. = 216 000 Mk. Sa. = 216 000 Mk.
Preis der Kilowattstunde bei Kraftvertrag	I $17270000 : 8520000 = 2,03$ Pfg.	$19000000 : 9000000 = 2,11$ Pfg.	$17200000 : 7200000 = 2,4$ Pfg.
	II $22290000 : 8520000 = 2,62$ Pfg.	$24000000 : 9000000 = 2,67$ Pfg.	$20400000 : 7200000 = 2,83$ Pfg.
	III $25560000 : 8520000 = 3$ Pfg.	$27000000 : 9000000 = 3$ Pfg.	$21600000 : 7200000 = 3$ Pfg.
Strompreis je t flüssiges Material bei Kraftvertrag	I $172700 : 12000 = 14,40$ Mk.	$190000 : 12000 = 15,33$ Mk.	$172000 : 12000 = 14,33$ Mk.
	II $222900 : 12000 = 18,56$ Mk.	$240000 : 12000 = 20,00$ Mk.	$204000 : 12000 = 17,00$ Mk.
	III $255600 + 12000 = 21,30$ Mk.	$270000 : 12000 = 22,50$ Mk.	$216000 + 12000 = 18,00$ Mk.

Soll die Erzeugungsmöglichkeit bei gleichem Einsatzgewicht durch Hochleistungsbetrieb gesteigert werden, so ergibt sich je nach dem Kraftvertrag folgendes Bild (Zahlentafel 80).

Zahlentafel 80.

Einfluß des Kraftvertrages auf den Kraftpreis bei Hoch- oder Niederleistung.

	Hochleistung	Niederleistung
Ofengröße	5 t	5 t
Transformatornennleistung kVA	2000	1000
kWst/t	600	750
Schmelzungsdauer zusammen mit Einsetzen	3 ¹ / ₄ Std.	6 Std.
Schmelzungszahl in 24 Std.	7—8	4
Jahreserzeugung	$5 \times 7,5 \times 25 \times 12 = 12\ 000\ t$	$5 \times 4 \times 25 \times 12 = 6000\ t$
kWst im Jahr	$12\ 000 \times 600 = 7\ 200\ 000$	$6000 \times 750 = 4\ 500\ 000$
Jahresrechnung bei Kraftvertrag	I $2000 \times 50 = 100\ 000\ \text{Mk.}$ $7\ 200\ 000 \times 0,01 = 72\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 172 000 Mk.	$1000 \times 50 = 50\ 000\ \text{Mk.}$ $4\ 500\ 000 \times 0,01 = 45\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 95 000 Mk.
	II $2000 \times 30 = 60\ 000\ \text{Mk.}$ $7\ 200\ 000 \times 0,02 = 144\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 204 000 Mk.	$1000 \times 30 = 30\ 000\ \text{Mk.}$ $4\ 500\ 000 \times 0,2 = 90\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 120 000 Mk.
	III $2000 \times 0\ \text{Mk.} = 0\ \text{Mk.}$ $7\ 200\ 000 \times 0,03 = 216\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 216 000 Mk.	$1000 \times 0\ \text{Mk.} = 0\ \text{Mk.}$ $4\ 500\ 000 \times 0,03 = 135\ 000\ \text{Mk.}$ Sa. = 135 000 Mk.
Kraftpreis für 1 t flüssiges Eisen bei Kraftvertrag	I $172\ 000 : 12\ 000 = 14,33\ \text{Mk.}$	$95\ 000 : 6000 = 15,83\ \text{Mk.}$
	II $204\ 000 : 12\ 000 = 17,00\ \text{Mk.}$	$120\ 000 : 6000 = 20,00\ \text{Mk.}$
	III $216\ 000 : 12\ 000 = 18,00\ \text{Mk.}$	$135\ 000 : 6000 = 22,50\ \text{Mk.}$

Zahlentafel 81.

Einfluß eines hohen oder niedrigen kWst-Verbrauches zum Einschmelzen bei Hochleistung im Vergleich zu Niederleistung.

	Niederleistung	Hochleistung kWst je t	
		hoch	niedrig
Ofengröße in t	6	6	6
Einschmelzzeit in Std.	4	2	2
kWst-Verbrauch je t bis zum Einschmelzen	475	475	400
Leistungszufuhr kW/t	$475 : 4 = 119$	$475 : 2 = 238$	$400 : 2 = 200$
Theoretischer kWst-Verbrauch je t bis zum Einschmelzen	340	340	340
Theoretische Leistungszufuhr kW/t	$340 : 4 = 85$	$340 : 2 = 170$	$340 : 2 = 170$
kW-Verlustleistung je t	$119 - 85 = 34$	$238 - 170 = 68$	$200 - 170 = 30$
Gesamtverlustleistung kW	$34 \times 6 = 204\ \text{kW}$	$68 \times 6 = 408\ \text{kW}$	$30 \times 6 = 180\ \text{kW}$

Die Verlustleistung in kW während der Einschmelzzeit ist bei Hochleistungsöfen gegenüber den Niederleistungsöfen dann größer, wenn der Kilowattstundenverbrauch je Tonne derselbe ist. Ist der Kilowattstundenverbrauch je Tonne dagegen niedriger, so nimmt die Verlustleistung ab; schließlich tritt ein Gewinn gegenüber dem Niederleistungsöfen ein; wie dieses aus Zahlentafel 81 ersichtlich ist.

Der Kraftverbrauch wird allgemein je Tonne Einsatz angegeben, so daß man kein Bild über die Verteilung desselben auf das Einschmelzen einerseits und andererseits auf das Feinen hat. In ein und demselben Ofen kann jedoch der gesamte Kraftverbrauch je Tonne erheblich schwanken als Folge der Feinarbeiten, während die Einschmelzarbeit unverändert sein kann. Der Kilowattstundenverbrauch je Tonne für das Einschmelzen wird durch die Güte des Einsatzes beeinflusst; doch auch bei schlechtem Schrott können durch geschicktes Einsetzen gute Zahlen erreicht werden. Sollen die Zahlenangaben über Kraftverbrauch Vergleichswert haben, so muß der Anteil der Dauer für das Feinen kenntlich gemacht werden. Dies könnte geschehen durch einen Verteilungsfaktor, aus dem der Anteil der Einschmelzenergie an der Gesamtenergie hervorgeht. Der Kilowattstundenverbrauch je Tonne Einsatz nimmt unter gleichen Voraussetzungen mit zunehmender Ofengröße ab; nach den „Anhaltzahlen für den Energieverbrauch in Eisenhüttenwerken“ der Wärmestelle Düsseldorf sind für ältere basische Öfen bei einmaligem Abschlacken für normale Stahllarten folgende Werte erreichbar:

Ofengröße in t Einsatz	1	2	3	4	5	6	8	10	12	15
kWst/t bei kaltem Einsatz	1000	920	850	800	750	725	675	650	625	600
kWst/t bei flüssigem Einsatz	475	400	340	300	270	250	225	200	190	180

Daraus ergibt sich ungefähr die zum Einschmelzen erforderliche Energie zu:

Ofengröße in t Einsatz	1	2	3	4	5	6	8	10	12	15
kWst zum Einschmelzen	525	520	510	500	480	475	450	450	435	420

Bei gut durchgebildeten neueren Öfen, sowohl bei Niederleistung als besonders bei Hochleistung, sind für das Einschmelzen um 10—15% günstigere Zahlen erreichbar.

Die Abmessungen des Herdraumes werden durch metallurgische Forderungen beeinflusst, so daß besonders Herdtiefe und Badoberfläche in Öfen mit gleich großem Einsatz Schwankungen unterliegen. Bei flachem Herd ist die Badfläche groß, so daß die Schlacke durch größere Berührungsfläche wirksamer ist. Die Wärmeverluste sind höher, da die gesamte Oberfläche des Ofenkörpers größer ist. Auch für die Kohlung im flüssigen Zustande eignet sich die große Badfläche des flachen Herdes besser. Der tiefe Herd ist günstiger für die Kohlung während des Einschmelzens; auch für das längere Abstehenlassen unter schützender Schlackendecke ist der tiefe Herd vorteilhafter, da die Wärmeverluste geringer sind. Zur Aufnahme von sperrigem Schrott ist der flache Herd mit großem Ofenraum günstiger. Stahlguß wird im allgemeinen auf flacherem Herd erschmolzen als Grauguß. Der saure Herd ist meist tiefer als der basische, um die Berührungsfläche der Schmelze mit der Zustellung und der Schlacke wegen einer unerwünscht hohen Siliziumaufnahme möglichst klein zu halten. Je größer die Badfläche wird, um so schwieriger wird eine gleichmäßige Wärmeverteilung, so daß bei sehr großen Öfen mehrere Elektrodensätze angeordnet werden müssen.

Bei der konstruktiven Durchbildung des Hochleistungsöfens ist die Elektrodenstellung wichtig. Da im Lichtbogen eine größere Energiemenge bei höherer Spannung in Wärme umgesetzt wird, ist der Lichtbogen verhältnismäßig lang und die Wärmestrahlung auf die Zustellung stärker; dem wirken die Ofenbaufirmen durchwegs durch

Zahlentafel 82.
Abmessungen von Hochleistungsöfen.

Nr.	Baufirmen	Größe t	Transformator- Nennleistung	Sekundär- Spannung		Elektroden- durchmesser	Ofenabmessungen						Badfläche			Herdraum			
				Δ	γ		Außen- durch- messer mm	Bad- durch- messer mm	Badtiefe mm	Abstand Gewölbe bis Bad mm	Wand- stärke mm	Herd- stärke mm	Gesamt-m ²	m ² je t Einsatz	m ² je Elektrode	Gesamt-m ³	m ³ je t Einsatz	m ³ über Bad	
1	—	4	1500	173	100	Graphit	200	3000	2100	210	890	450	400	3,47	0,87	1,15	3,63	0,91	3,1
2	—	6	1900	173	100	„	225	3400	2400	250	1000	500	460	4,52	0,75	1,56	5,35	0,89	4,45
3	—	10	2400	173	100	„	250	3700	2700	300	950	500	460	5,73	0,57	1,91	6,50	0,65	5,23
4	—	15	3500	173	100	„	300	4300	3100	370	1030	600	550	7,55	0,50	2,51	9,19	0,61	7,26
5	—	20	5000	173	100	„	350	4600	3500	405	1045	550	550	9,61	0,48	3,20	11,39	0,57	8,82
6	—	7	—	—	—	Kohle	430	3350	2440	820	1360	455	440	4,68	0,67	1,56	7,63	1,28	6,74
7	—	6	—	—	—	„	430	3350	2440	1070	1000	455	455	4,68	0,78	1,56	5,10	0,85	4,21
8	—	3	—	—	—	„	300	2600	1800	840	—	400	—	2,54	0,85	0,85	—	—	—
9	—	6	—	—	—	Graphit	350	3100	2300	800	1090	400	660	4,15	0,69	1,38	5,03	0,84	4,24
10	—	2	1200	173	100	Söderbg.	250	2160	1500	275	570	330	300	1,77	0,89	0,59	1,24	0,62	0,96
11	Hirsch, Kupfer- und Messingwerke (t. m. b. H.)	4	1600	173	100	„	325	2800	1800	400	595	500	400	2,54	0,64	0,89	2,07	0,52	1,51
12		6	2000	173	100	„	400	3350	2100	450	660	625	450	3,46	0,58	1,15	3,19	0,53	2,36
13		8	2800	173	100	„	450	3600	2300	450	830	650	450	4,15	0,52	1,38	5,09	0,64	3,97
14		10	3600	173	100	„	500	3850	2600	500	950	650	500	5,31	0,53	1,77	6,24	0,62	4,85
15		15	4600	173	100	„	600	4700	3200	500	1050	750	500	8,04	0,54	2,68	10,40	0,63	8,32
16		0,1	125	145	84	Graphit	60	900	460	120	560	200	300	0,21	2,1	0,07	0,12	1,20	0,10
17		0,5	400	145	84	„	100	1400	700	230	845	300	300	0,38	0,76	0,12	0,47	0,94	0,38
18		1	750	145	84	„	130	1700	1000	230	900	300	450	0,78	0,78	0,26	0,59	0,59	0,77
19		2	1200	145	84	„	170	2200	1300	250	1000	400	450	1,33	0,67	0,44	1,61	0,80	1,30
20		3	1400	180	104	„	170	2400	1500	300	860	450	450	1,77	0,59	0,59	1,00	0,63	1,46
21		5	2200	180	104	„	220	3000	1950	320	1000	475	500	2,83	0,56	0,94	3,68	0,73	2,96
22		10	3900	180	104	„	300	3800	2700	330	1220	500	550	5,73	0,57	1,91	8,23	0,86	6,67
23		15	5500	180	104	„	350	4200	3000	420	1380	550	600	7,07	0,47	2,36	11,30	0,75	0,30

Anmerkung: 16, 17, 18 und 19 sind Strahlungsöfen, die übrigen direkte Lichtbogenöfen Bauart Héroult.

möglichstes Zusammenrücken der Elektroden zur Ofenmitte entgegen. Auch das Gewölbe kann aus demselben Grunde etwas gehoben werden, so daß der Herdraum um ein geringes größer wird als bei Niederleistungsöfen.

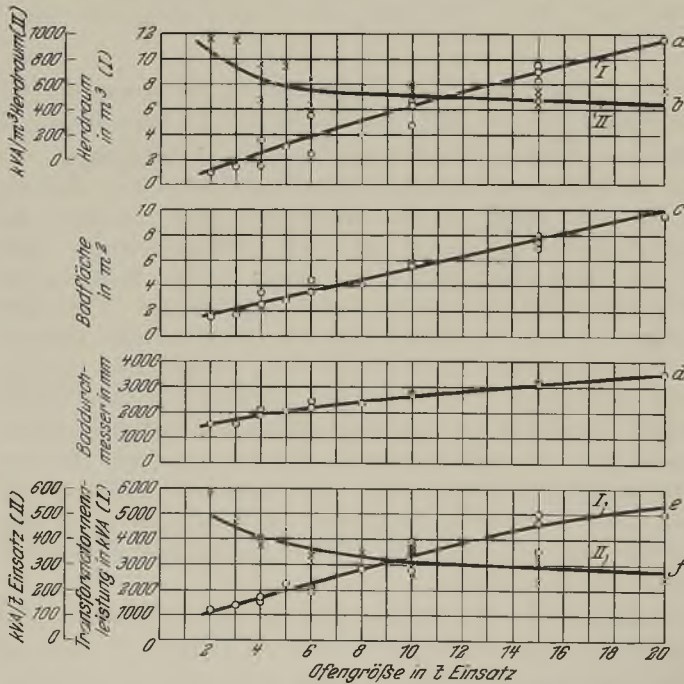


Abb. 372. Abmessungen von Hochleistungsöfen.

Im Betrieb können manchmal erheblich Zeit- und Kraftersparnisse erzielt werden durch geringfügige Änderungen in den Abmessungen des Herdraumes, wie Verkleinerung oder Vergrößerung des Herddurchmessers, Höher- oder Tieferlegen der Herdsohle, des Gewölbes usw. In Zahlentafel 82 und Abb. 372 sind die Abmessungen von Hochleistungsöfen zusammengestellt.

Zur Erzielung höchster Wirtschaftlichkeit der ganzen Gießerei muß sich der Elektroofen als Teil in das Ganze einpassen, so daß es unter Umständen nicht angebracht sein kann, auf niedrigsten Kraftverbrauch hinzuwirken;

andere Faktoren, wie Höhe und Verteilung der Leistung, Schrottpreis, Arbeitsweise der Gießerei, können den höheren Kraftverbrauch rechtfertigen.

Im allgemeinen tragen folgende Maßnahmen zur Verbesserung des Ofenbetriebes bei:

1. Möglichste Abkürzung der Pausen zwischen den verschiedenen Schmelzungen, Sortieren des Einsatzes vor dem Einsetzen und schnellstes Einsetzen durch alle Türen.
2. Gutes Abdichten der Elektrodenöffnungen beim Einbringen des Einsatzes zur Vermeidung von Luftzug, der den Ofen schnell abkühlt.
3. Nach dem Einschalten Türen möglichst wenig öffnen und gut geschlossen halten, mit Lehm usw. verstreichen und die Türschwelle mit Sand abdichten.
4. Elektroden in der richtigen Höhe fassen, also so, daß sie während der Schmelzung nicht nachgelassen werden müssen, aber auch nicht zu hoch, zur Einschränkung Ohmscher Verluste.
5. Tadelloses Anstückeln und Einklemmen der Elektroden in die Zangen, Glatt halten der Elektrodenzangenflächen, gute Kühlung der Zangen, Nachziehen der Elektroden eine $\frac{1}{2}$ Stunde nach Beginn der Schmelzung, im Verlauf derselben häufiger nachkontrollieren.
6. Abdichten der Elektrodenöffnungen während der ganzen Schmelzung.
7. Gutes Abdichten des Ofendeckels und guter Zustand der feuerfesten Zustellung.
8. Möglichst große Energiemengen einführen in Anpassung an den Zustand der Schmelzung.
9. Rechtzeitiges und richtiges Nachstoßen des festen Einsatzes derart, daß die festen Stücke ganz von flüssigem Eisen bedeckt werden, ohne daß dieses erstarrt.
10. Unterstützung der Reaktionen durch nicht zu häufiges, verständiges Umrühren.
11. Vermeidung von Kurzschlüssen durch Berührung mit Eisenstangen, heftiges Umrühren und Einwerfen von Beschickungstoffen unmittelbar unter die Elektroden.
12. Die elektrische Anlage muß tadellos in Ordnung gehalten werden, vor allem staubfreie und sichere Verbindungsstellen.

Beispiele neuer Öfen.

Der Grundsatz möglichster Abkürzung der Einschmelzzeit und Einschränkung der Verluste durch Erhöhung der Leistungszufuhr und der Elektrodenleerlaufspannung wurde zuerst betriebsmäßig bei dem Fiatofen angewendet¹⁾.

Dieser Ofen arbeitet als direkter Lichtbogenofen mit drei auf dem Bade senkrecht stehenden Elektroden; an diese sind die freien Phasenenden des Transformators durch möglichst kurze Zuleitungen angeschlossen, während der Sternpunkt an den Ofenboden gelegt ist. Abb. 373 stellt einen Fiatofen dar; die Abb. 374 zeigt die Form des Ofenkörpers, dessen Maße für verschiedene Einsatzgewichte den in Zahlentafel 82 aufgeführten ungefähr entsprechen.

Das Kennzeichnende des Fiatofens ist der Elektrodenabschluß mit dem besonderen Traggerüst, dessen konstruktive Durchbildung durch die Demag heute eine durchaus befriedigende Lösung gefunden hat. Durch die Abdichtung soll jeder Luftzug durch den Herdraum vermieden werden bei guter Elektrodenkühlung ohne übermäßigen Kühlwasserverbrauch.

¹⁾ Das Alleinausführungsrecht besitzen heute die Deutsche Maschinenfabrik in Duisburg (Demag) und die Allgemeine Electricitätsgesellschaft (AEG) in Berlin; vgl. auch Stahleisen 1926. S. 1697/1701. Die bei den verschiedenen Ofengrößen während der Einschmelzzeit angewendete Transformatorennennleistung entspricht den im Stahlwerksausschußbericht Nr. 99 angegebenen Werten für zweistündige Einschmelzzeit. Die Elektrodenleerlaufspannung beträgt je nach Ofengröße für das Einschmelzen 130–200 Volt und für das Feinen 80–120 Volt. Dabei wird mit Rücksicht auf die Verbilligung der elektrischen Anlage das Verhältnis Einschmelzleistung zu Feinleistung möglichst wie $\sqrt{3} : 1$ gewählt durch Δ/\lrcorner Schaltung primärseitig, doch soll Anzahl und Höhe der Ofenspannungen dem Betrieb und der Ofengröße angepaßt werden.

Jede Elektrode ist von einem wasserdurchflossenen Kühlzylinder umschlossen, der auf dem Gewölbe ruht; an der Elektrodenzange ist ein zweiter Zylinder befestigt, der sich bei Elektrodenbewegung teleskopartig über den Kühlzylinder schiebt und der durch eine Asbestpackung gegen diesen abgedichtet ist. Bei dem Überdruck im Herdraum treten die Ofengase an der Türschwelle aus, so daß jeder Einfluß von Luft auf den Einsatz auch bei geöffneten Türen unmöglich ist. Auch tritt kein oberflächlicher Elektrodenabbrand ein, so daß der Verbrauch gering ist ($4\frac{1}{2}$ kg Graphitelektroden auf 1000 kWst); dadurch werden die Graphitelektroden, die für die Abdichtung Voraussetzung sind, trotz des hohen Preises wirtschaftlich. Die Elektroden ruhen mit ihren Abschluß- und Kühlvorrichtungen je durch eine besondere Tragvorrichtung auf einer durch die Bedienungsmannschaft begehbaren Brücke, die sich abhebbbar auf den Ofenkörper stützt. Durch die gute Abdichtung werden auch die Anbringung der Reguliereinrichtungen und Motore oben an jeder Elektrode über dem Ofen und der Zusammenbau zu einem Ganzen möglich. Instandsetzungen an einem Elektrodenystem können nun durch Austausch mit einer Reservearmatur ohne

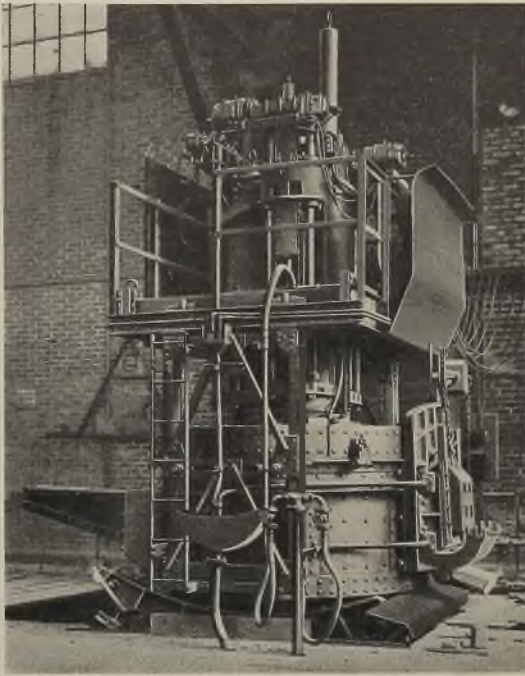


Abb. 373. 3-t-Demag-Fiatofen.

größere Betriebsunterbrechung abseits vom Ofen in Ruhe durchgeführt werden. Die Elektroden sind sowohl einzeln als auch zusammen mit dem ganzen Traggerüst abhebbar.

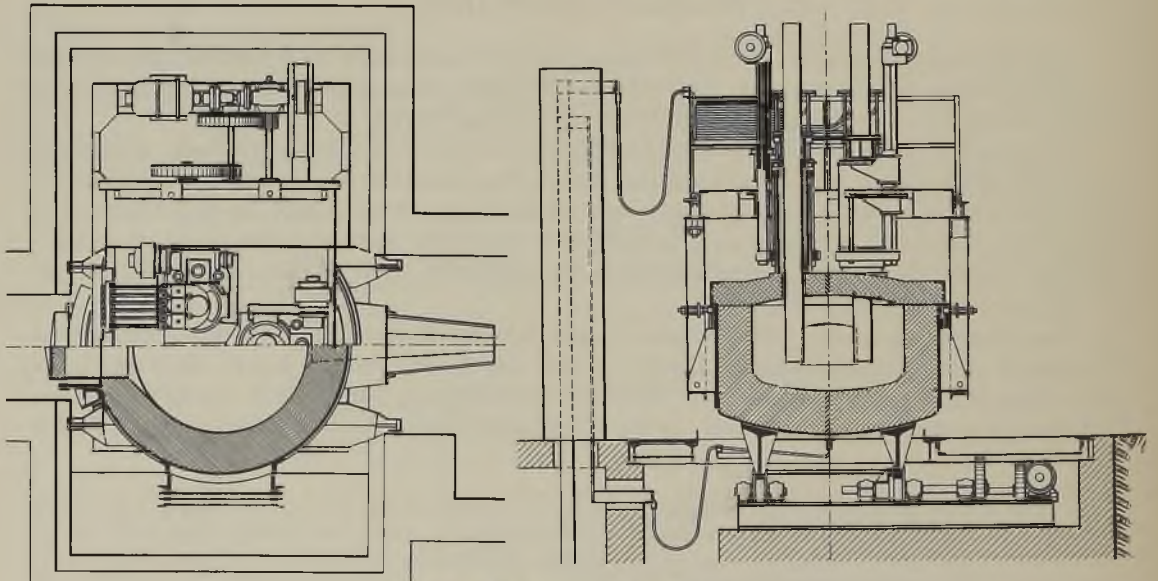


Abb. 374. Demag-Fiatofen.

Folgende Zahlen zeigen die Wirtschaftlichkeit des Betriebes eines 4–5-t-Ofens bei einer für Stahlguß genügenden Feinzeit von $\frac{1}{2}$ – $\frac{3}{4}$ Stunden bei geeignetem Einsatz.

Abstich-Nr.	Einsatz kg	Einschmelzen			Feinen			Insgesamt		
		Dauer Min.	kWst		Dauer Min.	kWst		Dauer Min.	kWst	
			Gesamt	je t		Gesamt	je t		Gesamt	je t
1	4655	125	2550	≈ 550	43	650	≈ 140	168	3200	≈ 690
2	4675	127	2450	≈ 525	48	670	≈ 143	175	3120	≈ 670
3	4675	122	2500	≈ 535	33	500	≈ 107	155	3000	≈ 640

Als Monatsdurchschnitt ergab sich ein Kilowattstundenverbrauch von 680 je Tonne einschließlich aller Umformer- und Sekundärleitungsverluste.

Im allgemeinen rechnet die Demag mit folgenden Zahlen:

Für das Einschmelzen von festem Einsatz:

1. Öfen unter 1000 kg = 550 kWst/t
2. „ von 3–7,5 t = 500 „
3. „ über 7,5 t = 450 „

Je nach der Feinzeit kann man dann für die ganze Schmelzung annehmen:

- Fall 1 = 800–1200 kWst/t
 „ 2 = 650–900 „
 „ 3 = 550–800 „

Die Schmelzungszahl ist dann:

- Fall 1 = 6–10 Schmelzungen in 24 Std.
 „ 2 = 4–8 „ „ 24 „
 „ 3 = 3–6 „ „ 24 „

Außerdem baut die Demag Hochleistungs-Héroultöfen ohne die besondere Fiat-Elektrodenabdichtung, deren Durchbildung Abb. 375 erkennen läßt.

Die Elektrostahl G. m. b. H. in Düsseldorf, wendet für ihre Héroult-Lindenbergöfen die in der Zahlentafel 83 zusammengestellten Transformatoren-Baugrößen an; aus der Zahlentafel sind die Verhältnisse für Nieder- und Hochleistung beim Einschmelzen von festem Einsatz im Dauerbetrieb ersichtlich, ebenso für Öfen, die auf Grauguß bei

Zahlentafel 83.
Transformatoren-Baugrößen für Héroult-Lindenberg-Öfen.

Ofen- größe in Tonnen Einsatz	Stahl und Stahlguß									Grauguß Transformatoren- leistung in kVA bei		
	fester Einsatz								flüssiger Einsatz		festem Einsatz	flüssigem Einsatz
	Transformatoren kVA		Spannung in Volt		cos φ	Einschmelzzeit Stunden		kWst/t zum Einschmelzen im Dauerbetrieb	Transformatorenleistung kVA	Spannung Volt		
	Niederleistung	Hochleistung	Niederleistung	Hochleistung		Niederleistung	Hochleistung					
0,15	150	—	100	173	0,85–0,9	4	2	—	75	100	100–200	75
0,5	250	—	100	173	0,85–0,9	4	2	—	200	100	200–450	175
1	350	—	100	173	0,85–0,9	4	2	500	300	100	350–600	250
2	450	1000	100	173	0,85–0,9	4	2	abnehmend	400	100	450–800	300
3	550	1250	100	173	0,85–0,9	4	2		500	100	450–800	300
4	750	1500	100	173	0,85–0,9	4	2		600	100	700–1250	500
5	800	1600	100	173	0,85–0,9	4	2		650	100	900–1800	650
6	1000	1750	100	173	0,85–0,9	4	2		750	100	900–1800	650
7	1100	2000	100	173	0,85–0,9	4	2		800	100	1150–2200	750
8	1250	2500	100	173	0,85–0,9	4	2		850	100	1150–2200	750
10–12	1700	3500	100	173	0,85–0,9	4	2		1000	100	1350–2600	900
15	2250	4200	100	173	0,85–0,9	4	2		1250	100	1750–3000	1100
20	2900	5500	100	173	0,85–0,9	4	2		1500	100	2250–3750	1300
25	3600	6500	100	173	0,85–0,9	4	2	2000	100	2600–4500	1600	
30	4500	7500	100	173	0,85–0,9	4	2	2400	100	3000–5000	2000	
35	5000	8500	100	173	0,85–0,9	4	2	390	3000	100	3600–6500	2400

festem Einsatz und auf Stahl- und Grauguß bei flüssigem Einsatz (Mehrfachverfahren) arbeiten. Die Transformatorenleistung und Sekundärspannung für flüssigen Einsatz kann ohne Bedenken 10–20% höher als angegeben gewählt werden, während man bei der

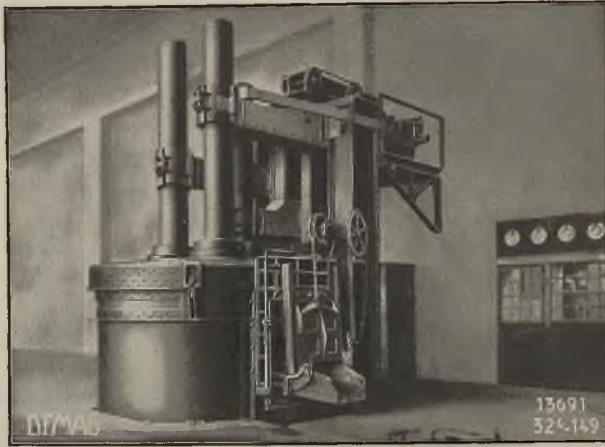


Abb. 375. Demag-Hochleistungsöfen von 8 t.

Herstellung von Grauguß aus festem Einsatz lieber die untere Leistung der entsprechenden Spalten aus der Zahlentafel 83 und niedrige Spannung wählt; dies gilt besonders beim Einschmelzen von Graugußspänen, deren Wärmeableitung schlecht ist; auch tritt dann bei hoher Lichtbogenspannung unerwünschtes Verdampfen und Graphitisieren von Kohlenstoff ein. Hochleistungsöfen (Héroult) für kleinere Einsätze als 1000 kg sind nach Ansicht der Firma zwecklos, da der lange Lichtbogen bei der verhältnismäßig hohen Spannung von 173 Volt die nahe befindliche Zustellung stark angreift; es ist jedoch erforderlich, die Lichtbogen-

spannung der Leistung und der Ofengröße anzupassen, also für kleine Öfen niedrigere Spannung und für große Öfen höhere Spannung als angegeben zu wählen (vgl. Abb. 363).

Die Elektrostahl G. m. b. H. baut auch einen kleinen Ofen, besonders für Grauguß und Sonderguß, der sowohl mit indirektem, als direktem Lichtbogen arbeiten kann und mit entsprechend verstellbaren Elektroden versehen ist.

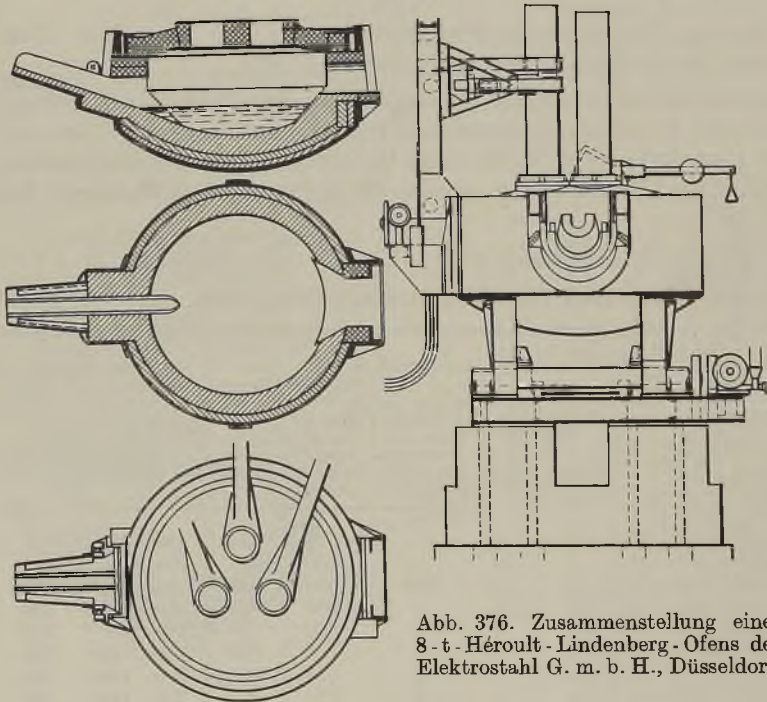


Abb. 376. Zusammenstellung eines 8-t-Héroult-Lindenberg-Ofens der Elektrostahl G. m. b. H., Düsseldorf.

Abb. 376 zeigt die Zusammenstellung eines 8-t-Héroult-Lindenberg-Ofens der Elektrostahl G. m. b. H. und Abb. 377 die Ansicht eines 5-t-Ofens.

Die Hirsch, Kupfer- und Messingwerke A.-G. in Eberswalde-Berlin bauen Kleinraum- und Großraum-Hochleistungsöfen, die ersteren als Lichtbogen-Strahlungsöfen mit Dreiphasenstrom für kleine Einsätze von 500–3000 kg mit frei zwischen den Elektroden überspringendem Lichtbogen (vgl. Zahlentafel 82, Nr. 16, 17,

18, 19; und Abb. 378 und 379), die letzteren als Héroultöfen mit besonderem Traggerüst und wassergekühlter Abdichtung der Elektroden (vgl. Zahlentafel 82, Nr. 20, 21, 22, 23). Die ganze Elektrodentragsvorrichtung wird durch nahtlose Stahlmasten getragen, die auf der Kippwange des Ofens unabhängig vom eigentlichen Ofenkörper befestigt sind; die Lage der Elektroden wird also nicht durch Veränderungen des Ofenkörpers im Betrieb

beeinflußt. An den Stahlmasten als Führung ist ein Stahlgußstück verschiebbar angeordnet, auf das eine elektromotorische Bewegungsvorrichtung zur Höheneinstellung der Elektroden wirkt. An diesem Stahlgußkörper ist durch ein verschiebbares Zwischenstück eine Gabel befestigt, in der die Elektrode freischwebend hängt; hierdurch wird die genaue Einstellung der Elektroden auf die Gewölbeöffnungen möglich und ein hartes Aufsetzen auf die Beschickung vermieden. Die Stromzuführungen zu den Elektrodenzangen bestehen aus Kupferrohren, die zugleich zur Hin- und Rückleitung des Kühlwassers für die Elektrodenzangen dienen.

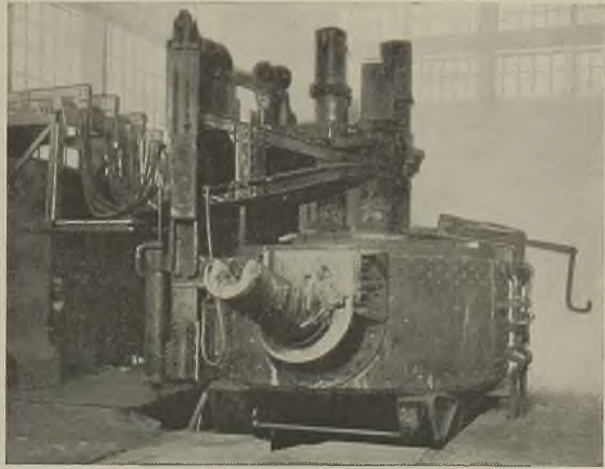


Abb. 377. 5-t-Ofen der Elektrostahl G. m. b. H.

Bei einem derartigen Héroult-Ofen für 3–4 t Einsatz wird eine Einschmelzzeit von 75–105 Minuten erreicht bei einem Kraftverbrauch von 450 kWst/t in 10stündigem Betrieb und 425 kWst/t im Dauerbetrieb. Die zugeführte Leistung beträgt 1700 kW bei 150 Volt.

Während des Feinens wird die Leistung durch Schaltung des Transformators von Δ auf Υ erniedrigt, wobei die Sekundärspannung auf 84 Volt sinkt. 15–20-t-Öfen arbeiten mit 6000 kW und 190 Volt.

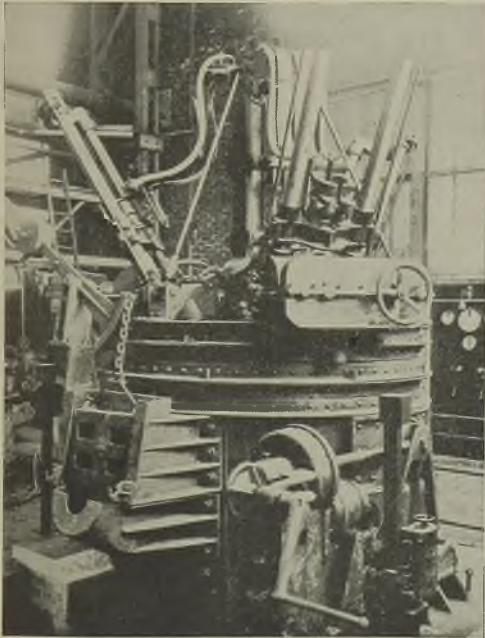


Abb. 378. Strahlungs-Ofen der Hirsch, Kupfer- und Messingwerke in Eberswalde-Berlin.

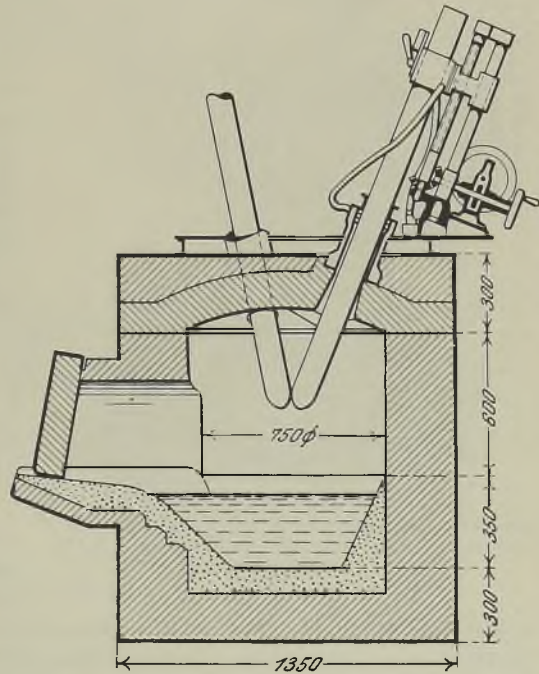


Abb. 379. Strahlungs-Ofen der Hirsch, Kupfer- und Messingwerke in Eberswalde-Berlin.

Ein Strahlungs-Ofen für 500 kg Einsatz wird zur Herstellung von Stahlguß für Ziehringe für die Rohrfabrikation während des Einschmelzens mit 250 kW mittlerer Energie betrieben, der Kraftverbrauch beträgt in 10stündigem Betrieb für das Einschmelzen 380 kWst/t, bei einstündiger Einschmelzzeit, entsprechend einem

Wirkungsgrad von 83 $\frac{1}{2}$ %. Mit einem 2—3-t-Ofen wird Walzenguß für Kaltwalzwerke hergestellt.

Der in Amerika sehr verbreitete Moore Rapid 'Lectromelt-Ofen der Pittsburgh Electric Furnace Corp., Pittsburgh, Penns. U. S. A., wird in Deutschland gebaut von der Deutsch-Amerikanischen Elektroofen G. m. b. H. in Berlin. Die Öfen arbeiten mit hoher Leistungszufuhr und hoher Sekundärspannung. In Amerika werden sie mit gewährleistetester Stunden-Schmelzleistung einschließlich Feinen und Legieren für sauren Betrieb in folgenden Abstufungen geliefert:

Stundenschmelzleistung	Einsatzgewicht
120 kg	200— 300 kg
250 „	500— 600 „
450 „	1000— 1200 „
1000 „	2000— 3000 „
1500 „	3000— 4000 „
3000 „	5000— 6000 „
6000 „	11000—13000 „

Im basischen Betrieb ist ungefähr $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ dieser Stundenschmelzleistung einschließlich Feinen und Legieren für normalen Stahlguß erreichbar.

Konstruktiv ist der Ofen sehr gründlich durchgebildet; die Anordnung des Ofenkörpers zum elektrischen Teil ist ebenfalls sehr zweckmäßig (Abb. 380 u. 381). Der Ofenkörper ist in weitem Winkel vor- und rückwärts kippbar; da die Beschickungstüre und Ofenschnauze einander gegenüber liegen, sind sie nötigenfalls vertauschbar. Beim Kippen bewegt sich die Schnauze auf einer senkrechten geraden Linie. Verwendet wird Dreiphasenstrom, der sekundär im Stern geschaltet ist; die Phasenenden gehen an die drei möglichst nahe zur Ofenmitte zusammengeführten Elektroden, während der Sternpunkt an dem Herdboden angeschlossen ist. Die Elektrodenträger sind zur Seite ausschwenkbar, so daß das Gewölbe schnellstens gewechselt werden kann.

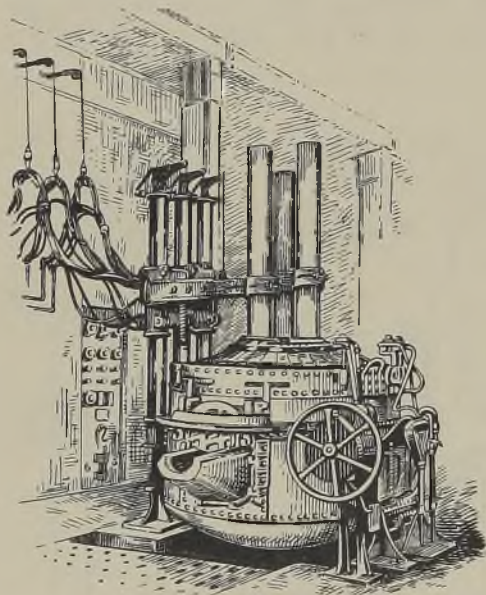


Abb. 380. 'Lectromeltofen für 4-t-Einsatz der Deutsch-Amerikanischen Elektroofen G. m. b. H. in Berlin.

Bei Bau und Aufstellung eines Ofens läßt sich die Erbauerin von folgenden Grundsätzen leiten: Elektrodenquerschnitt, Anordnung und Bemessung der Sekundärleitungen, Lage derselben zu den Eisenteilen des Ofenkörpers muß derartig sein, daß die elektrischen Verluste durch induktive Wirkungen möglichst niedrig sind.

Die Ofengröße wird so bemessen, daß die verlangte tägliche Schmelzleistung erreicht wird, und daß das größte Stückgewicht erschmolzen werden kann; dieses soll mit einem möglichst kleinen, in bezug auf das Einsatzgewicht stark überlastbaren Ofen erreicht werden, da die Kosten für Anlage, Unterhaltung, Bedienung mit der Ofengröße steigen, während bei gleichbleibender Erzeugung der Ausnutzungsgrad abnimmt. Die Stundenschmelzleistung wird zur Erzielung höchster Wirtschaftlichkeit möglichst gesteigert¹⁾.

Die jüngste Entwicklung im Elektroofenbau, die allerdings noch ihre praktische Brauchbarkeit für den Betrieb beweisen muß, ist der Drehlichtbogenofen der russischen

¹⁾ Auch die Siemens & Halske A. G. in Siemensstadt b. Berlin baut Héroult-Hochleistungsöfen mit abhebbarer Elektrodenbrücke, stopfbüchsenartiger, wassergekühlter Elektrodenabdichtung und eigener Elektrodenregelung für Strom und Spannung, die sehr gut arbeiten sollen.

Erfinder Evreinoff und Telney. Bei diesem Ofen kommt die Erkenntnis zur Anwendung, daß die Form des Lichtbogens und die Verteilung seiner Wärme auf den Einsatz für die größte thermische Nutzwirkung wichtig ist, wie dies auch schon beim Hochleistungs-ofen mit hoher Lichtbogen-spannung der Fall ist.

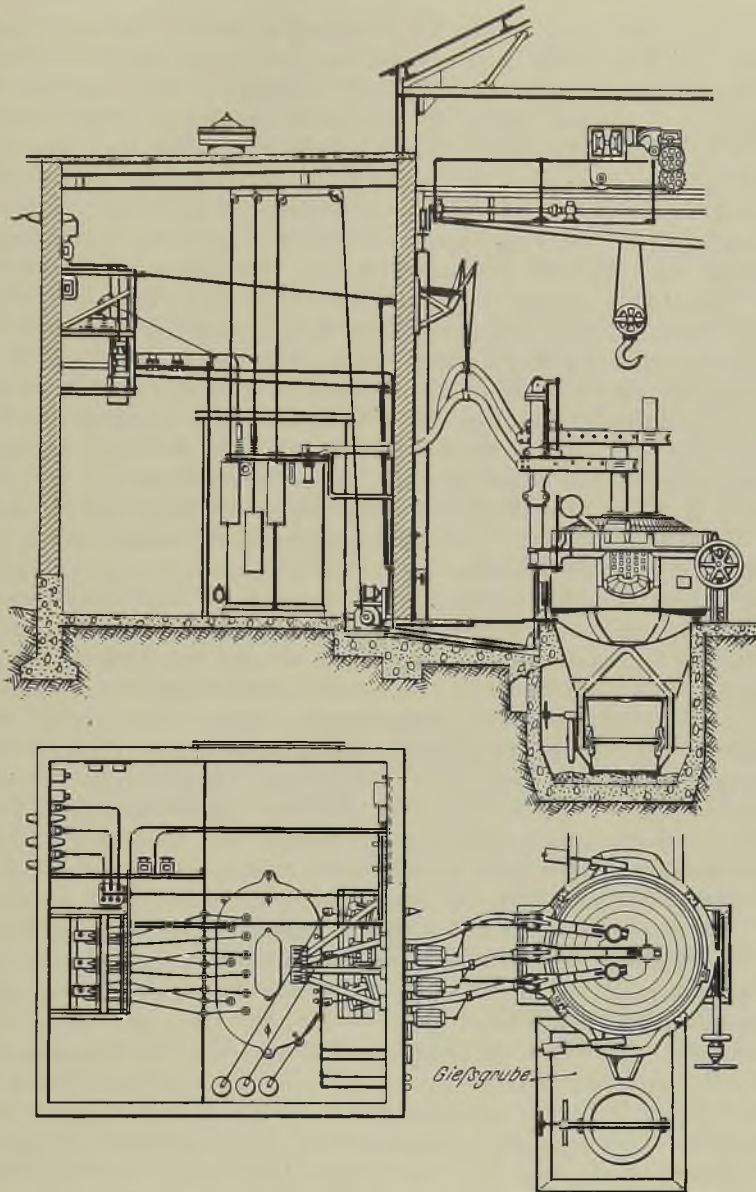


Abb. 381. Typische Aufstellung des 'Lectromelt'ofens in der Gießerei.

Die Öfen werden als Ein- und Mehrphasenöfen mit einer oder mehreren Oberelektroden, ähnlich wie die Girod- und Héroult-Öfen, gebaut. Der Lichtbogen steht unter dem magnetischen Einfluß eines im Herd angeordneten Stromleiters, durch dessen magnetische Wirkung der Lichtbogen eine drehende Bewegung erhält unter gleichzeitiger Ablenkung nach außen und Verbreiterung seines mit dem Bade in Berührung stehenden Endes. Hierdurch wird eine noch stärkere Flammenwirkung erreicht, als beim Hochleistungs-ofen¹⁾.

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1926. S. 377; The Foundry, 15. Dezember 1926. S. 980; Stahleisen 1928. S. 106.

Die elektrische Anlage.

Allgemeines.

Für die Stromzuleitung zu den Lichtbogenöfen werden die aus dem Ofen herausragenden Enden der Elektroden von besonderen Fassungen umschlossen, die entweder von oben her deren äußeres Ende fassen (Kopffassungen) oder, meistens von der Seite her, zangenartig in beliebiger Höhe der Elektrode zugreifen (Elektrodenzangen); in letzterem Falle kann willkürliche Verschiebung in axialer Richtung vorgenommen werden. Die Kopffassungen sind flaschenzugartig in Tragseilen aufgehängt, während die Zangen durch besondere in der Höhe verstellbare, wagerechte Ausleger mit Tragständern verbunden sind. Die Tragständer sind entweder für sich unabhängig vom Ofengehäuse aufgestellt oder fest mit diesem verbunden. Als Stromleiter zwischen Transformator und Elektroden dienen kupferne Kabel, Bänder, Lamellen, Schienen oder, bei sehr großen Stromstärken, wassergekühlte Kupferrohre, die entweder zu der vom Traggerüst isolierten Elektroden-Tragzange gehen oder durch besondere Schellen, Klammern, Spannringe usw. unmittelbar mit der Elektrode verbunden werden. Zur Vermeidung des Bruchigwerdens durch Verbrennen sollen die Zuleitungen gegen die Abhitze des Ofens geschützt angebracht sein; sie werden daher meist über die Ausleger her den Elektroden zugeführt. Flachschienen und wassergekühlte Rohre haben besonders bei großer Leistung den Vorteil guter Kühlung. Die Ausführung der Sekundärleitung muß so sein, daß möglichst geringe Verluste entstehen. Verbindungsstellen sind sekundärseitig möglichst zu vermeiden und, wenn nicht zu umgehen, mit höchster Pressung ($5-10 \text{ kg/cm}^2$) herzustellen und sauber zu halten, was bei verzinnenden Kupferschienen am besten zu erreichen ist.

Die Streuung zwischen den kupfernen Leitern der verschiedenen Phasen soll möglichst klein sein. Schienen legt man mit den Flachseiten so nahe zusammen, daß als Zwischenraum die doppelte Schienendicke bleibt, um freien Luftdurchtritt zu erreichen. Hin- und Rückleitungen sollen ebenfalls dicht nebeneinander liegen. Man erzielt hierdurch eine wesentliche Einschränkung des induktiven Spannungsabfalles; dies ist besonders bei langen Stromwegen wichtig, da dann die Verluste durch Induktion größer werden können als durch den Ohmschen Widerstand. Bei größerer Entfernung des Transformators vom Ofen kann es daher zweckmäßiger sein, Anfang und Ende jeder Phase trotz der höheren Kupferverluste getrennt aus dem Transformator heraus und möglichst nahe an den Ofen heran zu führen und dort erst die gewünschte Schaltung im Stern oder Dreieck vorzunehmen. Die Dreieckschaltung hat an sich gegenüber der Sternschaltung den Vorteil, daß zur Übertragung der gleichen Leistung die Kupferquerschnitte nur für einen $1/\sqrt{3}$ mal kleineren Strom bemessen werden; bei der Dreieckschaltung mit besonderer Hin- und Rückleitung für jede Phase und Schaltung am Ofen sind daher nur etwa 15% mehr Leitungskupfer erforderlich als bei Sternschaltung ohne Rückleitung mit Schaltung am Transformator. Bei langen Leitungen wird durch diese offene Dreieckschaltung der Spannungsabfall durch Induktion gleichmäßig und wesentlich verringert, da die magnetischen Felder durch die entgegengesetzt aneinander vorbei geführten Ströme kompensiert werden; gleichmäßige Verteilung der zugeführten Leistungen auf alle Elektroden wird dadurch erreicht. Ferner soll der Stromweg in den Leitern sämtlicher Phasen gleich lang sein, aber auch in jeder Schiene selbst über deren ganzen Querschnitt. Der Strom wählt den kürzesten Weg mit geringstem Widerstand; bei falsch ausgeführten Richtungsänderungen der Schiene kann der Stromweg auf der einen Seite derselben wesentlich kürzer sein als auf der entgegengesetzten; dann drängt sich der Strom auf dem kürzeren Weg mit geringerem Widerstand zusammen; Überhitzungen und erhöhte Widerstandsverluste in den Kupferleitungen sind das Ergebnis. Richtungsänderungen sollen daher nicht durch Anstückeln, sondern durch Falten der Schienen erfolgen, zumal dann auch jeder Übergangswiderstand durch zusammengesetzte Stellen fortfällt¹⁾. Verwendet man

¹⁾ Vgl. auch K. Albrecht „Ofentransformatoren“. Siemenszeitschrift, April 1926. S. 173/177, 231/232.

von der Schaltstelle am Ofen bis zu den Elektrodenfassungen biegsamen verseilten Kupferdraht, so erzielt man durch Wahl des kleinsten Drahtquerschnittes auch in diesem Leiter- teil die geringsten Verluste.

Der Kupferquerschnitt soll reichlich bemessen und der Stromweg möglichst kurz sein. Maßgebend ist stets und bei allem, daß bei den hohen Sekundärströmen schon ein geringer Spannungsabfall erhebliche Leistungsverluste ergibt. Kabelköpfe gießt man mit Kupfer oder Bronze aus, da das niedrigschmelzende Zinn eher ausläuft. Alle Schraubenverbindungen und Klemmen sind periodisch nachzuziehen. Zur Vermeidung von Induktionsverlusten sollen die Zuleitungen nicht auf große Strecken an Eisenteilen vorbei geführt werden und diese keine geschlossenen Induktionskreise bilden. Als Bau- stoff für die Stromzuleitungen wählt man Kupfer, das eine spezifische Leitfähigkeit von 56 hat gegenüber Aluminium mit 20—33 und Eisen mit 7—10. Aluminium hat den Nachteil, daß es sich an der Luft schnell mit einer elektrisch nicht leitenden Al_2O_3 - Haut überzieht, so daß Verbindungsstellen schwer blank gehalten werden können und bald schlechten Kontakt haben. Den Abmessungen legt man 1,5—2 Amp. je mm^2 Kupferquer- schnitt zugrunde, geht aber auch auf 1 Amp. herunter, während als Maximum 3 Amp. gelten.

Für die Bemessung der Übergangsf lächen dienen die in Zahlentafel 84 zu- sammengestellten Werte. Mit kleinen Flächen entsprechend hoher Belastung kommt man aus, wenn die Kontaktflächen sehr gut passen, örtliche Erwärmung nicht eintritt und die Flächen mit hohem Druck zusammengedrückt werden (Spalte II der Zahlentafel 84). Dies ist praktisch schwer durchführbar, so daß man im Ofenbau gut tut, die Kontakt- flächen reichlich zu bemessen und niedrig zu belasten (Spalte I der Zahlentafel 84); schon ein geringer Spannungsabfall bringt bei den hohen Stromstärken große Leitungsverluste. Es gilt dies besonders, wenn Aluminium- oder Eisenleiter verwendet werden, deren ursprünglich blanke Flächen sich sehr bald mit einer isolierenden Schicht von Oxyden überziehen. Verzinnen der Flächen oder Ausgießen mit Bronze verhindert die Oxyd- bildung auch bei Kupfer, so daß die Kontaktflächen dann wesentlich kleiner bemessen und höher belastet werden können.

Zahlentafel 84.
Bemessung der Übergangsf lächen bei Leitungen.

	I Niedrige Belastung der Kontaktflächen mm^2 je Amp. = Amp. je mm^2	II Hohe Belastung der Kontaktflächen mm^2 je Amp. = Amp. je mm^2
Kupfer auf Kupfer	(2) 3—6 = 0,3 —0,2	1—0,3 = 1 —3
Aluminium auf Aluminium	8—10 = 0,13—0,1	1,3—0,8 = 0,8—1,2
Kupfer auf Aluminium	8 = 0,13	1,3—0,8 = 0,8—1,2
Kupfer auf Eisen	10 = 0,1	2—1,3 = 0,5—0,8
Aluminium auf Eisen	12 = 0,08	2—1,3 = 0,5—0,8

Für die Bemessung der Kontaktflächen zwischen den metallischen Stromzuleitern und den Elektroden können folgende Zahlen angenommen werden:

Kupfer gegen Kohlenelektrode	1,8—2,6 Amp./ cm^2
Kupfer gegen Graphitelektrode	2—6 „ „
Eisen gegen Kohlenelektrode	etwa 1,5 „ „
Eisen gegen Graphitelektrode	„ 1,5 „ „

Für die Umformung stehen fast ausschließlich ruhende Öltransformatoren in Betrieb, bei denen die Kühlung des Öles entweder durch seinen selbsttätigen Umlauf unter Wärmeabgabe an die absichtlich vergrößerten Transformatorenwände erfolgt oder

durch Wasser. Die Luftkühlung erfordert Aufstellung des Transformators in einem großen, gut entlüfteten Raume. Die Wasserkühlung verlangt sorgfältige Überwachung; durch freie, gut sichtbare Wasseraustrittsstellen muß der Wasserdurchfluß und durch Thermometer die Temperatur beobachtet werden; Alarmglocken oder selbsttätige Ausschalter müssen bei Unterbrechung der Wasserzufuhr und bei unzulässiger Temperatursteigerung in Tätigkeit treten. Die Wasserkühlung soll nicht durch im Transformator eingebaute Kühlschlangen erfolgen, die unbemerkt undicht werden können, sondern durch besondere Kühler. Die Konservierung des Öles ist von größter Wichtigkeit. Vor allem muß der Transformator stets vollständig mit Öl gefüllt sein; Berührung desselben mit Luft ist zu vermeiden, da es besonders in heißem Zustande begierig Sauerstoff aufnimmt und dadurch verschlammt; zweckmäßig ist daher auch die Anordnung von Entlüftern, durch die unter dem Transformatorendeckel angesammelte Luft oder Gase entweichen können (Bauart Siemens).

Die Transformatoren werden durch Stöße bis über 50% der Normalleistung, besonders beim Einschmelzen von festem Einsatz, stark beansprucht; die Höhe der Stöße ist abhängig von der Art des Einsatzes und der Regulierung der Leistungszufuhr, besonders aber von der Lichtbogenspannung; je höher diese ist, um so größer sind die über und unter Normalleistung pendelnden Spitzen. Die Ofentransformatoren müssen daher möglichst dauerhaft gebaut sein. Durch Überlastung und Stöße wird der Transformator erhitzt, wobei die Isolierung durch allmähliches Verkohlen leidet. Bei den Stößen werden die Spulen durch die gegenseitigen Abstoßkräfte mechanisch stark beansprucht, so daß diese gut abgestützt und isoliert, manchmal auch weitgehend unterteilt werden müssen. Bei richtiger Bauart und Bemessung sind Ofentransformatoren auch gegen starke Stöße wenig empfindlich. Die magnetischen Verluste sollen gering sein. Zwecks Ermöglichung der durch den metallurgischen Ofenbetrieb erforderlichen Spannungsänderungen ist der Transformator mit besonders gut isolierten Anzapfungen versehen. Manchmal werden Spannungsänderungen in weiten Grenzen zwischen 50—200 Volt verlangt; man erreicht dies durch Ab- und Zuschalten einzelner Transformatorteile und durch Betätigung einer Stern-Dreieck-Schaltung. Spannungsreglung wird auch möglich durch Anordnung eines Zusatztransformators, der mit dem Transformator, gegen denselben, im Stern oder Dreieck geschaltet oder kurz geschlossen werden kann. Auch Potentialregler dienen zur Spannungsänderung. In neuzeitlichen Öfen sucht man zur Vereinfachung mit zwei Spannungen auszukommen, indem man nur von Stern auf Dreieck umschaltet. Durch die Möglichkeit der Spannungsänderung darf die Kurzschlusssicherheit nicht verringert werden. Auch längere Dauerüberlastung über die eigentliche Nennleistung soll ohne Schaden möglich sein. Diese tritt nur während des Einschmelzens ein, während beim Feinen nur teilweise Belastung und beim Vergießen, Herdflicken und Einsetzen Ruhezustand vorhanden ist. Diese Arbeitsweise ist für die Überlastbarkeit sehr günstig, und zwar um so mehr, je kürzer der Zeitanteil der Überlastung ist. In der übrigen Zeit wird die vom Öl aufgespeicherte Wärme wieder abgegeben, so daß der Transformator beim Anfahren der neuen Schmelzung wieder kalt ist. Bei langdauernden Feinperioden und Stillständen kann die Überlastung 20—25% betragen, bei verhältnismäßig kurzen 10%. Der Lichtbogentransformator soll damit folgende Forderungen erfüllen:

1. Möglichst geringe Stromstärke auf den Leiterquerschnitt, hoch- und niederspannungsseitig (2 Amp./mm²), so daß erhebliche Überlastungen ertragen werden können.
2. Zuverlässige und starke Kühlung (Temperatur nicht über 50°).
3. Gute Abstützung und Isolierung der Spulen.
4. Niedrige Magnetisierungsverluste (Induktion 12000 CGS).
5. Große mechanische Festigkeit.
6. Genügende Reaktanz (5%), die bei niedriger Periodenzahl (25) höher sein soll als bei hoher (60). Zu hohe Reaktanz wird andererseits vermieden, so daß man die drei Phasen mischt. Zur Erzielung größerer Drosselung wird die Drosselspule angeordnet.

Der Wirkungsgrad eines ruhenden Ofentransformators ist 97—99% (eines rotierenden 85—88%). In allen Fällen ist es zweckmäßig, sich an die Ratschläge erfahrener Transformatoren-Baufirmen zu halten.

Pufferung der Stromstöße.

Der Anschluß des Elektroofens an eine unabhängige Zentrale mit großer Leistung und ausgedehnter Reserve bietet den Vorteil, daß die Gießerei von der eigenen Kraft-erzeugung mit ihren Unsicherheiten unabhängig wird; außer erheblicher Ersparnis an angelegten Geldmitteln wird Unabhängigkeit von Mannschaft, Störungen, Brennstoffbeschaffung usw. erreicht. Für die Zentrale ist der Anschluß des Elektroofens als Großabnehmer auch für Überschußkraft, beispielsweise für Nachtstrom, erwünscht. Die erhebliche Beunruhigung des Netzes durch die Ofenstöße bietet jedoch mit Rücksicht auf empfindliche andere Abnehmer Schwierigkeiten. Infolgedessen stellt das Kraftwerk Bedingungen in bezug auf die obere Grenze augenblicklicher Überlastungen. Doch auch für die eigene Anlage ist vor allem eine Pufferung der heftigen Einschmelzstöße notwendig, die auf verschiedenen Wegen erreicht werden kann:

1. Durch richtige Anlage kann die Reaktanz der Sekundärseite derartig bemessen werden, daß man einen $\cos \varphi$ von 0,8—0,9 auch ohne Drosselspule erreicht, bei dem die Kurzschlußstöße nur etwa das Doppelte des Normalstromes sind.

2. Durch Erhöhung der Streuung im Transformator kann man die Stöße puffern; derartige Transformatoren sind jedoch groß und teuer; immerhin ist es zweckmäßig, die Streuung eines Ofentransformators über das gewöhnliche Maß zu erhöhen.

3. Der $\cos \varphi$ wird absichtlich verschlechtert durch Vorschalten einer Drosselspule vor den Ofentransformator, der ohne erheblich erhöhte Streuung gebaut ist. Die Drosselspule kann ganz oder durch Anordnung von Anzapfungen teilweise ausgeschaltet werden. Die größere Verschlechterung des $\cos \varphi$ nimmt das Kraftwerk für die kurze Dauer des Einschmelzens lieber in Kauf als die starken Stöße. Nach dem Einschmelzen treten keine heftigen Stöße mehr ein, so daß die Drosselspule ausgeschaltet wird.

4. Pufferung erfolgt ferner durch Umwickeln der Sekundärleitung auf eine kurze Strecke von 1—3 m mit Bandeisen von 2—3 mm Stärke und 15—25 mm Breite in Spiralen. Hierdurch entsteht ein induktiver Spannungsabfall, wodurch die Stromstöße aufgefangen werden; der Nachteil dieser einfachen und sehr billigen Anordnung ist, daß die Drosselung stets im Stromkreise ist, auch wenn sie nach dem Einschmelzen nicht mehr erforderlich ist.

5. Pufferung wird erreicht bei Dreiphasenstrom, indem man sekundär im Stern schaltet und den Nullpunkt an den Herd oder an eine vierte Oberelektrode anschließt. Ändert sich der Widerstand in einem Lichtbogen, so führt der Nulleiter den Ausgleichstrom. Puffernd wirkt bei dieser Anordnung auch der Einsatz und der leitende Boden.

6. Auch durch richtige Verteilung des Einsatzes können Stöße beim Einschmelzen wesentlich gedämpft werden; das Niederschmelzen soll so gleichmäßig erfolgen, daß die Lichtbogenlänge möglichst erhalten bleibt. Am besten ist eine regelmäßige Mischung kleiner, massiver Stücke mit kurzen Spänen; große sperrige Stücke werden rings an die Ofenwandungen gesetzt, die sich dann erst später in dem gebildeten Sumpf nach und nach lösen. Unerwünscht schnelles Eingraben der Elektroden in die Beschickung verhindert man, indem unmittelbar unter die Elektroden einige feste Schrottstücke eingesetzt werden.

Bei langen Spänen kann der Spannungsabfall derart groß werden, daß der Ofen zum Widerstandsofen wird; in diesem Falle ist eine erhebliche Verschlechterung des $\cos \varphi$ beobachtet worden.

Elektrodenreglung.

Schwankungen in der Leistungsaufnahme durch den Elektroofen sollen auf das mögliche Mindestmaß gebracht werden. Dies geschieht im Lichtbogenofen dadurch, daß die durch Spannung und Stromstärke bestimmte Lichtbogenlänge gleichbleibend erhalten wird; bei Kurzschlüssen müssen die Elektroden auf den verlangten Abstand gehoben und bei Lichtbogenunterbrechung gesenkt werden.

In der Leistungsformel für den Dreiphasen-Lichtbogenofen:

$$L = E \cdot J \cdot \sqrt{3} \cos \varphi$$

kann die Spannung praktisch als konstant angenommen werden; Schwankungen in der Leistungsaufnahme entstehen somit durch Änderungen in der Stromstärke, indem der Elektrodenabstand und damit der Ohmsche Widerstand im Lichtbogen wechselt. Da auch der $\cos \varphi$ sich proportional der Stromstärke ändert, erzielt man bei gleichbleibender Leistung konstante Kraftaufnahme durch den Ofen, wenn die Stromstärke auf gleichbleibende Stärke ständig nachgeregelt wird. Im ganzen Ofenstromkreis sind die Ohmschen und induktiven Widerstände der stromführenden Apparate und Leiter praktisch unveränderlich; veränderlich ist dagegen der Lichtbogenwiderstand, der durch den Elektrodenabstand bestimmt wird; regelt man diesen so, daß sich der Lichtbogenwiderstand nicht ändert, so bleibt die Stromstärke und damit die Leistungsaufnahme konstant; werden der Elektrodenabstand und der Lichtbogenwiderstand größer, so sinken die Stromstärke und die Leistungsaufnahme, während sie bei Verkürzung des Elektrodenabstandes und Verkleinerung des Lichtbogenwiderstandes steigen. Die Leistung wird also in diesem Fall durch Stromreglung gleichbleibend erhalten.

Leistungsreglung ist auch möglich, doch wird dadurch keine eindeutige Strom-einstellung erreicht, da nach Riecke¹⁾ bei ein und derselben Leistungszufuhr zwei verschiedene Stromstärken im Lichtbogen möglich sind; bei konstanter Spannung ist zur Erzielung gleichbleibender Leistung und Stromstärke also Stromreglung erforderlich²⁾.

Die Elektroden mit ihren Tragvorrichtungen werden durch Vermittlung von Zahnstangen, Spindeln, Wellen usw. bewegt, bei kleinen Öfen nur durch Handbedienung, bei mittleren und großen Öfen durch elektrische und hydraulische Motore, die entweder von Hand oder selbsttätig geschaltet werden. Bei der Größe der zu bewegenden Massen sind die Anforderungen an die selbsttätigen Regeleinrichtungen groß.

Ein guter Elektrodenselbstregler soll folgende Forderungen erfüllen:

1. Jede Elektrode muß für sich unabhängig von den anderen regelbar sein.
2. Der Wechsel zwischen selbsttätiger Reglung und Reglung von Hand muß schnell und einfach durchführbar sein. Die Handreglung muß sowohl bei als ohne Ofenspannung möglich sein. Die Einstellbarkeit der selbsttätigen Reglung auf beliebige Höhe der konstant zu erhaltenden Leistung muß möglich sein.
3. Die Selbstreglung muß empfindlich sein, ohne daß starkes Überregulieren eintritt; die bewegten Massen müssen nach der Einstellung baldigst zur Ruhe kommen.
4. Das Einregulieren auf die eingestellte Leistung muß schnellstens erfolgen. Elektrodengeschwindigkeit bis 7 m/min.
5. Die Regeleinrichtungen müssen dem rauhen Schmelzbetrieb angepaßt sein und auch bei geringster Wartung sicher arbeiten. Elektromotore sollen vollkommen eingekapselt, mit Kugellager versehen und sehr kräftig gebaut sein.
6. Das Überschreiten einer eingestellten Höchst- und Tiefststellung der Elektroden muß unmöglich sein (Endschalter).
7. Bei Ausbleiben der Ofenspannung dürfen die Elektroden nicht sinken; sie müssen auch dann in ihrer Lage verharren oder besser sich aufwärts bewegen.

Die Selbstregler haben erhebliche Vorteile, sobald beim Einschmelzen ein Tümpel flüssiges Eisen unter den Elektroden entstanden ist; sie bringen weitgehende Unabhängigkeit von der Bedienungsmannschaft und Energieersparnis durch Dämpfung unwirtschaftlicher Spitzen.

Man unterscheidet rein elektrische und elektrisch-hydraulische Regeleinrichtungen. Bei den ersteren erfolgt die Elektrodeneinstellung durch die Wirkung eines Elektrodewindenmotors, dessen Umdrehung in dem einen oder anderen Drehsinn durch die Änderungen des Lichtbogens beeinflußt wird, sobald der eingestellte Energiewert über- oder unterschritten wird. Die Beeinflussung des Windenmotors kann durch ein auf

¹⁾ Vgl. E. Riecke, „Arbeitsweise von Lichtbogenelektroöfen“. Stahlwerksausschußbericht Nr. 102.

²⁾ S. Schey, „Elektrodenreguliervorrichtungen der AEG für Lichtbogen-Elektrostahlöfen“. AEG-Mitt. 1926. Heft 7. S. 248/258.

verschiedene Leistungen einstellbares Relais erfolgen, das durch den Ofenstrom erregt wird. Der Windenmotor kann bei entsprechender Bauart auch durch Fremderregung der Ankerspannung gesteuert werden, wobei der Vorteil entsteht, daß die Reguliergeschwindigkeit mit der Größe der Abweichung zunimmt.

Bei der elektrohydraulischen Regeleinrichtung erfolgt die Verstellung der Elektrode durch die Bewegung eines Plungerkolbens in einem Druckwasserzylinder (2—5 at Wasserdruck). Der Wasserzu- oder -ablauf im Druckzylinder wird bei der AEG-Bauart¹⁾ durch elektrohydraulische Ventile erreicht, die durch die Änderungen im Stromkreis im einen oder anderen Sinne betätigt werden und den Wasserzutritt freigeben oder schließen. Die Reguliergeschwindigkeit nimmt zu mit der Größe der Stromabweichung, indem die Ventile mehr geöffnet werden. Die Ventile können sowohl auf die als konstant verlangte Leistungszufuhr eingestellt werden, als auch auf die Reguliergeschwindigkeit, letzteres, indem veränderlich einstellbare Federkräfte auf das Stromrelais wirken. Die Elektrodenaufwärtsbewegung erfolgt durch den Wasserdruck, die Abwärtsbewegung im Betrieb durch das Eigengewicht der Elektrode. Um ein Sinken der Elektrode auf tiefste Stellung und Eintauchen ins Bad bei Spannungsloswerden des Ofens zu verhindern, muß eine besondere Selbsthemmung vorgesehen werden; ebenfalls muß durch besondere Einrichtung der Übergang von Selbstreglung auf Handreglung ermöglicht werden²⁾.

Durch die Selbstregler werden Schwankungen der Leistungsaufnahme unter Einschränkung der Verluste stark gedämpft und das Abreißen des Lichtbogens verhindert.

Erwähnt seien hier amerikanische Betriebsbeobachtungen, nach denen der Lichtbogen bei 60 Perioden weniger leicht abreißt als bei 25 Perioden; die Unterbrechungen sind daher seltener bei hoher Periodenzahl, so daß die Schmelzungsdauer kürzer und der Kraftverbrauch je Tonne Guß geringer ist.

Die Schaltungsanlage.

Nach dem Eintritt der Starkstromleitung in den Umformerraum werden in der Regel zwei Unterbrechungsmöglichkeiten vorgesehen, ehe der Strom zum Transformator gelangt. Die erste befindet sich unmittelbar hinter dem Eintritt und besteht aus von Hand bedienten Lufttrennmessern für jede Phase. Vor Inbetriebsetzung der Anlage werden diese zuerst eingelegt; nach ihrem Herausnehmen ist die gesamte Anlage einschließlich der Anzeigeeinstrumente stromlos. Hinter diesen Schaltern werden die verschiedenen Abzweigungen für die Anzeigeeinstrumente angeordnet, und dann folgt die zweite Unterbrechungstelle, die als Ölschalter ausgebildet wird; durch dessen Betätigung werden die Drosselspule, der Transformator und der Ofen abgehängt. Das Schalten geschieht entweder willkürlich von Hand oder bei Überlastungen selbsttätig; zur Sicherung der ganzen Anlage gegen die verhältnismäßig häufigen Unterbrechungen werden die Schaltflächen und Kupfermassen dieses „Ofenschalters“ besonders groß bemessen und das Ganze in Öl gesetzt. Der beim Schalten im Öl entstehende Lichtbogen ist sehr klein. Zur Erleichterung der Überwachung ist der Kasten mit dem Öl durch einfachen Hebel sofort senkbar, so daß der Schalter frei liegt. Das Öl muß dünnflüssig, rein, wasser- und säurefrei sein. Die Selbstbetätigung des Ölschalters erfolgt durch Überstromauslöser, die meist direkt wirkend sind. Die Einstellung für Höhe und Dauer der Überlastung kann durch Zeitauslöser willkürlich geändert werden, damit der Ölschalter eine gewisse Überlastung durchhält und erst nach bestimmter Zeit ausschaltet; starke Überlastungen sollen aber ein sofortiges Ausschalten bewirken. Sich schnell wiederholende kleine Stöße, besonders während des Einschmelzens, sollen dagegen keine Auslösung verursachen. Nach jedem Kurzschluß beginnt die Auslösevorrichtung wieder von neuem zu arbeiten, so daß der Normalzustand zwischen zwei Kurzschlüssen sehr schnell wieder erreicht sein muß. Die Kontaktflächen müssen häufig auf Sauberkeit und anhaftende geschmolzene Metallkügelchen untersucht werden.

¹⁾ Vgl. Schey, a. a. O.

²⁾ Selbstregler bauen u. a. Brown, Boveri & Cie. in Baden (Schweiz), Arca-Regler, A.-G., Berlin W 9, Bergmann, AEG., Siemens und die Schnellregler G. m. b. H. Düsseldorf-Oberkassel.

Behandlung der elektrischen Anlage im Betrieb.

Der Transformator-, Schalter- und Instrumentenraum muß sauber und staubfrei gehalten werden. Dies wird in einfachster Weise dadurch erreicht, daß in dem betreffenden Raum durch einen kleinen Ventilator (beispielsweise von 3 m³ Luft je Sekunde) Überdruck geschaffen wird.

Sämtliche Verbindungen müssen von Zeit zu Zeit nachgezogen und in größeren Zeitabständen blank gemacht werden. Staub wird durch einen Handblasebalg entfernt. Schrauben lockern sich mit der Zeit durch Stöße und Vibrieren trotz Gegenmuttern. Das Öl muß ebenfalls periodisch ausgekocht und filtriert werden. Wasserleitungen sind von Kesselstein zu reinigen. Unterbrechungen sämtlicher Kühlwasserleitungen auf eine kleine Strecke sind erforderlich zur Beobachtung des durchfließenden Wassers.

Nutzleistung der Zentrale.

Um eine ungleichmäßige Leistungsentnahme auszugleichen, ist es für das Kraftwerk vorteilhaft, den Ofen an eine reichlich bemessene Sammelschiene zu hängen. Steht jedoch nur eine Einzelmaschine zur Verfügung, so muß diese wegen der Ofenstöße auf doppelte Überlastbarkeit bemessen sein, wodurch sich bei der hohen installierten Leistung eine geringe Nutzleistung für die Zentrale ergibt. Die am Ofen tatsächlich ausgenutzte Leistung wird dann durch den sogenannten Nutzleistungsfaktor zum Ausdruck gebracht. Der Ofen sei beispielsweise 650 Stunden je Monat in Betrieb und entnimmt in dieser Zeit 325 000 kWst von der Zentrale mit einer Spitzenleistung derselben von 1100 kW; dann ergibt sich ein Faktor zu:

$$\frac{325\,000}{1100 \times 650} \cdot 100 = \text{rd. } 45\%$$

Wird der Generator während der Ofenpausen und in der Nacht nicht ausgenutzt, so sinkt der Faktor weiter.

In Deutschland werden häufig nur die tatsächlich gelieferten Kilowattstunden mit einem festen Preis je Kilowattstunde bezahlt unter Verpflichtung zur Entnahme einer vereinbarten Mindestzahl. Auch ist die in Amerika übliche Verrechnungsart in Anwendung, wo der Kraftvertrag so abgeschlossen wird, daß auch eine nach oben begrenzte zur Verfügung stehende Leistung mit einem bestimmten Preis je kW vereinbart wird; außerdem wird für die nun tatsächlich verbrauchten Kilowattstunden eine weitere Entschädigung je Kilowattstunde bezahlt, die häufig so gestaffelt ist, daß eine Verbilligung mit steigendem Verbrauch eintritt. Nach Ablauf der Vertragszeit ergibt sich aus der Summe der Zahlungen für die zur Verfügung gestellte Energiemenge in kW und den Verbrauch an Kilowattstunden der endgültige Preis, aus dem nach Division durch die Anzahl der verbrauchten Kilowattstunden der tatsächliche Kilowattstundenpreis folgt. Je weniger Kilowattstunden verbraucht wurden, um so höher steigt der endgültige Kilowattstundenpreis; im gleichen Sinne sinkt der Nutzleistungsfaktor. Für den Ofenfachmann kommt es nun darauf an, den Stromvertrag so abzuschließen, daß er einerseits eine seiner Ofengröße genügende Leistung zur Verfügung hat, daß er aber vor allem das günstigste Verhältnis zwischen dieser und der tatsächlich nutzbar zu machenden Leistung erreicht, daß also der Nutzleistungsfaktor möglichst hoch wird¹⁾.

Andererseits können die zu treffenden Entscheidungen durch die übrigen Verhältnisse in der Gießerei beeinflusst werden. Beispielsweise ist der Fall häufig, daß durch Abgießen nur am Tage wesentliche Ersparnisse erzielt werden können. Um hierbei eine möglichst hohe Erzeugung aus einer kleinen Ofeneinheit herauszuholen, muß eine hohe Leistung zur Verfügung stehen (Hochleistungsöfen), die jedoch sehr schlecht ausgenutzt wird; der Leistungsfaktor wird niedrig und der Kilowattstundenpreis hoch; doch werden im Gießereibetrieb insgesamt derartige Ersparnisse gemacht, die den nun

¹⁾ Vgl. auch die Beispiele im Abschnitt „Neuere Entwicklung“ S. 362/364.

teuren Ofenbetrieb rechtfertigen. Hieraus ergibt sich, daß man bei der Beurteilung der jeweiligen Verhältnisse nicht nur den Ofenbetrieb allein sieht, sondern stets die wirtschaftlichste Einordnung desselben in die gesamte Gießerei.

Der elektrische Teil der Induktionsöfen.

Der Primärstrom kommt in der Regel mit einer so hohen Periodenzahl (50—60) zur Übertragung, daß nur kleine Öfen bis etwa 3 t Einsatz ohne zu große Verschlechterung des Leistungsfaktors damit arbeiten können (vgl. auch S. 349 ff.). Die für große Öfen erforderliche geringe Periodenzahl muß durch rotierende Umformer hergestellt werden. Diese Umformergruppe besteht aus einem an das Primärnetz angeschlossenen Motor, der direkt gekuppelt ist mit einer zweckmäßig gebauten Dynamo zur Lieferung von Strom mit niedriger Frequenz; ein größerer Energieverlust bis zu 15% läßt sich hierbei nicht vermeiden. Stehen eigene Stromliefermaschinen zur Verfügung, so erfolgt die Spannungsregelung unmittelbar an diesen durch Fernsteuerung vom Ofen her. Da der Induktionsofen stoßfrei arbeitet, sind die beim Lichtbogenofen erforderlichen Schutzvorrichtungen entbehrlich.

Nach von Keil und Rohland¹⁾ beträgt der elektrische Nutzeffekt eines Röchling-Rodenhauser-Ofens beim flüssigen Einsatz 60%. Die 40% Verlust verteilen sich: Umformer- und Leitungsverluste 15%, Kupferverluste des Transformators 19%, Ventilatorverlust (Kühlung) 6%. Demgegenüber hat der Lichtbogenofen einen Nutzeffekt von 86% bei rund 3% Kupferverlust, 5—7% Leitungs- und Kontaktverluste und 4% Elektrodenwiderstandsverlust.

Kippbare Öfen werden an den Ofentransformator von unten durch biegsame Bänder oder Kabel angeschlossen. Die Leistungszufuhr und damit die Temperaturregelung des Bades erfolgt durch Spannungsänderungen primär, wodurch sekundärseitig eine Stromänderung bei gleichbleibender Spannung eintritt. Bei unmittelbarem Anschluß an das Netz sind dann besondere Spannungsregler vorgesehen, deren Bauart einfach ist und deren Anzapfungen durch Stufenschaltung betätigt werden.

Allgemeines über die Anwendung der elektrischen Erhitzungsarten.

Die verschiedenen elektrischen Erhitzungsarten haben ihre kennzeichnenden Eigentümlichkeiten, die bei der Wahl einer Ofenart in Anpassung an die Eigenschaften der zu verschmelzenden Legierungen und Metalle und an die örtliche Verschiedenheit des Schmelzbetriebes berücksichtigt werden müssen. Ganz allgemein sind vor allem folgende Punkte maßgebend:

1. Die physikalisch-chemischen Eigenschaften des Einsatzes in bezug auf Wärmeleitfähigkeit, Schmelzpunkt, latente Schmelzwärme, spezifische Wärme, Verdampfungspunkt, chemische Zusammensetzung usw.
2. Die Metallurgie der Arbeitsweise, fester oder flüssiger Einsatz, Schlacken- und Legierungsarbeiten, Überhitzen, Abstehenlassen usw.
3. Das Gießprogramm und die Betriebsweise (unterbrochen oder fortlaufend), dünnwandiger Guß usw.
4. Höhe der Erzeugung.
5. Die Verhältnisse des Kraftwerkes und der Einfluß des Ofens auf dieselben.

Je näher der Lichtbogen mit den außerordentlich hohen Temperaturen des verdampfenden Kohlenstoffes dem Einsatz kommt, um so größer wird die örtlich konzentrierte Schmelzwirkung. In unmittelbarer Berührung bei direkter Lichtbogenbeheizung tritt Gefahr örtlicher Überhitzung ein, der durch Wärmeableitung auf benachbarte kältere Beschickungsteile oder durch Badbewegung entgegen gewirkt wird. Die direkte Licht-

¹⁾ O. v. Keil u. W. Rohland, Bilanz eines Elektrostahlhofens, Bauart Röchling-Rodenhauser. Stahleisen 1923. S. 1095/1102.

bogenbeheizung soll nur angewendet werden bei Metallen und Legierungen mit hohem Schmelzpunkt, großer latenter Schmelzwärme, hohem Verdampfungspunkt, großem Abstand zwischen Schmelzpunkt und Verdampfungspunkt, bei guter Wärmeleitfähigkeit in flüssigem und festem Zustande oder bei starker Badbewegung. Die Eigenschaften des Eisens erlauben die direkte Lichtbogenbeheizung; immerhin kann örtliche Überhitzung um so eher eintreten, je größere Energiemengen in der Zeiteinheit zugeführt werden. Starke Überhitzung beeinflusst die Entgasungsvorgänge nachteilig, da überhitztes flüssiges Metall Gase begierig aufnimmt, die beim Erstarren wieder abgegeben werden und blasigen Guß verursachen können. Diese Gefahr ist bei Stahlguß um so größer, als auch der Siedepunkt des Siliziums niedrig liegt (1480°); so kann der Fall eintreten, daß das verbleibende Silizium nicht mehr zur Bindung der beim Erstarren freiwerdenden großen Gasmengen genügt¹⁾. Hierin liegt zweifellos ein Nachteil bei Verwendung großer Ofeneinheiten in Gießereien, in denen viele leichte und dünnwandige Stücke vergossen werden und das Abfassen des hoch erhitzten flüssigen Eisens aus dem Ofen unter Strom sehr lange dauert. Bei kleinen Einsätzen ist daher auch die indirekte Lichtbogenbeheizung gerechtfertigt, während von mittleren Einsätzen ab direkte Lichtbogenbeheizung nötig wird. Bei kleinen Öfen mit direkter Lichtbogenbeheizung kommt man mit einer Heizquelle (Girod) aus, während in mittleren und größeren Öfen mehrere Heizquellen zur weitgehenden Verteilung der zugeführten Wärmemenge erforderlich sind. Je größer die in den einzelnen Lichtbogen zugeführte Wärmemenge ist, um so mehr müssen diese jedoch zur Ofenmitte zusammengerückt werden, damit die Zustellung nicht zusammengeschmolzen wird. Dieser Gesichtspunkt kommt in den neuzeitlichen Hochleistungsöfen zur Anwendung. Möglichste Wärmeverteilung durch flammenartige Form eines beweglichen Lichtbogens wird im neuen russischen Drehlichtbogenofen angestrebt (vgl. Abschnitt neuere Entwicklung S. 372/373).

Bei vielseitigem Gießprogramm mit verschiedenen Eisen- und Stahlsorten sind Lichtbogenöfen den Induktionsöfen überlegen, da ein beliebiger Wechsel leicht durchführbar ist. Der Induktionsofen eignet sich hierzu weniger, da zur Erhaltung des Sekundärstromes ein Sumpf von der vorhergehenden Schmelzung zurückbleibt.

Für unterbrochenen Betrieb mit kleiner Erzeugung ist der Strahlungssofen deswegen günstig, weil das Vorwärmen des Herdes sehr einfach und unabhängig vom Einsatz erfolgt und der Kraftverbrauch hierfür durch die niedrige Wärmespeicherung der geringen Zustellungsmasse mäßig ist. Für durchgehenden Betrieb dagegen verdient der direkte Lichtbogenofen durchwegs den Vorzug.

Beim Pfannengießen zieht man große Einheiten vor, beim Tiegelgießen aus dem Ofen kleinere, da die Bedienung des Ofens beim Kippen bei letzteren sicherer ist und daher die Gefahr für die Arbeiter und Verluste durch Verspritzen geringer wird. Zum Einschmelzen von festem Einsatz kommen im Gießereibetrieb nur Lichtbogenöfen in Betracht, und zwar für kleinere Einsätze Strahlungsöfen und für größere direkte Lichtbogenöfen.

Für Schlackenarbeiten eignet sich der direkte Lichtbogenofen am besten, da hier stärkste Überhitzung der Schlacke gegenüber dem Metall und somit größte Reaktionsfähigkeit derselben erreicht wird. Am ungünstigsten ist der Induktionsofen, da die Schlackendecke ihre Wärme durch Leitung von dem ihr gegenüber überhitzten Metall erhält; er kommt daher nur zum „Abstehenlassen“ zur Anwendung.

Für Legierungsarbeiten muß hohe Temperatursteigerung durchführbar sein; günstig ist zusätzliche Beheizungsmöglichkeit vom Herdboden her bei guter Badbewegung durch die motorische Wirkung des Stromes.

In elektrischer Beziehung arbeiten die Induktionsöfen bei gleichmäßiger Belastung am ruhigsten, am unruhigsten die direkten Lichtbogenöfen bei festem Einsatz, da der Lichtbogen durch die ständigen Veränderungen des in dem Stromkreis befindlichen Einsatzes stark beeinflusst wird. Dies ist besonders bei den Öfen mit wagerechtem Stromweg der Fall. Selbst bei überlastungsfähigen Netzen sind daher Drosselpulen und nach

¹⁾ Siehe auch W. Claus, Die Desoxydationsvorgänge und die Desoxydationsmittel der Nicht-eisenmetalle. Gieß.-Zg. 1925. S. 557/565.

dem Einschmelzen selbsttätige Elektrodenregler am Platze, während dies bei Strahlungsöfen nicht so nötig ist; bei den Strahlungsöfen ist das Abreißen des Lichtbogens beim Öffnen der Ofentüre eine unangenehme Erscheinung.

Die indirekten Lichtbogenöfen mit frei brennendem Lichtbogen arbeiten im allgemeinen in bezug auf Kraft- und Elektrodenverbrauch und in bezug auf Haltbarkeit der Zustellung und des Gewölbes nicht so günstig wie direkte Lichtbogenöfen. Besonders der feuerfeste Baustoff wird stark durch die freie Strahlung des Lichtbogens beansprucht, während der direkte, niedrig gespannte Lichtbogen zwischen der überstehenden Elektrode und der Vertiefung, die durch seine Blaswirkung in der Schlackendecke entsteht, sozusagen eingeschlossen wird, wodurch die unmittelbare Strahlung auf die Zustellung stark vermindert wird.

Die Zustellung.

An die Zustellung der Elektroöfen werden hohe Anforderungen gestellt, so daß der Baustoff vor allem folgende Eigenschaften haben sollte; geringe Wärmeleitfähigkeit, hoher Widerstand gegen den Angriff durch Metall und Schlacke, geringe Beeinflussung durch Betriebsunterbrechungen und die dadurch verursachten häufigen und starken Temperaturschwankungen, hoher Erweichungspunkt und Schmelzpunkt, geringe Volumenänderungen bei großen Temperaturbereichen.

Die heute üblichen feuerfesten Baustoffe erfüllen diese Anforderungen nur teilweise. Die größten Verluste entstehen durch die Wärmeleitfähigkeit, zumal befriedigende Wärmeisolistoffe im Elektrofenbau selten in Anwendung sind. Die Wärmeverluste können durch dickere Wandungen nicht vermieden werden; die strahlende Oberfläche des Ofenkörpers wird mit steigender Masse der Zustellung bei gleichbleibendem Einsatz größer. Auch nimmt das Wärmeaufnahmevermögen zu, besonders im unterbrochenen Betrieb sind dann zur Aufheizung der Zustellung bis zum Gleichgewichtszustand erhebliche Energiemengen nötig¹⁾. Das für direkte Lichtbogenöfen übliche Verhältnis von Zustellung zum Einsatz ergibt sich aus der Zusammenstellung und den Kurven der Abb. 382.

Die Wahl der Baustoffe für die Zustellung richtet sich nach der Art der Schmelzföhrung, die durch das Verhältnis von Basen zu Säuren in der Schlacke bestimmt wird.

Die Ofenzustellung besteht aus dem Herd, den Seitenwänden und dem Gewölbe. In allen Fällen ist es erforderlich, daß die Zustellung zum mindesten bis wenig über die Schlackenzzone sich dem Charakter der Schlacke anpaßt. Beim basischen Betrieb ist daher die Zustellung basisch, während sie beim sauren Betrieb sauer ist. In der Praxis werden der Herd und die Wände bis zum Gewölbe — letzteres wird fast stets sauer ausgeführt²⁾ — meistens einheitlich basisch oder sauer zugestellt; seltener reicht beim basischen Betrieb die basische Zustellung nur wenig über die Schlackenzzone hinaus, während die Wände sauer hoch gezogen werden, am besten durch Mauern in Silikasteinen; in diesem Falle ist die Einschaltung einer metallurgisch neutralen Trennschicht aus Chromeisenerz zwischen dem basischen Herd und der sauren Wandung erforderlich, da anderenfalls

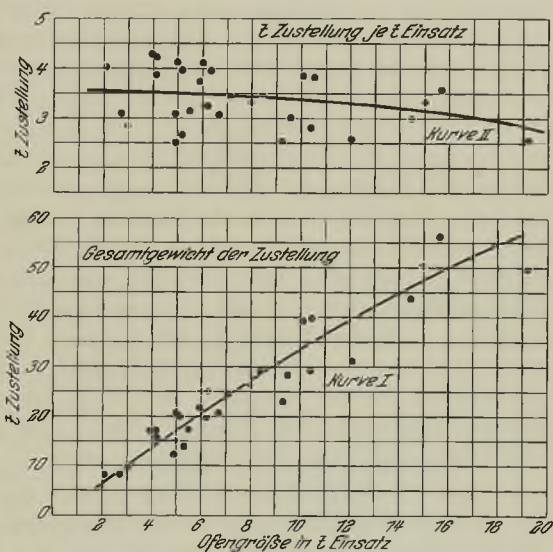


Abb. 382. Zustellungsgewicht und Einsatz.

¹⁾ Vgl. hierzu C. Schwarz, „Berechnungsart des Speichervermögens einseitig beheizter Ofenwände“. Stahlwerksausschußbericht Nr. 112.

²⁾ Vgl. S. 386; s. a. die einschlägigen Ausführungen über den Bau von Siemens-Martin-Öfen S. 209 ff.

durch Verschlackung in unmittelbarer Berührung zwischen basischen und sauren Baustoffen ein starkes Einfressen an der Berührungstelle erfolgt, so daß ein frühzeitiges Einstürzen der unterhöhlten Wände eintritt.

Die Zusammensetzung des Chromeisenerzes schwankt in weiten Grenzen: 12 bis 17% FeO, 35–38% Cr₂O₃, 4–26% Al₂O₃, 3–25% MgO, 1–14% SiO₂. Das Erz wird auf Haselnußgröße gebrochen; Bindefähigkeit wird erreicht durch Zumischen von 5% gebranntem Kalk- oder Dolomitmehl und Anfeuchten mit Wasser. Verwendet man Teer als Bindemittel für das Chromerz, so kann bei hohen Temperaturen eine Reduktion durch den Kohlenstoff zu Ferrochrom eintreten, was zur Erhöhung der Festigkeit der Zustellung erwünscht sein kann; die Gefahr der Chromaufnahme durch das Eisen ist dann jedoch vorhanden.

Als Baustoff für basische Zustellung ist Dolomit oder Magnesit in Anwendung. Aus dem Rohgestein wird im Brennofen zunächst bei verhältnismäßig niedriger Temperatur die Kohlensäure ausgetrieben (kaustischer Dolomit oder Magnesit), worauf bei hoher Temperatur das eigentliche Sintern erfolgt (totgebrannter Sinterdolomit oder Magnesit)¹⁾. Durch das Totintern soll das Brenngut möglichst widerstandsfähig gegen den Einfluß der Luft gemacht werden. Besonders bei Magnesit steigert man die Sinter-temperatur ganz erheblich; sogar Schmelzmagnesit hat man versucht, ohne daß die erzielten Ergebnisse die Mehrkosten gegenüber dem Sintermagnesit rechtfertigten. Der im Stahlwerksbetrieb übliche Sinterdolomit hat im allgemeinen die Fähigkeit der Aufnahme von Feuchtigkeit und Kohlensäure noch nicht verloren, so daß er durch die Einwirkung der Luft und des Regens zerfällt, während Sintermagnesit gegen Feuchtigkeit unempfindlicher ist. Niedrig gebrannter kaustischer Magnesit nimmt stets Wasser schnell auf und bindet mit großer Härte ab. Sintermagnesit empfiehlt sich im Schmelzbetrieb besonders bei unterbrochenem Schmelzen, wo die Zustellung häufigen, starken Temperaturschwankungen unterworfen ist; auch bei längerem Stehen zerfällt ein in Betrieb gewesener Magnesitherd nicht sobald wie ein Dolomitherd. Muß der Ofen abgestellt werden, so versucht man das Zerfallen durch einen Überzug von heißem Teer zu verhindern. Der Sinterdolomit oder Magnesit wird in Backenbrechern auf die richtige Korngröße gebrochen, die für Magnesit feiner ist (Erbsen- bis Haselnußgröße) und für Dolomit gröber (Haselnuß- bis Walnußgröße). Eine gewisse Menge pulverförmiges Brechgut soll regelmäßig verteilt vorhanden sein.

Der feuerfeste Baustoff muß nun in die verlangte Herdform gebracht werden, was entweder durch Aufstampfen der plastischen Masse oder durch Einschweißen mit Hilfe des Lichtbogens geschieht. Als Bindemittel verwendet man bei Dolomit ausschließlich wasserfreien Stahlwerksteer; sowohl der Dolomit als auch der Teer werden vor dem Vermischen gut angewärmt; das Mischen erfolgt von Hand oder bei größeren Mengen in maschinell betriebenen Mischeranlagen.

Auch bei Verwendung von Magnesit wird die Plastizität meistens durch Zusatz von 8–10% wasserfreiem Stahlwerksteer erreicht. Sehr scharf gebrannter Sintermagnesit allein eignet sich auch bei hohem Gehalt an feinen pulverförmigen Teilchen nicht für die Herstellung der plastischen Stampfmasse mit Teer, da er die Leichtöle des Teers nicht aufsaugt und daher mit diesem nicht abbindet. Die Folge ist, daß eine mühsam aufgestampfte Zustellung beim Anwärmen in sich zusammenrutscht; der Teer wird bei hoher Temperatur vor der Verkokung wieder dünnflüssig. Man setzt daher der Mischung Stoffe zu, die die Abbindung verursachen, z. B. alten, aus einem abgebrochenen Herd stammenden Magnesit, kaustischen Magnesit (10%), etwas zerfallenden Dolomit, pulverförmigen gebrannten Kalk (4–5%) usw. Bewährt hat sich auch ein Gemisch von 4 Teilen Sintermagnesit und 1 Teil Siemens-Martinschlacke unter Zusatz von 8–10% Teer. Bei einer Mischung von gut gebranntem Sintermagnesit und pulverförmigem kaustischem Magnesit genügt auch ein Anfeuchten mit Wasser²⁾, um nach dem Aufstampfen und Trocknen eine feste Masse zu erhalten. Ein gutes Bindemittel, auch für Sintermagnesit

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 568.

²⁾ Beim Anfeuchten ist Vorsicht geboten; vgl. Stahleisen 1927. S. 923.

allein, ist Wasserglas. Die noch feuchte Masse muß sofort aufgestampft werden, da sie beim Trocknen sehr schnell fest wird; im Betrieb sintern dann die Magnesitkörner durch Verschlacken mit dem Wasserglas oberflächlich zusammen. Zum Herdflicken verwendet man auch eine mit Wasser angefeuchtete Mischung von Magnesit und Kalk.

Bei Ausführung der Zustellung wird auf den Boden des äußeren Ofengehäuses eine Schicht Schamottesand, Körnermagnesit oder ein dicker Schamotte- oder Magnesitbrei gebracht, worauf eine Rollschicht Schamottesteine möglichst fugenlos gesetzt wird. Die Fugen werden mit dünnem Mörtel dicht ausgegossen. Darüber werden je nach Ofengröße 1–2 Flachlagen Magnesitsteine gelegt, die vorher in heißen Teer oder in Wasserglas getaucht werden; Ausgießen mit einem Brei aus dünnflüssigem Teer und Magnesitmehl oder mit Wasserglas oder Ausfüllen der Fugen mit trockenem Magnesitmehl ist zu empfehlen. Bei kleinen Öfen ist es mitunter üblich, die Seitenwände auf der Bodensteinebene ebenfalls mit Magnesitsteinen bis zum Gewölbe aufzumauern. Das gebräuchlichste Verfahren ist jedoch das einheitliche Aufstampfen des Herdes und der Seitenwände mit Teer-Dolomit- oder Teer-Magnesit-Mischung. Mancherorts wird die Herdform durch Mauern in Steinen weitgehend fertig gestellt, so daß nur eine verhältnismäßig dünne Lage der Teermischung eingestampft zu werden braucht. Das Aufstampfen geschieht in der auch beim Siemens-Martin-Ofenbetriebe üblichen Art und Weise entweder von Hand oder mit Preßluftstampfern unter Verwendung von Schablonen aus Holz oder Eisenblech¹⁾. Zweckmäßig ist die Einschaltung einer Schicht wärmeisolierender Stoffe zwischen dem Eisenmantel und der Zustellung. Türschwellen, Türpfeiler, Türgewölbe und Abstich werden am besten in Stein gemauert, bei basischem Betrieb in Magnesit. Das Verhältnis des ganzen Ofenkörpergewichtes zum Einsatz ist bei kleinen Öfen 6 : 1 und bei großen 3 bis 2 : 1. Getrocknet wird durch allmählich gesteigertes Koks- oder Holzfeuer unter Windzufuhr von außen oder durch den natürlichen Zug bei offenen Türen und Elektrodenöffnungen, später durch den Lichtbogen, der zwischen auf den Herd geworfenen Koks- oder Elektrodenstücken überspringt. Der Herd kann schließlich auch noch regelrecht mit aufgesetzter Schlacke eingeschweißt werden.

Die Zustellung des Induktionsofens ist praktisch dieselbe. Als Herdschablone verwendet man bei diesem auch in entsprechende Form gegossene Eisenringe, die nach dem Anheizen einfach mit eingeschmolzen werden.

Das lagenweise Aufschweißen des Magnesitherdes mit dem Lichtbogen ist umständlich und dauert lange, liefert jedoch sehr gute Ergebnisse. Der zur Lichtbogenbildung erforderliche geschlossene Stromkreis wird dadurch erreicht, daß auf den Bodensteinen Pfeiler in Magnesitsteinen mit Wasserglas errichtet werden, auf diesen werden untereinander gut verbundene Elektroden wagerecht gelagert, zu denen die Lichtbogen von den eigentlichen senkrechten Ofenelektroden überspringen. Die wagerechten Verbindungselektroden liegen etwas höher über den Bodensteinen auf den Pfeilern, als die Dicke des fertigen, eingeschweißten Herdes beträgt. Es wird allmählich getrocknet, mit dem Lichtbogen auf Rotglut vorgewärmt, wobei einige Schaufeln S.M.-Schlackenmehl über die Bodensteine regelmäßig verstreut werden, deren Fugen sich durch die verflüssigte Schlacke schließen; darauf wird eine 10–15 mm dicke Lage Körnermagnesit gleichmäßig über die Bodensteine verteilt. Der Magnesit hat zweckmäßig einen Zusatz von Martinschlackenmehl im Verhältnis 6 : 1 bis 12 : 1. Das Fortschreiten der Sinterung wird an kleinen Proben beobachtet, die mit einer entsprechend geformten Schaufel von Zeit zu Zeit entnommen werden; wird die Masse zu weich, so enthält sie zuviel Martinschlacke; man setzt Körnermagnesit nach. Tritt Schweißen nicht ein, so wird eine entsprechende Menge Martinschlackenmehl in kleinen Mengen mit der Schaufel gleichmäßig über die Lage verstreut. Nach dem Einsintern der ersten Schicht werden weitere Lagen nach und nach in gleicher Weise aufgeschweißt, wodurch ein außerordentlich fester und gleichmäßiger Herd entsteht.

In Europa ist dieses allmähliche Aufschweißen des basischen Herdes nicht üblich, da man auch gute Ergebnisse mit dem Aufstampfen des Herdes und der Wände in

¹⁾ Vgl. S. 210.

Teer-Dolomit- oder -Magnesitmischung erzielt bei vorsichtigem Verkoken des Teeres, wobei dann sofort nach Reinigen des Herdes losgeschmolzen wird.

Die Herstellung der sauren Zustellung ist grundsätzlich ähnlich der des basischen Ofens und geschieht entweder durch Aufstampfen oder durch Aufschweißen. Auf den Boden des Ofengehäuses kommt eine oder mehrere Lagen Silikasteine, die unter Verwendung von möglichst wenig Ton als Mörtel im Verband gesetzt werden; dabei wird durch Einlegen von Papier oder dünnen Holzplättchen reichlich für Dehnungsfugen gesorgt, da der saure Stein mit steigender Temperatur stark wächst. Die Herdsteine werden mit einem dicken feuerfesten Mörtel aus Sand und Wasserglas überstrichen, wodurch sich die Fugen schließen. Ehe der Mörtel getrocknet ist, wird der Sand für die weitere Zustellung eingeschauft, wodurch eine innige Verbindung zwischen diesem und den Bodensteinen entsteht. Bei größeren Öfen ist es auch üblich, unmittelbar auf den Boden des Ofengehäuses eine Rollschicht Schamottesteine zu setzen, wie beim basischen Ofen. Die Wände werden fast stets vollständig in Silikasteinen mit Dehnungsfugen gemauert und nur bei kleinen Öfen billiger ganz hoch gestampft. Als Rohstoff zur Herstellung des Herdes dienen gebrochener Quarz, Quarzsand oder zerkleinerte Silikasteine mit 98,5% SiO_2 . Das Brechgut soll halb und halb Pulver und Körner bis zu 10 mm haben; ist mehr Pulver vorhanden, so setzt man Silikasteinbrocken von 20 mm zu.

Soll der Herd aufgestampft werden, so stellt man eine Mischung von 12–15 Teilen Sand oder Quarzbrocken und 1 Teil fein gemahlenem Ton her und feuchtet mit Wasser an, oder man macht den Sand durch Zusatz von möglichst wenig Wasserglas plastisch. Das Aufstampfen erfolgt in Lagen von etwa 70 mm Stärke. Nach dem Aufsetzen des Gewölbes wird erst langsam mit Holzfeuer vorgetrocknet, dann schärfer unter Zuwerfen von Koks, bis der Herd vollkommen mit glühender Kohle bedeckt ist; dann wird der Strom zum endgültigen Einsintern eingeschaltet. Das Sintern beginnt ungefähr nach 2 Stunden. Der Sinterpunkt der sauren Masse liegt tiefer als derjenige für Dolomit oder Magnesit, so daß der saure Herd zu einer vollständig einheitlichen Masse zusammensintert. Zu hohe Temperatur muß vermieden werden, weil durch den Kohlenstoff Kieselsäurereduktion eintritt; das entstandene Silizium wird im Betrieb durch das flüssige Eisen heraus gelöst und der Herd zerstört. Die Einstellung der Sintertemperatur in der ganzen Herdmasse läßt sich leicht durch abwechselndes Ein- und Ausschalten des Stromes durchführen. Das Eintreten des Sinterns erkennt man daran, daß die Türpfeiler leichte Glasur bekommen. Man erhält diesen Zustand ungefähr 6–8 Stunden bei mittleren Öfen. Das Schweißen wird erleichtert, wenn man dem Sand noch 4–8% Eisenoxyd zumischt. Eine Verbesserung der Leitfähigkeit des Bodens, wie sie bei Öfen mit Anschluß des Herdes an das Stromnetz erforderlich ist, wird erreicht durch Einstampfen von Eisengranalien. Zum Herdflicken verwendet man am besten eine Mischung von Silikasand und Wasserglas.

Ähnlich wie beim basischen Betrieb kann das Aufschweißen des Sandes auch lagenweise, und zwar am besten in durchgehender Hitze erfolgen. Diese Arbeitsweise ist jedoch umständlich und teuer; auch wird die Dauerhaftigkeit des so hergestellten sauren Herdes im Gegensatz zum basischen Herd nicht verbessert. Soll lagenweise aufgeschweißt werden, so wird die Herdform möglichst weit durch Mauern in Steinen hergestellt, so daß verhältnismäßig wenig aufgeschweißt wird. Der saure Herd ist bei guter Ausführung lange haltbar, besonders wenn im Betrieb entstehende Risse sorgfältig geflickt werden.

Während bei der Wahl des Ofenfutters vor allem der Widerstand gegen die chemisch metallurgischen Einflüsse der Schlacke maßgebend ist, kommt es bei der Wahl des Baustoffes für das Gewölbe auf höchste Unempfindlichkeit gegen hohe Temperatur, schroffen Temperaturwechsel und mechanische Festigkeit an. Auch im basischen Betriebe wird daher das Gewölbe fast durchwegs in Silikastein gemauert, die im Feuer wachsen und dadurch dem Gewölbe eine große Festigkeit in sich verleihen. Schamottesteine werden nicht verwendet, da diese im Feuer schwinden und bei schroffen Temperaturschwankungen springen. Magnesitsteine werden hie und da benutzt, sind jedoch teuer; sie platzen anfangs bis zu einer gewissen Tiefe stark ab, stehen dann aber gut, wobei Einlagen von dünnen Asbestplättchen oder Eisenblechen die Haltbarkeit günstig beeinflussen.

Die Gewölbeformsteine werden in einen eisernen Tragrings eingemauert, und zwar die erste Lage möglichst dicht an den Ring unter Ausfüllung der Fugen mit möglichst wenig Mörtel. Die folgenden Ringe werden ebenfalls mit wenig Mörtel oder auch trocken gesetzt unter Einschaltung von radialen und konzentrischen Dehnungsfugen durch Einlegen dünner Plättchen aus Holz, Dachpappe oder von Holzkeilen, die im Betrieb wegbrennen oder vorher herausgenommen werden. Die Ringe um die Elektroden werden dagegen möglichst dicht ohne Fugen gesetzt, wodurch das Gewölbe besonderen Halt erhält. Die Haltbarkeit beträgt je nach der Arbeitsweise 20—60, sogar bis 200 Schmelzungen. Im sauren Betrieb hält das Gewölbe 3—4mal länger als im basischen. Mancherorts wird das Gewölbe aus plastischer feuerfester Masse gestampft.

Der Elektroofenbetrieb.

Allgemeines.

Die Schmelzung beginnt mit dem Einsetzen des Schmelzgutes. Pausen zwischen den Schmelzungen sollen möglichst kurz sein. Der Einsatz wird, wenn möglich auf einmal eingebracht. Während des Einsetzens werden die Elektroden aus dem Ofen herausgezogen zur Vermeidung eines Kurzschlusses beim Einschalten in Berührung derselben mit dem Metall. Die kürzeste Zeit wird erreicht durch Einfüllen des Einsatzes bei abgehobenem Gewölbe von oben mittels Kran unter Kippen der Schrottbehälter u. dgl. Der hierdurch erzielte Zeitgewinn wird durch schnelleres Abkühlen und starke Beanspruchung des Herdes durch das auffallende Eisen teilweise wieder aufgehoben. Auch gelangt der Einsatz wahllos in den Herd. In den meisten Fällen ist jedoch gerade die Art seiner Verteilung für die Einschmelzdauer von Wichtigkeit. Am günstigsten ist daher immer noch das Einsetzen von Hand durch die Türen. Der Schrott kann dertartig verteilt werden, daß die groben Stücke an den Wänden vorbei außerhalb des Bereiches der Elektroden gesetzt werden, während unter die Elektroden zur Erzielung guter Leitung feiner und regelmäßiger Schrott möglichst dicht gebracht wird. Lücken werden durch Späne ausgefüllt. Ebenfalls unter die Elektroden wird eine geringe Menge Schlackenbildner geschaufelt. Bei fortschreitender Schmelzung lösen sich in den Tümpeln unter den Elektroden allmählich die groben Stücke, ohne selbst an der Stromleitung beteiligt zu sein. Tritt nach teilweisem Einschmelzen aus irgend einem Grunde wieder Erstarren ein, so ist die kalte Schlackendecke nicht leitend, so daß wieder feiner Schrott oder Späne unter die Elektroden geschaufelt werden müssen. Das erste Fassen des Lichtbogens kann auch durch Unterschaukeln von etwas Koksgrus unter die Elektroden erleichtert werden. Sobald sich beim Einschmelzen Schlacke gebildet hat, wird der Lichtbogen stetiger. Andernorts bringt man die schweren Stücke unter die Elektroden und füllt die Lücken mit kurzem Leichtschrott oder Spänen möglichst dicht aus. Hierdurch sucht man die Elektrodenstellung während des Einschmelzens möglichst gleichmäßig zu erhalten und das Regulieren auf ein Mindestmaß zu beschränken. Besteht der Einsatz zum größten Teil aus Leichtschrott, so ist es auch üblich, diesen zuerst einzusetzen und obenauf zur guten Kontaktbildung ein schweres Schrottstück zu legen. Der Einsatz darf nicht hohl schmelzen, wodurch die Gefahr der Brückenbildung entsteht; hierbei dringen die Elektroden verhältnismäßig schnell in senkrechter Richtung in dem Einsatz vor, ohne daß ein seitliches Fortschmelzen erfolgt; die oberen Schichten des Einsatzes sintern nur zusammen, so daß ein Hohlraum zwischen dem Eisen und dem allmählich entstandenen Eisentümpel unter den Elektroden entsteht. Der Eisentümpel wird hierbei immer stärker überhitzt, während die Kraft des Lichtbogens nicht mehr genügt, um die zusammengesinterte Brücke wegzuschmelzen; auch der Herd wird unter den Elektroden stark überhitzt, so daß schließlich Teile desselben hoch kommen und die Schlackenmenge vermehren, was wieder ungünstig für die Wärmeübertragung ist. Der Kraftverbrauch steigt hierbei ganz erheblich, ohne daß die Schmelzung vorangeht. Durch Zusammenstoßen der Brücke bei herausgezogenen Elektroden muß diesem unrichtigen Verlauf des Einschmelzens

nötigenfalls entgegengewirkt werden. Er läßt sich leicht vermeiden durch richtiges Einsetzen und Nachwerfen von Schaufelschrott unter die Elektroden. Auch ist das Nachstoßen und Nachwerfen von Schrott im richtigen Augenblick für die Beschleunigung des Einschmelzens von größter Wichtigkeit; jedoch darf durch das Nachstoßen oder Nachwerfen des Schrottes der entstandene Eisentümpel nicht zum Erstarren gebracht werden; das ungeschmolzene Eisen soll von dem flüssigen ganz bedeckt und schnell aufgelöst werden.

Flüssiger Einsatz wird mit der Kipp- oder Stopfenpfanne durch eine feuerfest ausgemauerte Rinne von der Schnauze her oder durch die Tür eingefüllt. Die Schlackenbildner werden während des Einfließens nach und nach zugesetzt. Im Induktionsofen wird der feste Einsatz durch allmähliches Eintragen in den von der letzten Schmelzung zurückgebliebenen Sumpf gelöst.

In bezug auf das Einsatzgewicht sind die Lichtbogenöfen meistens bis 100% überlastbar; bei großen Einsatzgewichten können häufig erhebliche Ersparnisse an Zustellung, Elektroden, Löhnen usw. erzielt werden, die in bezug auf Kraftverbrauch bis 20% betragen. Das günstigste Einsatzgewicht muß von Fall zu Fall durch Versuche ermittelt werden.

Die zum Teil noch unerforschten Vorgänge während des Elektroschmelzens suchte man durch chemische Gleichungen zu erklären; den Einfluß der Reaktionserzeugnisse auf den Verlauf der Schmelzung ließ man dabei meistens außer acht; dies gilt besonders für die gasförmigen Bestandteile, deren genaue analytische Bestimmung auch heute noch schwierig ist. Noch weniger Beachtung fanden die physikalischen und die physikalisch-chemischen Gesetze, besonders die Phasenregeln und die Lösungsgesetze; gerade die Wechselwirkung der in Reaktion stehenden Bestandteile aufeinander unter dem Einfluß von wechselnden Mengen, der Temperatur und des Druckes bestimmt jedoch die Güte des Enderzeugnisses ausschlaggebend¹⁾.

Die Verhältnisse im Elektroofen sind für die Durchführung der Umsetzungen und Wechselwirkungen, besonders in bezug auf die Entgasung günstiger als bei allen anderen Ofenarten, da die durch Verbrennung mit Luftüberschuß oxydierend wirkenden Verbrennungsvorgänge fehlen, der Elektroofen nach außen vollständig abgedichtet werden kann und die Ofenatmosphäre beliebig entweder oxydierend, neutral oder reduzierend eingestellt werden kann. Während also in den Verbrennungsöfen Gase, Luft und Verbrennungserzeugnisse für den Verlauf der Schmelzung eine große Rolle spielen, indem Ofenatmosphäre, Schlacken, Eisenbad und Zustellung in wechselnder Beziehung stehen, spielt die Ofenatmosphäre im richtig geführten Elektroofen eine verhältnismäßig untergeordnete Rolle, so daß die hauptsächlichsten Wechselwirkungen zwischen Schlacke, Zustellung und Metallbad erfolgen; die durch die Phasengesetze bestimmten Verhältnisse liegen daher im Elektroofen einfacher.

Da der Einfluß der Ofenatmosphäre im Elektroofen praktisch sehr wenig wirksam ist und die Gasmengen des freien Ofenraumes bei abgedichtetem Ofen infolge der im Lichtbogen entstehenden Schlackendämpfe verhältnismäßig gering sind und durch den verdampfenden Kohlenstoff der Elektroden stark reduzierend wirken, bietet der Elektroofen die Möglichkeit denkbar weitgehender Entgasung des Eisens. Um dieses Ziel in kürzester Zeit und mit geringster Mühe zu erreichen, soll eine überschüssige Sauerstoffaufnahme, wie dies durch stark rostigen Einsatz oder zu großen Erzzusatz während des Frischens geschieht, vermieden werden. Rostfreier Einsatz ist jedoch zur Herstellung eines weitestgehend entgasten Eisens nicht unbedingte Voraussetzung, sondern aus den erwähnten Gründen vorteilhaft. Die Aufnahme von überschüssigem Sauerstoff wird beim sauren Betrieb mit größerer Sicherheit vermieden als beim basischen, da Silizium von Herd und Schlacke schon während des Einschmelzens in statu nascendi zur Sauerstoffbindung wirksam wird. Im basischen Betrieb wird dasselbe Ziel langsamer erreicht durch die

¹⁾ Vgl. auch die neueren Arbeiten von R. Schenck: „Eisen, Kohlenstoff und Sauerstoff in ihren wechselseitigen Beziehungen“. *Stahleisen* 1926. S. 665. P. Oberhoffer und H. Schenck: „Theoretische und experimentelle Untersuchungen über die Desoxydation des Eisens mit Mangan.“ *Stahleisen* 1927. S. 1526. K. Iwasé: „Die Löslichkeit von Gasen in Metallen aus Legierungen im flüssigen und festen Zustande.“ *Stahleisen* 1927. S. 1786.

Wechselwirkung zwischen dem Eisen und der stark reduzierenden Schlacke, besonders dann, wenn stärkere Karbidbildung eintritt; die Entgasung ist im basischen Ofen im Verhältnis zum sauren Ofen auch örtlich mehr beschränkt; auch ist das Desoxydationserzeugnis im basischen Betrieb wieder gasförmig und im Eisen löslich.

Die Gießbarkeit einer Schmelze ist um so besser, je dünnflüssiger sie ist und je weniger schnell sie absteht. Bei gleicher Zusammensetzung und Temperatur ist sie um so flüssiger, je weniger emulsionsartige, nicht metallische oder metallische, flüssige oder feste Beimischungen vorhanden sind; als metallische Beimischungen kommen in Frage Metallkarbide, Phosphide, Sulfide usw. und als nicht metallische mitgerissene fein verteilte Schlacken, losgelöster Sand und die Entgasungsergebnisse SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 durch den Zusatz von Silizium, Aluminium oder Titan in die Pfanne. Der Flüssigkeitsgrad ist auch abhängig von dem Schmelzpunkt der Legierung als Folge ihrer Zusammensetzung; hoch gekohlter Stahlguß ist bei gleichen Bedingungen dünnflüssiger als niedrig gekohlter. Auch die Verwandtschaft der Legierungszusätze zum Sauerstoff beeinflusst den Flüssigkeitsgrad erheblich; so macht besonders ein hoher Siliziumgehalt kohlenstoffarmen Stahlguß dickflüssig. Bei gleichen Verhältnissen ist eine Schmelze um so dünnflüssiger, je höher sie über den Schmelzpunkt erhitzt ist, da die innere Reibung dann abnimmt. Durch Lösung von Eisenoxydul und Gasen wird der Schmelzpunkt des Eisens erniedrigt und der Flüssigkeitsgrad erhöht. Dies fällt sofort auf bei einem Vergleich von erblasenem dünnflüssigem und lebhaft spielendem Konverterguß und ruhig fließendem, gut entgastem Elektrostahl¹⁾. Das bei hoher Temperatur gelöste Eisenoxydul scheidet sich beim Erkalten der Schmelze aus, wobei das Eisen dickflüssig wird und der Guß bald absteht. Erfolgt in diesem Zustande keine Zerlegung durch das Silizium des Stahles, so tritt das Eisenoxydul in Reaktion mit Kohlenstoff unter Kohlenoxydbildung, das aus so dickflüssigem, schnell erstarrendem Eisen nicht entweichen kann und blasigen Guß verursacht.

Die Metallurgie des Schmelzbetriebes im elektrischen Ofen wird weitgehend durch die Wirkung der Schlacke bestimmt. Da die sauerstoffhaltige Flamme fehlt, werden Frischarbeiten nur durch Vermittlung der entsprechend zusammengesetzten Schlacke ausführbar. Bei der beschränkten Berührungsfläche zwischen dieser und dem Metall verlaufen die Oxydationsvorgänge sehr langsam, so daß der Elektrofen im Vergleich zu anderen Öfen nicht als eigentlicher Frischofen bezeichnet werden kann.

Im allgemeinen ist eine Schlacke um so reaktionsfähiger, je höher sie über ihren Schmelzpunkt erhitzt ist und je dünnflüssiger sie ist; dasselbe gilt für die Schnelligkeit der Wärmeübertragung auf das Eisenbad. Der Schmelzpunkt der Schlacke soll daher möglichst tief liegen. Die beim Elektroofenschmelzen üblichen Kalk-Kieselsäure-Schlacken haben die niedrigste Schmelztemperatur von 1425° bei 52 und 38% CaO mit einer dazwischen liegenden Höchsttemperatur von 1500° bei 45% CaO. Über 52% CaO steigt die Schmelztemperatur sehr schnell bis auf 2000° und mehr bei 64% CaO. Schlacken mit weniger als 32% CaO gelten als sauer (= $2 \text{SiO}_2 \cdot \text{CaO}$). Bei oxydierenden Schlacken steigt der Metalloxydgehalt (Mn und Fe) bis auf 25%. Die Schmelztemperatur wird hierdurch noch weiter gedrückt. Bei der niedrigen Schmelztemperatur der Schlacke beginnt ihre Einwirkung schon während des Einschmelzens des Eisens.

Mit abnehmendem Gehalt an Metalloxyden wird die Schlacke schließlich reduzierend. Die Farbe der basischen Schlacke ist bei 10% Metalloxydgehalt noch schwarz, wird aber bei 8% schon grau, bei 6% hellgrau und bei 3% weiß; mit weniger als 6% Metalloxydgehalt und bei hohem Kalkgehalt zerfällt sie beim Erkalten als Folge einer Umwandlung. Durch Zusatz von Flußspat wird der Flüssigkeitsgrad der basischen Schlacke stark erhöht; bei zähflüssiger, saurer Schlacke wird dasselbe Ziel durch Kalkzusatz erreicht. Die saure Schlacke zeigt ähnliche Farbenänderungen; sie ist jedoch mehr glasig; nur bei ungewöhnlich hohem Kalkgehalt tritt auch Zerfall ein.

Die Entscheidung, ob sauer oder basisch gearbeitet werden soll, hängt von den örtlichen Verhältnissen ab; ausschlaggebend ist meistens, daß der basische Ofen bei minderwertigem Einsatz ein weitgehend entphosphortes, entschwefeltes und entgastes

¹⁾ Vgl. S. 317.

Enderzeugnis liefert, während der saure Ofen für dasselbe Ergebnis einen Einsatz verlangt, der frei von Phosphor, Schwefel und Rost ist; da infolgedessen auch beim sauren Betrieb das eigentliche Raffinieren weniger weitgehend durchgeführt zu werden braucht, verläuft die saure Schmelzung schneller; die Schmelzkosten sind daher billiger.

Das basische Schmelzen kommt in Frage, wo es sich um die Verarbeitung eines minderwertigen, in seiner Zusammensetzung unsicheren und wechselnden Schrottes handelt, aus dem unerwünschte Bestandteile, vor allem Schwefel und Phosphor entfernt werden sollen; ferner aber auch dort, wo legierter Stahl hergestellt wird, und wo der Abbrand an den teuren Zuschlägen auf ein Mindestmaß beschränkt werden muß, wo Schrott mit einem Gehalt an Legierungsmetallen wieder verschmolzen werden soll unter Rückgewinnung dieser Bestandteile, für hochwertigem Grauguß mit geringem Schwefelgehalt und stets gleichmäßiger Zusammensetzung, dort wo ein häufiger Wechsel in der Zusammensetzung aufeinanderfolgender Schmelzungen erforderlich ist, wo also ein vielseitiges Gießprogramm bewältigt werden muß.

Der saure Betrieb ist dort angebracht, wo sehr guter Schrott billig zu haben ist, oder wo aus mittelmäßigem Schrott ein Guß mittlerer Güte mit verhältnismäßig hohem Phosphor- und Schwefelgehalt bei guter und weitgehender Entgasung verlangt wird und wo Grauguß hergestellt werden soll, dessen Schwefelgehalt keine Rolle spielt.

Das Fortschreiten der Schmelzung wird durch Entnahme von Schlacken- und Metallproben verfolgt. Die sichere Beurteilung derselben erfordert viel Erfahrung. Die niedrig schmelzende, dünnflüssige und nach dem Erstarren sehr dichte, aber spröde Frischschlacke des basischen Betriebes hat infolge des hohen Gehaltes an Metalloxyden eine schwarze Farbe bei glänzender Oberfläche und matterem Bruch. Die Raffinationsschlacke, anfangs durch die Aufnahme von Metalloxyden aus dem Metallbad ebenfalls schwarz oder dunkel gefärbt, wird mit fortschreitender Entgasung immer heller, bis sie schließlich nach weitgehender Zerlegung der Oxyde des Eisens, Mangans und anderer Schwermetalle gelb bis weiß ist. Sie überzieht den Probelöffel oder eine eingetauchte Eisenstange mit einer lockeren und gleichmäßigen Schicht, erstarrt, ohne zu zerspringen, und zerfällt an der Luft beim Erkalten zu einem mehr oder weniger weißen Pulver. In Berührung mit Wasser entwickelt das vorhandene Kalzium-Karbid Azetylen, das sich durch den Geruch bemerkbar macht und in solchen Mengen vorhanden sein kann, daß es sich entzünden läßt. Die saure Schlacke wird ebenfalls nach Farbe, Viskosität und Glanz beurteilt.

Das Verhalten der Metallprobe im Probelöffel gibt wichtige Anhaltspunkte; sprüht der schlackenfreie Metallspiegel, so ist die Schmelze noch stark gashaltig. Nach dem Entgasen muß dieses Sprühen aufhören; der Spiegel darf nur noch leicht spielen. Beim Ausgießen sprüht ebenfalls nur gashaltiges Eisen, während gut entgastet ruhig und „ölig“ fließt. Farbe und Helligkeit sind Anhaltspunkte zur Temperaturbeurteilung. Die Ausbreitung und die Schnelligkeit des Erstarrens einer auf eine Metallplatte oder in der Probekokille ausgegossenen Metallprobe dient ebenfalls zur Temperaturbeurteilung. Man mißt auch mit einer Stoppuhr die Zeit bis zur Entstehung einer Haut. Das Verhalten während des Erstarrens und des Abkühlens in der Probekokille oder -sandform liefert ein Bild über das Fortschreiten der Raffination, da die Probe je nach dem Gasgehalt steigt und treibt, während die richtig entgaste Probe „steht“ oder noch besser einfällt.

Die Stahlproben werden auf ein bestimmtes, immer gleiches Maß ausgeschmiedet. Üblich ist Stabform mit quadratischem Querschnitt oder runde Platte. Wichtig ist das Verhalten beim Schmieden; rotbrüchige Ränder und Kanten zeigen, daß die Raffination noch ungenügend ist und daß durch Manganzusatz oder durch Schlackenarbeiten nachgeholfen werden muß. Das Brechen der Proben erfolgt nach langsamer Abkühlung oder nach dem Abschrecken, die Beurteilung nach dem Biegewinkel und dem Bruchgefüge.

Am Rohbruch langsam erkalteter, auf den Boden ausgegossener Metallkügelchen beurteilt man die Zusammensetzung des Gußeisens und verbessert das Bad durch Aufkohlen oder durch Zuschläge. Ebenfalls sind in Sand gegossene Probestäbe üblich, die nach dem Zerschlagen einen Anhalt für die Beurteilung liefern.

Außerdem wird der Schmelzungsverlauf durch chemische Schnellanalyse verfolgt. Für den Betriebsmann sind jedoch die sogenannten praktischen Proben wichtiger, da sie ihm ein vollkommeneres Bild vom Stande der Schmelzung liefern.

Die Temperatur wird durch optische Pyrometer gemessen¹⁾ oder durch Eintauchen dünner Eisenstäbe in das Bad und Feststellung der Abschmelzung innerhalb bestimmter Zeit. Auf weitere Anhaltspunkte zur Beobachtung und Überwachung des Schmelzungsverlaufes wird von Fall zu Fall im folgenden eingegangen.

Der basische Betrieb.

Die Kalkschlacke des basischen Betriebes übt bei hohem Gehalt an Metalloxyden während und vor allem nach dem Einschmelzen eine frischende Wirkung auf den Einsatz aus, so daß Silizium, Phosphor, Mangan, die meisten Legierungsmetalle und der Kohlenstoff mehr oder weniger weit entfernt werden. Zur Schlackenbildung dient eine Zugabe von 1,5–4% des Eisengewichtes an gebranntem Kalk mit möglichst niedrigem Kieselsäuregehalt oder der doppelten Menge Kalksteine; bei Verwendung von Kalkstein tritt durch verstärkte Gasentwicklung stärkeres Kochen und Frischen des Bades ein.

Wird der Kalk auf den Boden des Herdes und auf diesen der metallische Einsatz gebracht, so wächst der Boden des Ofens; es ist darum zu empfehlen, den Kalk im Einsatz zu verteilen oder ihn unter die Elektroden zu werfen, sobald dort Tümpel von flüssigem Eisen entstanden sind. Die Frischwirkung der Schlacke wird durch Zugabe von Eisenerz, Hammerschlag oder Walzsinter zum Einsatz erhöht; der Erzzusatz soll in nuß- bis faustgroßen Stücken in kleinen Mengen von 10 kg nach und nach entsprechend dem Verbrauch in der Schlacke zugegeben werden, wenn Überfrischen vermieden werden muß, sicherer geschieht dies durch Verwendung von Manganerz an Stelle von Eisenerz, da der Mangangehalt im Eisenbade stets auf einer gewissen Höhe (etwa 0,35% Mn) erhalten wird.

Die Frischschlacke ist sehr dünnflüssig, ihre Farbe ist tiefschwarz, der Bruch ist kurz²⁾. Die Zusammensetzung schwankt in weiten Grenzen zwischen 10–20% SiO₂, 5–20% FeO, 5–15% MnO (der hohe MnO-Gehalt ist bei Verwendung von Manganerz vorhanden), 35–60% CaO. Die anzustrebende Zusammensetzung der Frischschlacke liegt bei folgenden Gehalten: 10–15% SiO₂, 45–60% CaO (etwa 5–8% MgO), 7–10% MnO, 10–15% FeO. Der Phosphorsäuregehalt steigt je nach dem Einsatz bis auf 4%. Ist die Schlacke zu sauer, so tritt Rückphosphorung aus derselben ein, da nur das vierbasische Kalkphosphat widerstandsfähig gegenüber der reduzierenden Einwirkung des Kohlenstoffes aus dem Metallbade ist.

Das Silizium wird zuerst oxydiert nach der Formel $2 \text{FeO} + \text{Si} = 2 \text{Fe} + \text{SiO}_2$ ³⁾ (+ 66 kcal). Die gebildete Kieselsäure wird in der Schlacke gebunden zu $(\text{FeO})_x \cdot (\text{SiO}_2)_y$ oder $(\text{CaO})_x \cdot (\text{SiO}_2)_y$. Je größer die Kalkbasizität der Schlacke ist, um so mehr FeO wird zur Reaktion frei.

Die Entphosphorung erfolgt nach der stark exothermen Umsetzung: $2 \text{P} + 5 \text{FeO} = \text{P}_2\text{O}_5 + 5 \text{Fe}$. Bei einem großen Überschuß an FeO und niedrigem Kalkgehalt in der Schlacke wird P₂O₅ durch das FeO nur locker gebunden zu $4 \text{FeO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Besonders bei hohen Temperaturen widersteht die P₂O₅ in dieser Form nicht der Reduktion durch Kohlenstoff. Durch Erhöhung des Kalkgehaltes gelingt die stabile, gegen Rückphosphorung widerstandsfähige Bindung als Kalziumtetraphosphat ($4 \text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$); ein niedrigeres, beispielsweise dreibasiches Kalkphosphat bindet die Phosphorsäure nicht mehr sicher. Durch überschüssige Kieselsäure in der Schlacke wird P₂O₅ in Freiheit gesetzt nach dem Schema: $(\text{CaO})_x \cdot (\text{P}_2\text{O}_5)_y + \text{SiO}_2 = (\text{CaO})_x \cdot (\text{SiO}_2)_y + \text{P}_2\text{O}_5$; die Phosphorsäure wird dann durch Kohlenstoff reduziert nach der Umsetzung: $\text{P}_2\text{O}_5 + 5 \text{C} = 2 \text{P} + 5 \text{CO}$. Bei niedrigerer Temperatur gelingt die Entphosphorung auch ohne

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 540. Irrtümer treten dadurch ein, daß meist mit dem optischen Pyrometer nicht, wie beabsichtigt, die Temperatur des Badspiegels gemessen wird, sondern die Temperatur der das Bad bedeckenden Metalldämpfe.

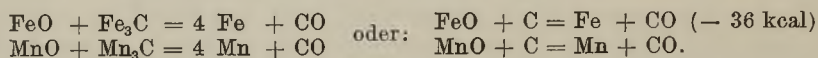
²⁾ Vgl. auch F. Jansen: „Die Bruchproben des Stahlwerkers.“ Werkstoffausschuß-Bericht 109.

³⁾ Vgl. auch S. 172/73.

weitgehende Entkohlung der Schmelze, während bei hohen Temperaturen der Kohlenstoff vollständig vor dem Phosphor oxydiert wird. Zur Entphosphorung in Gegenwart von Kohlenstoff soll daher der Schmelzpunkt des Eisens möglichst wenig überschritten werden.

Mangan wird gebunden nach der Formel: $\text{Mn} + \text{FeO} = \text{MnO} + \text{Fe}$ (+ 26 kcal). Das entstandene MnO wird in einer nicht genügend basischen Schlacke durch SiO_2 gebunden, dagegen in hochkalkiger Schlacke durch überschüssiges CaO wieder in Freiheit gesetzt und durch die Umsetzung mit dem Kohlenstoff des Bades teilweise wieder ins Eisen zurückgeführt. Erst wenn die Entkohlung weitgehend durchgeführt ist und weiter überfrischt wird, sinkt der Mangangehalt im Eisen unter 0,20–0,05%. Durch Anwendung von Manganerz als Sauerstoffträger kann man den Mangangehalt in der Schmelzung bei 0,35% erhalten, wodurch das Eisen auch bei weitester Entkohlung sicher vor Überoxydation geschützt wird.

Die Entkohlung verläuft nach den Umsetzungen:



Das CO tritt unter Kochen aus dem Bade. Die Reaktion ist endotherm, so daß sie durch erhöhte Wärmezufuhr beschleunigt wird.

Der Schmelzungsverlauf wird in seinem Fortschreiten durch Beobachtung des Einsatzes im Ofen, durch Beurteilung des Aussehens und Verhaltens von Metall- und Schlackenproben, durch Temperaturmessung und durch die chemische Untersuchung verfolgt. Am Kochen des Bades erkennt man den Frischvorgang, der je nach der zugesetzten Menge an Sauerstoffträgern mehr oder weniger gesteigert werden kann. Für die Güte des Enderzeugnisses ist es wichtig, die Frischwirkung nicht zu übertreiben. Das Bad soll nie mit gelöstem Sauerstoff überladen sein; aus demselben Grunde ist zu hohe Temperatursteigerung während des Frischens zu vermeiden. Mit fortschreitender Entkohlung läßt das Kochen nach und hört schließlich ganz auf. Die Schmiedeproben haben dann bei ungefähr 0,1% C Rotbruch. Nach dem Schlackeziehen steigt von dem Eisenspiegel ein feiner Sprühregen in das Ofeninnere auf; die Metallproben zeigen beim Ausgießen dasselbe Sprühen. Die phosphorhaltige Frischschlacke muß sorgfältig abgezogen werden, nötigenfalls nach Absteifen mit aufgeworfenem Kalk; aus zurückbleibenden Resten wird der Phosphor quantitativ wieder in das Eisen reduziert. Soll jedoch durch das Frischen nur entkohlt werden, wie es bei phosphorarmem Einsatz und beim sauren Schmelzen der Fall ist, so ist das Schlackeziehen nicht nötig; in diesem Falle kann die Schlacke durch Aufstreuen der Reduktionsmittel ohne weiteres in die Reduktionsschlacke übergeführt werden, manchmal unter Ersparnis an Schlackenbildnern, Energie und Zeit.

Das heruntergefrischte und entphosphorte Bad ist infolge Gleichgewichtseinstellung gegenüber der metalloxydhaltigen Schlacke mehr oder weniger mit Sauerstoff beladen, dessen Menge außer von den Konzentrationsverhältnissen durch die Temperatur bestimmt wird; schon Eichhoff¹⁾ wies auf die mit steigender Temperatur stark zunehmende Lösungsfähigkeit des flüssigen Eisens für seine Sauerstoffverbindungen hin. Ferner enthält das Bad andere Gase, wie Wasserstoff, Kohlenoxyd, Stickstoff und bei basischem Betrieb fast den gesamten Schwefelgehalt des Einsatzes. Nach dem Abschlacken kann teilweise entgast werden durch Kohlenstoff in Form von Karburit, Kokspulver, Elektrodenresten, Petrolkoks oder Roheisen und durch Zugabe von Mangan und Silizium. Da der Sättigungsgrad des flüssigen Eisens für Gase mit sinkender Temperatur abnimmt, wird die Entgasung durch niedrige Temperatur begünstigt.

Durch Kohlenstoff allein ist praktisch nur eine teilweise Desoxydation möglich, da die Umsetzung $\text{FeO} + \text{Fe}_3\text{C} = 4 \text{Fe} + \text{CO}$ in der Schmelze nur unvollständig verläuft. Das entstehende CO tritt unter Schäumen teilweise aus dem Bade aus, teilweise bleibt es in diesem gelöst. Aufkohlen des gashaltigen Bades sofort nach dem Schlackeziehen

¹⁾ Stahl Eisen 1907. S. 48/49. Vgl. auch: P. Oberhoffer: Das technische Eisen. 2. Aufl. Abschnitt 21, „Gase und Schlackeneinschlüsse im schmiedbaren Eisen“. S. 149/188. Ferner Stahl Eisen 1928. S. 831/834, wo angegeben wird: 0,20% O bei 1550°, 0,30% O bei 1600°, 0,37% O bei 1650°, 0,45% O bei 1700° und 0,52% O bei 1750°.

bietet somit Schwierigkeiten, da der Kohlenstoff durch den Sauerstoff des Bades verbraucht wird. Es ist daher zweckmäßiger, eine Teilentgasung vor der Kohlunng durchzuführen. Diese erfolgt durch Zugabe von Mangan und Silizium.

Das Mangan wirkt nach der Umsetzung: $\text{FeO} + \text{Mn} = \text{Fe} + \text{MnO}$ (+ 26 kcal). Das entstehende MnO ist im flüssigen Eisen weniger löslich als FeO, so daß es teilweise zur Abscheidung gelangt, in die Schlacke steigt, dort durch die folgenden reduzierenden Schlackenarbeiten wieder zerlegt und ins Bad zurückgeführt wird. Die Zerlegung in der Schlacke durch die Wirkung des Kohlenstoffes erfolgt nach der Formel: $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$ (- 62 kcal). Bei richtiger Schlackenführung bleibt nur wenig Mangan in der Schlacke, so daß man zur Ausnutzung dieses, sich ständig wiederholenden Kreislaufes alles Mangan so früh wie möglich aufgibt. Da sich das Gleichgewicht zwischen dem vom Eisen gelösten Manganoxydul und dem in der Schlacke allmählich einstellt, bleibt ein Teil des Mangans solange dem Kreislauf entzogen, als die Metalloxyde der Schlacke noch nicht weitgehend reduziert sind. Zur Beschleunigung der Entgasung ist auch deswegen ein Manganüberschuß nötig, weil der vom Bade gelöste Eisenoxydulgehalt bei niedrigem Mangangehalt größer ist.

Eine nur mit Mangan entgaste Schmelzung liefert jedoch keinen einwandfreien Guß, da immer noch geringe Mengen Manganoxydul im flüssigen Eisen sind, die beim Abkühlen und Erstarren frei werden und mit dem Kohlenstoff des Eisens unter Gasbildung reagieren; zugesetztes Mangan allein liefert also keinen blasenfreien Guß.

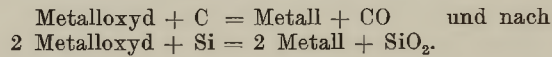
Silizium als Entgasungsmittel wirkt nach der Formel: $2 \text{FeO} + \text{Si} = \text{SiO}_2 + 2 \text{Fe}$ (+ 66 kcal). Das entstehende SiO₂ ist im flüssigen Eisen unlöslich. Die Kieselsäure verbindet sich während der Teilentgasung mit dem aus dem Manganzusatz entstehenden Manganoxydul und steigt in die Schlacke auf. Hier wird durch reduzierendes Arbeiten das Manganoxydul zerlegt, unter Rückführung des Mangans in das Bad, während das Silizium in der Schlacke als Kieselsäure bleibt und für weitere Entgasung unwirksam ist. Zur Teilentgasung wird daher auch nur etwa $\frac{1}{3}$ des gesamten Siliziumzusatzes gegeben¹⁾. Im fertigen Guß verhindert ein Überschuß an Silizium die Gefahr der Blasenbildung, da es frei werdendes Manganoxydul und Eisenoxydul unter Bildung von Kieselsäure zerlegt, das sich mit weiteren Mengen Manganoxydul und Eisenoxydul zu einer niedrig schmelzenden, im Eisen unlöslichen Schlacke ($\text{SiO}_2 \cdot 2 \text{MnO}$) vereinigt, die zur Abscheidung gelangt. Ein großer Siliziumüberschuß macht jedoch das Eisen, besonders wenn es schlecht entgast ist, dickflüssig, da die Kieselsäure beim Erstarren nicht zur Abscheidung kommt; das Gefüge des Eisens wird unterbrochen, wodurch die Festigkeitseigenschaften sehr ungünstig beeinflusst werden (Faulbruch). Nach der Teilentgasung durch Kohlenstoff, Mangan und Silizium erfolgt zweckmäßigerweise die Kohlunng bis auf einen Gehalt wenig unterhalb des Fertiggusses.

Nun werden die Bestandteile zur Bildung der hochbasischen Fein- oder Raffinierschlacke aufgegeben, die durch Anwendung hoher Lichtbogenleistung möglichst schnell verflüssigt werden. Durch die Feinschlacke soll die Schmelzung weitgehend desoxydiert oder entgast werden; Voraussetzung dafür ist, daß im Ofen mehr oder weniger stark reduzierende Verhältnisse herrschen. Die Entgasung verläuft durch Überführung der Metalloxyde aus dem Eisen in die Schlacke unter ständigem Ausgleich des Gleichgewichtszustandes zwischen Schlacke und Schmelzung in bezug auf ihre Metalloxydgehalte nach den Phasenregeln. Sofort nach dem Verflüssigen der Schlackenbestandteile gehen entsprechende Mengen an Metalloxyden aus dem Eisen in die Schlacke, wo sie durch reduzierende Umsetzungen zerlegt werden. Durch fortlaufende Reduktion der Metalloxyde in der Schlacke wird das Gleichgewicht zwischen Schlacke und Eisenbad gestört und immer wieder hergestellt, indem entsprechende Mengen an Metalloxyden aus dem Eisen in die Schlacke wandern und dort zerlegt werden. Der Stahl ist schließlich um so weitgehender entgast, je länger diese Wechselwirkung stattgefunden hat. Die Geschwindigkeit des Verlaufes dieser Vorgänge hängt vor allem von der reduzierenden Kraft der Schlacke ab, die willkürlich durch entsprechendes Arbeiten beeinflusst werden kann.

¹⁾ Im Stahl gelöstes CO muß durch Silizium zerlegt und gebunden werden nach der Formel: $2 \text{CO} + \text{Si} = \text{SiO}_2 + 2 \text{C}$.

Für die basische Entgasungsschlacke ist als günstigste Zusammensetzung das zweibasische Kalksilikat ($2 \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$) anzustreben, dessen Flüssigkeitsgrad durch geringen Flußspatzusatz erhöht wird; derartige Schlacken zerfallen bei niedrigem Gehalt an Metalloxyden infolge einer Umwandlung im Verlauf der Abkühlung bei 700° . Das weniger übliche Kalk-Alumino-Silikat mit 10% SiO_2 , 40% Al_2O_3 und 50% CaO hat den Nachteil, daß schon bei geringer Abweichung von dieser Zusammensetzung erhebliche Schmelzpunktsteigerung eintritt. Je nach Ofengröße bringt man zur Bildung der Entgasungsschlacke einen Zusatz an Schlackenbildnern von $2-6\%$ des Eisengewichtes auf das Bad; üblich ist eine Mischung von 20% Sand, 60% gebranntem Kalk und 20% Flußspat oder von 70% gebranntem Kalk und 30% Flußspat. Die Verwendung von Flußspat an Stelle von Sand wird meistens vorgezogen, da die entstehende Schlacke den gewünschten Flüssigkeitsgrad hat, ohne daß ihre Basizität abnimmt¹⁾.

Das Reduktionsmittel (Kohle oder auch Ferro-Siliziumpulver) wird entweder gemischt mit den Schlackenbildnern sofort mit eingeschaufelt, wenn es auf schnellste und stärkste Karbidbildung in der Schlacke ankommt, oder nach dem Verflüssigen der Schlacke nach und nach in kleinen Mengen gleichmäßig über die Schlacke verteilt. Soll jede Kohlung des Eisens durch das Reduktionsmittel vermieden werden, so verwendet man Siliziumpulver (hochprozentiges Ferrosilizium). Durch die Zerlegung der Metalloxyde in der Schlacke wird das Reduktionsmittel allmählich aufgezehrt, so daß von Zeit zu Zeit neue Mengen auf die Schlacke aufgestreut werden müssen. Die Umsetzung mit den Metalloxyden der Schlacke erfolgt nach dem Schema:



Die Basizität der Schlacke wird durch erstere Reaktion nicht verändert, während bei der letzteren eine entsprechende Kalkmenge durch die entstehende Kieselsäure gebunden wird, die für die spätere Entschwefelung verloren ist.

Die Entgasung des Eisenbades wird wesentlich beschleunigt durch Zugabe von Ferromangan in Mengen von $0,35-0,50\%$ vor Aufgabe der Schlackenbildner; das Mangan bindet einen entsprechenden Teil des Sauerstoffes aus dem Eisen nach der Umsetzung: $\text{FeO} + \text{Mn} = \text{MnO} + \text{Fe}$; das im Eisenbade weniger als FeO lösliche MnO wandert in die Schlacke, wo es durch die Umsetzung mit dem Kohlenstoff wieder ins Bad zurückgeführt wird nach der Formel: $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$. Auch Zusätze von Roheisen oder Umrühren mit Holzstangen fördern die Entgasung, sowohl durch Bindung der Gase als auch durch die Wirkung der mechanischen Badbewegung.

Sobald die Menge der Metalloxyde in der Schlacke unter einen gewissen Gehalt gesunken ist, beginnt die Kalziumkarbidbildung: $\text{CaO} + 3\text{C} = \text{CaC}_2 + \text{CO}$. Durch die Umsetzung verlorenes CaO wird durch Aufgeben kleiner Kalkmengen ersetzt. Das Karbid wirkt weiter entgasend nach der Formel: $3\text{FeO} + \text{CaC}_2 = 3\text{Fe} + \text{CaO} + 2\text{CO}$. Das Maß der Karbidbildung kann willkürlich beeinflußt werden durch die Menge an Reduktionskohle in Berührung mit der Kalkschlacke.

Es ist üblich geworden, zwischen Kalkschlacken bei weniger und Karbidschlacken bei mehr als 1% CaC_2 zu unterscheiden. Die folgende Zusammenstellung zeigt die Mengen der verschiedenen Schlackenbildner bei der Herstellung dieser beiden Schlackenarten, wobei der Flußspat ganz oder teilweise durch Sand ersetzt werden kann.

	Kalkschlacke	Karbidschlacke
Teile Kalk	8-10	5-6
Teile Koks	0,5-1	0,5-2
Teile Flußspat	1-4	0,5-2
Farbe der an der Luft zerfallenden Schlacke . .	weiß	grau

Im Betrieb hält man sich nicht streng an die obigen Mengenverhältnisse, sondern beurteilt die Schlacke nach Aussehen und Verhalten auf Grund erworbener Erfahrungen.

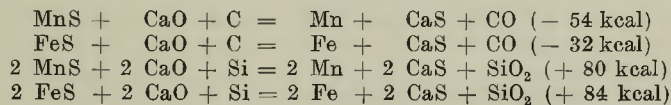
Die Kalkschlacke dient eigentlich nur als Schutzdecke für das Bad. Da bei der Kalkschlacke nur unmittelbar unter den Lichtbögen geringe Karbidbildung eintritt,

¹⁾ Vgl. auch S. 129, 180, 224.

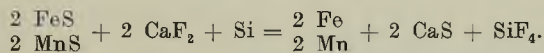
wirkt sie nur schwach entgasend; die Schmelzungsdauer ist daher sehr lange, wenn nicht die eigentliche Desoxydation des Stahles durch Silizium und Mangan erfolgt. Auch nach langdauernder Einwirkung der Schlacke ist das Eisen ohne Siliziumzusatz noch wild und der Guß blasig. Die entschwefelnde Wirkung ist nur schwach. Ihr Vorteil ist die Vermeidung jeder Aufkohlung, wie es bei der Herstellung weicher Eisensorten nötig ist. Das Verhältnis der Säuren zu den Basen ist ungefähr = 25 : 75.

Die stark basische Karbidschlacke mit über 1—4% CaC_2 (und mehr) ist die eigentliche Entgasungsschlacke, die infolge ihrer stark reduzierenden Wirkung sehr aktiv ist. Unter ihrer Wirkung kommt der Stahl nach entsprechender Dauer auch ohne Siliziumzusatz von selbst zum Stehen, so daß man aus Sicherheitsgründen mit wenig Silizium beim Vergießen auskommt. Ihre stark entgasende Einwirkung erkennt man am Schäumen, besonders in der Nähe der Elektroden. Ihr Hauptnachteil ist die anfangs leichte, mit zunehmender Karbidbildung starke Kohlhung des Eisens; diese ist jedoch bei der Herstellung von synthetischem Gußeisen mit hohem Kohlenstoff erwünscht. Die verbrauchten Karbidbildner müssen während der Entgasung durch Zugabe von Kalk ersetzt werden; der Luftzutritt soll sorgfältig vermieden werden. Die zerfallende Schlacke riecht beim Anfeuchten mit Wasser stark nach Azetylen. Nach Angaben von Clark¹⁾ erscheint es zweckmäßig, den Kieselsäuregehalt der Schlacke nicht zu niedrig zu halten (20—40% SiO_2), da dann unter der Wirkung des CaC_2 eine Reduktion derselben wahrscheinlich ist; 0,05—0,20% Si werden dabei in den Stahl gebracht.

Nach weitgehender Entgasung von Stahl und Schlacke setzt die Entschwefelung ein, die unter Verwendung von Kohlenstoff oder Silizium als Reduktionsmittel für die Schlacke durchgeführt wird nach den Umsetzungen:



Ein Flußspatzusatz zur Schlacke soll in letzterem Falle die Entschwefelung begünstigen nach der Umsetzung:



Auch das Mangan im Eisen bindet den Schwefel zu Schwefelmangan, das in der Schlacke als Schwefelkalzium gebunden wird, entsprechend der Umsetzung: $\text{MnS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{MnO}$ (+ 48 kcal). MnS und FeS sind im Eisen beschränkt löslich; unlöslich ist CaS . Während der Entschwefelung schäumt die Schlacke leicht. Der Schwefelgehalt in der Schlacke kann auf 2 und mehr Prozent steigen und sinkt im Metall unter 0,01%, so daß die Schlacke mehr als 200mal soviel Schwefel enthalten kann als das Eisen; der Sättigungsgrad der Schlacke für das sehr stabile CaS soll bei 3% liegen, doch sind gelegentlich wesentlich höhere Gehalte festgestellt worden.

Eine Schlacke mit mehr als einigen Prozent Metalloxyd wirkt nicht mehr entschwefelnd, da durch Oxydation des CaS sofort Rückschwefelung eintritt; deshalb muß auch während dieses Schmelzungsabschnittes der Luftzutritt sorgfältig vermieden und Schlacke und Ofenraum in stark reduzierendem Zustand erhalten werden. Die Rückschwefelung tritt ein nach der Formel: $\text{CaS} + \text{FeO} = \text{FeS} + \text{CaO}$. Die Dauer der Entschwefelung schwankt zwischen $\frac{1}{2}$ und 2 Stunden je nach Ofengröße, Schlacken-zustand und Schwefelmenge. Der Kraftverbrauch während dieser Zeit ist gering, da nur der Wärmeverlust ausgeglichen werden muß.

Ob durch die karbidische Schlacke eine Bindung des Wasserstoffes oder Stickstoffes erfolgt, steht noch nicht fest; während einerseits tatsächliche Abnahmen dieser Gase festgestellt wurden, stehen Beobachtungen einer Zunahme des Stickstoffes demgegenüber. Das letztere wäre jedoch nur möglich, wenn ein starker Zutritt von Luft ins Ofeninnere erfolgt, die unter der Wirkung des Lichtbogens dissoziiert würde, worauf der Stickstoff

¹⁾ Vor Herbstversammlung 1925 des Amer. Ir. Steel Instit., s. Stahlisen 1926. S. 196.

durch die Schlacke ins Eisen wandern müßte; dieser Vorgang ist jedoch unwahrscheinlich oder höchstens bei unrichtiger Ofenbehandlung denkbar; dagegen liegt eine Stickstoffbindung durch die Wirkung der stark kalkigen Schlacke durchaus im Bereich der Möglichkeit.

In dem Schaubild Abb. 383 ist der Verlauf der Schlackenzusammensetzung während des Schmelzungsganges für guten Elektrostahlguß unter Zugrundelegung der chemischen Untersuchungen sehr vieler Schmelzungen, vom Einschmelzen bis zum Abgießen dargestellt. Da diese Dauer immer verschieden ist, wurde die Möglichkeit eines Vergleiches dadurch erreicht, daß die Zeit vom Einschmelzen bis zum Abgießen

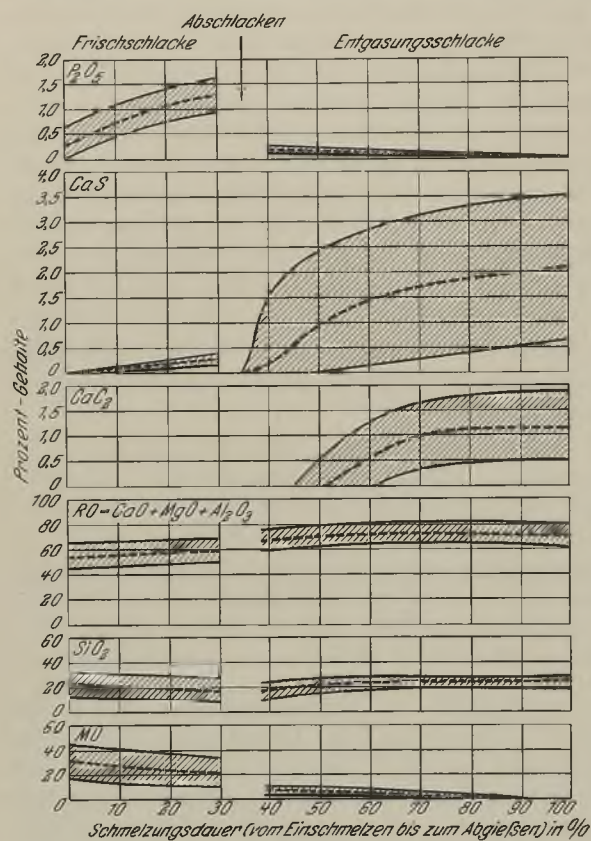


Abb. 383. Schlackenzusammensetzung.

Einsatz bestimmt, die Menge der Metalloxyde und des Karbids durch die Art der Schlackenführung; die Frischwirkung einerseits und die Stärke der Entgasung andererseits wird durch die tiefere oder höhere Lage der Analysenwerte in den zugehörigen Flächen derartig gekennzeichnet, daß die Wirkung um so energischer ist, je mehr sich die Werte der oberen Flächenbegrenzung nähern.

Die gut geführte Entgasungsschlacke erkennt man an ihrem Flüssigkeitsgrade, dem Bruch und der Farbe. Die Schlacke soll ziemlich dick, wie Sahne sein, nicht klumpig (zu basisch) und nicht dünnflüssig wie Wasser (zu sauer); bei richtiger Zusammensetzung ist der Spiegel der Schlacke im Ofen bei leichterem Schäumen matt bis leicht glänzend. Ist die Schlacke zu basisch, so schwimmen in ihr noch ungelöste Kalkbrocken herum, die eisernen Rührstangen überziehen sich mit einer sehr dicken, ungleichmäßigen Haut oder nehmen die Schlacke gar nicht an; das Einschlacken des Probelöffels gelingt nur schwer. Die Schlacke kann so klumpig werden, daß das Eisenbad zum Vorschein kommt; die Berührungsfläche zwischen diesem und der Schlacke ist so stark vermindert, daß

¹⁾ Unter RO sind die basischen Oxyde zusammengefaßt.

die Reaktionen nur teilweise und sehr langsam verlaufen. Der Flüssigkeitsgrad wird durch Zusatz von Sand oder Flußspat verbessert. Auch bei hohem Magnesiumgehalt aus der Zustellung wird die Schlacke dick und zäh; sie wird am besten durch eine neue ersetzt.

Der Spiegel der zu sauren, dünnflüssigen Schlacke ist sehr hell; er strahlt die Hitze des Lichtbogens kräftig aufs Gewölbe und die Ofenwände, so daß diese stark abschmelzen; man wirkt dem durch Aufstreuen von Kohlenpulver entgegen. Die zu saure Schlacke hat sehr verminderte entgasende und entschwefelnde Kraft; nach dem Erstarren zerfällt sie nicht; ihr kristalliner glasartiger Bruch ist blauweiß. Kann sie durch Kalkzusatz nicht verbessert werden, so muß sie abgezogen und erneuert werden.

Ist die Schlacke in Ordnung, so wird darüber eine Lage Kohlenpulver gleichmäßig gestreut, dann werden Abguß und Türen möglichst dicht, nötigenfalls durch Verschmieren, verschlossen; auch die Elektrodenöffnungen werden gut abgedichtet. Die Ofenatmosphäre und die Schlacke sind nun stark reduzierend, so daß die Eisenproben nach einiger Zeit ruhig sind und nicht mehr steigen; das Bruchgefüge ist schon bei 0,10% Si nur durch die Schlackenwirkung blasenfrei und dicht.

Der Zuschlag an Legierungsmetallen soll nach weitgehender Entgasung erfolgen; bei richtiger Schmelzungsführung tritt kein oder nur geringer Abbrand dieser z. T. kostspieligen Zusätze ein, zumal verschlackte Mengen aus der Schlacke zurückgewonnen werden. Kurz vor dem Abgießen werden die letzten siliziumhaltigen Zuschläge (Ferro-silizium, Silikomangan u. a.) und in die Pfanne Aluminium und Titan gegeben.

Im Gießereibetrieb ist es vorteilhaft, vor dem Abgießen des Ofens die Schlacke vollständig abzuziehen, um eine Durchmischung derselben mit dem Eisen beim Kippen zu verhindern. Der Spiegel des fertigen, schlackenfreien Eisens zeigt dann im Ofen nur ein ganz leichtes Spielen bei Überhitzung. Erscheint der Badspiegel noch unruhig, was bei zu kurzer Schlackeneinwirkung der Fall sein kann, so hilft man durch Zusatz kleiner Mengen Ferrosilizium nach, das man einige Minuten bei geschlossener Ofentür wirken läßt. Liegt das Bad nach erneuter Prüfung ruhig, so kann abgegossen werden. Das Schlackenziehen ist besonders dann zu empfehlen, wenn mit kleinen Handpfannen unmittelbar aus dem Ofen vergossen werden soll, da man auf diese Weise Schlackeneinschlüsse mit Sicherheit vermeidet. Die Wärmeausstrahlung in den Tiegeln verhindert man durch Aufstreuen von etwas Sand u. dgl.; es bildet sich sofort eine Schlackendecke, die mit Eisenstangen beim Gießen leicht zurückgehalten werden kann. Es ist auch üblich, die Schlacke im Ofen zurückzuhalten, indem man beispielsweise den Ofenabguß syphonartig gestaltet.

Bei niedrigem Phosphorgehalt des Einsatzes kann das basische Schmelzen auch unter einer einzigen Schlacke durchgeführt werden; die Frischschlacke, die nunmehr nur die Aufgabe der Entkohlung hat, kann bei ihrem niedrigen Phosphorsäuregehalt ohne Gefahr der Rückphosphorung durch Behandlung mit Reduktionsmitteln, wie Kohle, Silizium- oder Aluminiumpulver, unmittelbar in die Feinschlacke verwandelt werden; die beim Frischen verschlackten wertvollen Legierungsbestandteile wie Mangan, Chrom, Wolfram usw. werden hierdurch wieder ganz oder teilweise ins Eisen zurückgeführt und wiedergewonnen. Die Arbeitsweise ist jedoch umständlicher und langwieriger, so daß man bei Kohlenstoffstahl schneller und wirtschaftlicher mit 2 Schlacken arbeitet.

Bei der Herstellung von basischem Elektrostahlguß üblicher Güte kann man mit folgenden Zuschlag- und Legierungsmengen je Tonne Eiseneinsatz rechnen: Zur Bildung der Frischschlacke 15–20 kg gebrannter Kalk oder die doppelte Menge Kalkstein. Nach dem Abschlacken für die Entgasungsschlacke 15–20 kg gebrannter Kalk, bis 5 kg Sand oder Flußspat und ungefähr 10 kg Koks-, Anthrazit- oder Elektrodenpulver. An metallischen Zuschlägen: 5–6 kg Ferromangan (80%ig), 10 kg Ferrosilizium (45%ig) und 0,5–1 kg Aluminium.

Im Induktionsofen sind diese Schlackenarbeiten nur beschränkt durchführbar, so daß er mehr zum Abstehenlassen unter schützender Schlackendecke in Anwendung kommt; wegen der geringeren Überhitzung der Schlacke gegenüber dem Metallbade

verlaufen die Reaktionen langsam. Eine teilweise Entschwefelung wird durch Mangan-zusatz erreicht; die Abscheidung der entstandenen Metallsulfide wird durch Badbewegung als Folge der motorischen Wirkung des Induktionstromes erleichtert.

Der saure Betrieb.

Der saure Elektroofen wird in Europa im Vergleich zum basischen nur selten benutzt, während er in Amerika zur Herstellung von gewöhnlichem Stahlguß überwiegt, doch kommt auch in Amerika zur Herstellung von legiertem Guß der basische Ofen mehr zur Anwendung. Dem sauren Ofen wird in der Zeiteinheit mehr Energie zugeführt, weil infolge der schlechten elektrischen Leitfähigkeit der sauren Schlacke mit verhältnismäßig hoher Leistung und Spannung auch nach dem Einschmelzen gearbeitet wird (180 Volt).

Der saure Ofen arbeitet daher schneller. Auch ist er thermisch deswegen günstiger, weil die saure Zustellung die Wärme schlechter ableitet als die basische. Im sauren Betrieb sind somit der Kraftverbrauch und die erforderliche Zeit unter gleichen Bedingungen geringer als beim basischen, zumal man meistens mit einer Schlacke auskommt. Vergleichsversuche in einem 4-t-Ofen ergaben ein Weniger an Kraftverbrauch von 125—250 kWst je Tonne und an Zeit von 1—1½ Stunden; gegenüber dem basischen Hochleistungsbetrieb ist der Unterschied geringer.

A. Müller¹⁾ gibt folgenden Vergleich für die Kosten des Feinens auf basischem und saurem Herd eines 5-t-Ofens. Die Zustellungskosten belaufen sich bei:

basischer Magnesitzustellung auf	1,55 Mk./t
„ Dolomitzustellung „	0,30 Mk./t
saurer Zustellung „	0,30 Mk./t

Die Erhaltungs- und Ausbesserungskosten betragen

beim basischen Ofen	0,70 Mk./t
„ sauren Ofen	0,35 Mk./t

Die Gesamtfeinkosten einer basischen 5-t-Chromnickelstahl-Schmelzung sind mehr als doppelt so hoch:

Zustellung	Verbrauch für die 5-t-Schmelzung				Elek-troden kg/t	Strom kWst/t	Löhne für 5-t-Ofen- leistung Std.	Kosten für	
	Kalk kg/t	Sand kg/t	Ferro- mangan kg/t	Ferro- silizium kg/t				Zu- stellung Mk./t	Instand- setzung Mk./t
Basisch . .	200	5	20	20	6,0	300	3,00	0,90	0,70
Sauer . . .	20	100	40	2	3,5	150	1,30	0,30	0,35

Saure Stücke sollen weniger zur Blasenbildung in den Formen²⁾ neigen. Gegenüber der thermischen Behandlung sind sie besonders bei höherem Kohlenstoffgehalt weniger empfindlich, was wahrscheinlich durch die selbsttätige, weitgehende Entgasung im Schmelzbetrieb verursacht wird; das Bruchgefüge ist bis ins Innere sehr gleichmäßig.

Bei der Wahl des Einsatzes ist auf folgende Punkte zu achten: Der Phosphorgehalt kann im Schmelzbetrieb nicht erniedrigt werden; es tritt zwar Oxydation des Phosphors zu Phosphorsäure und Überführung in die Schlacke ein, jedoch ist die Phosphorsäure in der sauren Schlacke nicht fest gebunden, so daß ständige Rückphosphorung erfolgt. Nach Untersuchungen von A. Müller³⁾ wirkt der Phosphorgehalt im sauren Stahl erst bei 0,066% nachteilig auf die Kerbzähigkeit; der Einfluß auf die Zerreißfestigkeit ist auch dann durch leichte Verminderung der Kontraktion nur sehr gering. Eine Entschwefelung ist ebenfalls nur in beschränktem Maße durch die Wirkung des Mangans möglich; vielleicht tritt auch eine unmittelbare Verflüchtigung des Schwefels im Licht-

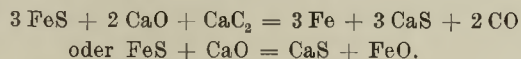
¹⁾ Stahleisen 1926. S. 292/3.

²⁾ Siehe Bd. I, S. 314.

³⁾ a. a. O.

bogen ein, doch ist eine Erniedrigung bei weitem nicht in dem Maße durchführbar wie beim basischen Betrieb.

Nach Müller erfolgt eine geringe Schwefelabnahme auch in der Oxydationsperiode bei oxydulreichen sauren und basischen Schlacken nach der Umsetzung $\text{FeS} + 2 \text{FeO} = 3 \text{Fe} + \text{SO}_2$. Da aber das FeO in der sauren Schlacke fester gebunden wird, ist diese Entschwefelung praktisch ohne Bedeutung. Dasselbe gilt für die saure Entgasungsschlacke, wo bei niedrigem CaO -Gehalt Umsetzungen folgender Art, wie bei der basischen Schlacke, in ganz beschränktem Maße vor sich gehen:



Soll minderwertiger Einsatz entphosphort und entschwefelt werden und doch die Eigenschaften des sauren Stahles erhalten, so muß ein Duplexverfahren angewendet

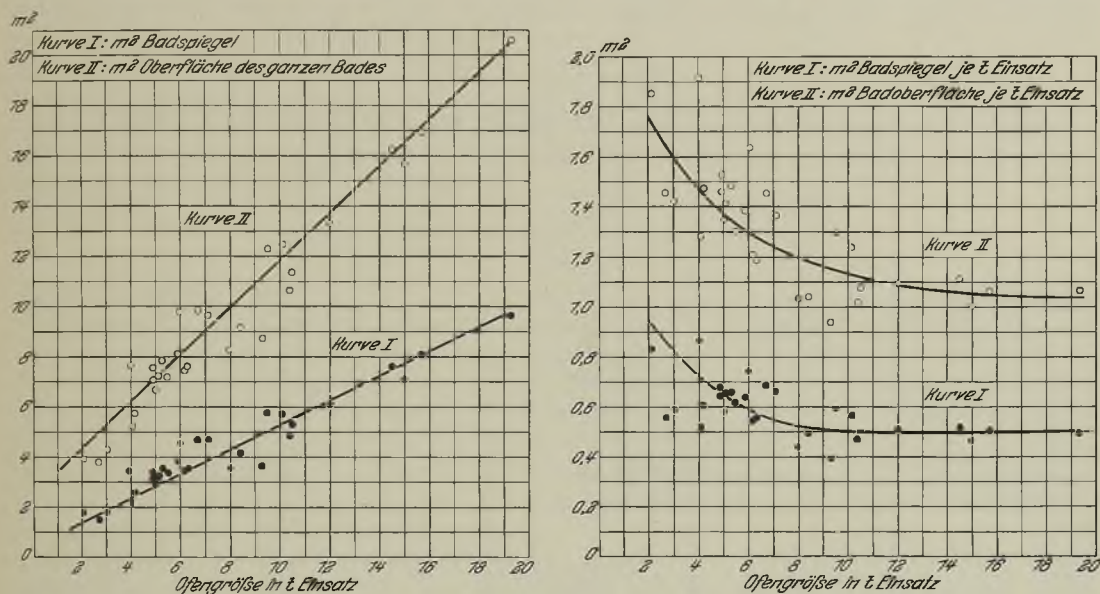


Abb. 384 u. 385. Badspiegel und -Oberfläche.

werden durch Verbindung eines basischen S.M.-Ofens oder Elektroofens mit einem sauren Elektroofen zum Fertigmachen.

Wichtig ist, daß der Einsatz so wenig Rost als möglich mit sich bringt. Einerseits bindet derselbe entsprechende Mengen Kieselsäure auch aus dem Herd und wirkt zerstörend auf denselben, andererseits überfrischt er das Bad. Die entstehende Schlacke ist dann sehr dünnflüssig. Um der Wirkung des Rostes auf die Zustellung entgegen zu arbeiten, gibt man schon beim Einsetzen einige Schaufeln Gießerei-Altsand mit auf. An die Güte des Einsatzes werden also im sauren Betrieb wesentlich höhere Anforderungen gestellt als im basischen. Die hierdurch entstehenden Mehrkosten können die Vorteile durch Ersparnisse an Energie, Zeit usw. ausgleichen oder sogar überschreiten; je nach den örtlichen Verhältnissen kann überhaupt die Beschaffung derart guten Schrottes unmöglich sein.

Die Metallurgie des sauren Schmelzbetriebes wird durch die chemische Zusammensetzung der Zustellungstoffe und der Schlacke bestimmt, deren hauptsächlicher Bestandteil Kieselsäure ist. O. Thallner¹⁾ hat die außerordentlich starke Wirksamkeit des sauren Herdes bei der Entgasung durch das Silizium im Entstehungszustande und den Einfluß auf den Aufbau und die physikalischen Eigenschaften des Stahles schon früh erkannt. Da im Gegensatz zum basischen Betrieb also auch der saure Herd an den

¹⁾ Stahleisen 1907. S. 1677/86, 1721/28.

Umsetzungen teilnimmt, verlaufen diese entsprechend schneller und energischer; ihre Wirkung beginnt schon während des Einschmelzens, sobald flüssiges Eisen vorhanden ist. Der Einfluß von Zeit und Temperatur ist bedeutend stärker, was besonders bei der Wechselwirkung zwischen Kieselsäure einerseits und Kohlenstoff oder Eisen andererseits bei der Siliziumreduktion zum Ausdruck kommt. Da die durch den Sauerstoff des Einsatzes in der Schlacke entstandenen Metalloxyde begierig Kieselsäure binden, leidet der Herd durch rostigen Einsatz. In den Abb. 384 u. 385 entsprechen die Kurven I der an den Umsetzungen beteiligten Fläche des sauren Betriebes, also der ganzen Badoberfläche in Berührung mit Schlacke und Herd, während die Kurven II den kleineren aufeinander wirkenden Flächen des basischen Betriebes nur zwischen Badspiegel und Schlackendecke entsprechen.

Die Änderungen der chemischen Zusammensetzung des Herdes im Betrieb gibt Müller¹⁾ folgendermaßen an (s. Zahlentafel 85); die Abnahme der Kieselsäure bedeutet eine Verringerung der Reduktionskraft.

Zahlentafel 85.

Chemische Zusammensetzung des Herdfutters nach verschiedener Betriebszeit.

	Silikasteine für Herd und zum Flicker %	Silikasand für Herd und zum Flicker %	Alter, saurer Elektroherd		Alter, saurer S.M.-Herd %
			200	500	
			Schmelzungen		
			%	%	
SiO ₂	98,43	94,82	78,92	66,36	67,00
Fe ₂ O ₃	0,57	0,96	0,34	0,42	7,70
FeO	—	—	7,74	22,14	22,90
Al ₂ O ₃	0,60	3,10	1,73	2,24	0,28
MnO	—	—	7,52	4,26	1,10
CaO	0,10	0,21	2,41	2,72	0,50
MgO	Spur	0,38	0,20	0,20	0,05
Glühverlust . . .	—	0,29	—	—	—

Die Wirkung der Schlacke wird während des ganzen Schmelzungsverlaufes durch das Verhältnis Kieselsäure zu Metalloxyden bestimmt: Bei einem Überschuß an Metalloxyden ist die Schlacke oxydierend, bei einem Überschuß an Kieselsäure reduzierend. Da die saure Frischschlacke durch ihre Zähigkeit das Kochen erschwert und die Metalloxyde durch den hohen Kieselsäuregehalt sehr fest bindet, geht das Frischen bei gleichen Verhältnissen 5—6mal langsamer vor sich als im basischen Ofen. Schmelzdauer und Kraftverbrauch steigen also durch unnötiges Frischen stark; dazu tritt durch die Kohlenstoffreaktion die Gefahr erhöhter Siliziumreduktion aus Schlacke und Herd ein, wodurch der Siliziumgehalt des Gußes über das erlaubte Maß steigt. Auch der Manganabbrand ist beim Frischen sehr hoch (50—80%), da die saure Schlacke das basische Manganoxyd begierig aufnimmt und festhält. Es wird daher so gattiert, daß Frischarbeiten möglichst vermieden werden.

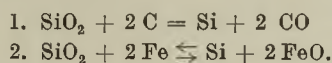
Die Einschmelzschlacke im Gewicht von etwa 5% des Eisens entsteht durch Verbindung von Oxyden des Mangans und Eisens mit Kieselsäure (aus dem Futter oder mit eingesetztem Sand). Sie ist dünnflüssig, undurchsichtig, glasig und von schwarzer Farbe.

¹⁾ Stahleisen 1926. S. 217.

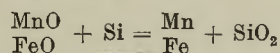
Müller¹⁾ gibt als durchschnittliche Zusammensetzung an:

50–60% SiO ₂	15–20% FeO
0,03–0,05% P ₂ O ₅	15–20% MnO
4–5% Al ₂ O ₃	0,10% MgO
0,10% Fe ₂ O ₃	0,03–0,05% S.

Bei Überführung der Schlacke in den reduzierenden Zustand werden ihre Metalloxyde in statu nascendi durch das entstandene Silizium zerlegt, wobei die dunkle Schlackenfarbe immer heller wird und schließlich in hellgrün übergeht. Die kennzeichnenden Siliziumreaktionen sind:



Die zweite Umsetzung verläuft von links nach rechts an den Berührungstellen zwischen Zustellung und Schlacke einerseits und andererseits dem Eisenbade; je größer die sich berührenden Flächen sind, um so schneller verlaufen die Umsetzungen. Bei dem großen Überschuß an Eisen muß der zweiten Reaktion eine erhöhte Bedeutung gegenüber der Kohlenstoffreaktion zukommen, zumal wenn der Kohlenstoffgehalt des Bades niedrig ist. Bei Behandlung der Schlacke mit Kohlenpulver oder unmittelbar unter den Elektroden verläuft die Kohlenstoffreaktion energischer. Das Silizium ist in statu nascendi außerordentlich wirksam nach der Umsetzung:



Der Grad dieser Siliziumreduktion ist proportional der steigenden Temperatur und der Dauer, so daß der Siliziumgehalt des Stahles in heißen Schmelzungen schnell über das zulässige Maß steigen kann. Als Gegenmittel bindet man die Kieselsäure in der Schlacke durch Kalkzugabe zu CaO · SiO₂, so daß die Kieselsäure der Reduktion entzogen ist. Der CaO-Gehalt ist je nach der verlangten Wirkung sehr verschieden und schwankt zwischen 8 und 25%. Hochkalkige Schlacken haben ein porzellanartiges Bruchgefüge; die Farbe geht bis ins Graugrüne, je nach dem Gehalt an Metalloxyden; bei 25% CaO zerfällt sie an der Luft; es tritt keine Siliziumreduktion aus derselben mehr ein. Hochkalkhaltige Schlacken greifen die Zustellung stark an.

Während der selbsttätigen Entgasung unter der reduzierenden Schlacke durch Silizium in statu nascendi hört die Entkohlung des Eisenbades ganz auf. Soll dieser Zustand möglichst schnell erreicht werden, so wird die Frischschlacke abgezogen, etwa 8 kg Ferromangan werden auf die Tonne Einsatz zugegeben und die neue Schlacke wird aus 20% Kalk und 80% Sand erschmolzen. Das zugesetzte Mangan entzieht dem Bade einen Teil des Sauerstoffes als MnO, das sehr energisch durch die Schlacke gebunden wird. Durch Zugabe von Sand wird der nötige Säuregrad der Schlacke (60–70%, höchstens 75% SiO₂) wieder hergestellt (Zahlentafel 86).

Zahlentafel 86.

Zusammensetzung der Schlacken I und II nach Barton.

Zustand der Schmelzung	% SiO ₂		% CaO		% MnO		% FeO	
	I	II	I	II	I	II	I	II
Alles eingeschmolzen .	45	45	5	6	18	25	22	23
Beginn der Reduktion	54	55	29	15	5	15	4	5
Während des Fertig- machens	54	54	22	16	8	20	4	4
Endschlacke	54	54	23	14	11	25	4	5

¹⁾ Stahleisen 1926. S. 215.

Beim Einschmelzen dürfen die Elektroden nicht zu schnell und tief in senkrechter Richtung durch den Einsatz vordringen, da dann die oberen Schichten des Einsatzes nicht zum Schmelzen kommen, sondern zu einer festen Brücke zusammensintern. Der in der Nähe des Herdbodens überspringende Lichtbogen hat einerseits nicht mehr die Kraft, diese Brücke zum Schmelzen zu bringen, und überhitzt andererseits die geringe Menge flüssigen Eisens und den Herd; es tritt sehr starke Verschlackung der Zustellung und schließlich Reduktion der Kieselsäure aus der Schlacke ein, die man an dem aufsteigenden Rauch an den Elektrodenöffnungen erkennt. Durch ständiges Hochkommen des erweichenden Herdes wird die Schlackendecke schließlich so stark, daß die Lichtbogenwärme auch nicht mehr auf die Eisentümpel übertragen wird und das Einschmelzen überhaupt zum Stillstand kommt. Durch richtiges Einsetzen, durch Auseinanderreißen der Brücke bei herausgezogenen Elektroden und durch Nachwerfen von frischem Schaufelschrott unter die Elektroden muß ein derartiger, für die Zustellung katastrophaler Verlauf des Einschmelzens unbedingt vermieden werden. Während des Einschmelzens bleiben die Türen geschlossen, doch dichtet man sie nicht besonders ab, da eine geringe Oxydation zur Erniedrigung des Kohlenstoffes und Siliziums erwünscht ist. Ist die Schlackenmenge nach dem Einschmelzen zu groß, so wird sie ganz oder teilweise abgezogen, da eine zu starke Schlackendecke für die Wärmeübertragung ungünstig ist. Zu hoher Siliziumgehalt nach dem Einschmelzen muß durch Erzzuschlag gedrückt werden. Dies ist beim Wiedereinschmelzen eigener Abfälle stets nötig; die Zugabe ist normalerweise gering (etwa 3–4 kg Erz je Tonne Einsatz); sie soll in kleinen Mengen nach und nach zugegeben werden, nachdem der Sauerstoffgehalt der vorhergehenden Zugabe verbraucht ist. Durch den Erzzusatz wird die Schlacke dünnflüssig. Ist der Gehalt an Eisenoxyden zu groß, so wird sie wässrig, glasartig, spröde bei schwarzer Farbe; sie wirkt sehr schädlich auf die Zustellung, aus der sie begierig Kieselsäure aufnimmt. Durch Zugabe von Sand wirkt man dem entgegen. Bei richtigem Gehalt an Metalloxyden kocht die Schmelzung leicht unter Erniedrigung des Kohlenstoffes und des Siliziums. Die Oxydation des Kohlenstoffes beginnt erst bei steigender Temperatur, da es sich um eine endothermische Reaktion handelt. Nach dem Einschmelzen ist bei richtiger Gattierung des Einsatzes die Zusammensetzung des flüssigen Eisens etwa 0,10% Mangan und 0,10% Silizium, während der Kohlenstoffgehalt etwas unter der verlangten Höhe des Fertigstahles liegt. Bei überfrischem Eisen sind die Kohlenstoff-, Mangan- und Siliziumgehalte entsprechend niedriger; die Gießproben sprühen dann beim Ausgießen und steigen stark in der Probekokille; der Spiegel des flüssigen Eisens zeigt dunkle Oxydflecken; der Bruch der erkalteten Probe ist spröde und stark blasig.

Den Sauerstoff im überfrischten Eisen entfernt man nötigenfalls durch Zugabe von Kohlenstoffträgern (Roheisen) und von Ferromangan (0,10–0,20%).

Beim Arbeiten unter einer Schlacke ist die Temperaturführung von besonderer Wichtigkeit. Bei überfrischem Bade entstehen große Schlackenmengen, die ein Warmwerden des Bades verhindern; die Gießproben bleiben auch bei langer Schmelzungsdauer unruhig und stark blasig. Ist andererseits das Bad schon vor Eintritt der Siliziumreduktion zu heiß, so hält das Eisen entsprechend der verstärkten Lösungsfähigkeit bei hoher Temperatur größere Mengen Metalloxyde fest, und es gelingt trotz unerwünscht hohen Siliziumgehaltes nicht, den Stahl zu beruhigen. Die Farbe der dünnflüssigen Schlacke bleibt dann blauschwarz. Die Schmelzung muß daher so geführt werden, daß bei nicht zu hoher Temperatur weitgehend entgast und dann schnell auf Gießtemperatur gebracht wird, ehe eine unerwünscht hohe Siliziumreduktion stattgefunden hat. Ein Eisen mit zu hohem Siliziumgehalt hat im Probelöffel silberige Farbe und erstarrt trotz großer Hitze schnell. Ist man aus irgend einem Grunde gezwungen, das Eisen länger bei hoher Temperatur im Ofen zu halten, so wirkt man der unerwünschten Siliziumaufnahme entweder durch Schlackenziehen oder durch Aufgabe einiger Schaufeln Kalk entgegen, da bei hohem CaO-Gehalt in der Schlacke starke Siliziumaufnahme trotz langer und hoher Erhitzung verhindert wird. Tritt bei großer Schlackenmenge eine Temperatursteigerung des Eisens nicht ein, so muß sie teilweise abgezogen werden. Bei unerwünscht hohem Siliziumgehalt muß durch Erzzugabe wieder gefrischt werden; die Entgasung

wird dann von neuem, wie vorher beschrieben, durch Aufstreuen von Kokspulver auf die Schlacke eingeleitet und durchgeführt.

Aus einer zähflüssigen kieselsäurereichen Schlacke kann durch Aufstreuen von Kokspulver in kurzer Zeit eine derart starke Kieselsäurereduktion eintreten, daß der Stahl durch Aufnahme von dadurch frei werdenden Gasen sogar wieder unruhig wird und zu steigen beginnt; die vom Eisen gelösten Gase müssen dann durch Silizium in statu nascendi wiederum zerlegt werden. Die mit fortschreitender Reduktion immer heller werdende Schlacke wird schließlich so zäh, daß sie am Probelöffel Fäden zieht. Ist die Entgasung vollendet, so zeigt der Spiegel des flüssigen Eisens im Probelöffel keine Oxydflecken mehr; es sprüht beim Vergießen nicht und saugt in der Probekockille gut nach; der Bruch zeigt keine Blasenbildung. Die Schmelzung ist nun fertig zum Vergießen.

Will das Eisen unter der Wirkung der Schlacke nicht ruhig werden, so hilft man durch Zusatz einiger Kilogramm Ferromangan und einiger Schaufeln Kokspulver auf die Schlacke nach. Zu dicke, kieselsäurereiche Schlacke verdünnt man durch Aufgabe einiger Schaufeln gebrannten Kalks. Auch bei richtig geführter Schmelzung dauert die Wechselwirkung beim Verlauf der Entgasung eine gewisse Zeit, so daß zu früh genommene Proben noch wild sind und Oxydflecken zeigen; derartiger Stahl beruhigt sich von selbst nach einiger Zeit, wobei der Spiegel der Eisenprobe blank und von bläulicher Farbe ist; der Probebruch ist blasenfrei.

Die Kohlung der fertigen Schmelzung auf die verlangte Höhe erfolgt am besten durch Zugabe von phosphor- und schwefelarmem Roheisen. Tritt durch den Zusatz so starke Abkühlung ein, daß von neuem auf Gießtemperatur erhitzt werden muß, so wirkt man der Gefahr verstärkter Siliziumreduktion durch teilweises Abziehen der Schlacke unter Kalkzugabe entgegen. Ferromangan wird ganz kurz vor dem Abgießen (5 Minuten) zugegeben, und zwar in größeren Stücken, die die Schlacke gut durchdringen; wartet man länger, so tritt starker Abbrand ein. Die genaue Silizium-Einstellung erfolgt entweder durch Reduktion aus der Schlacke, wozu viel Übung und genaue Beobachtung des Einflusses von Temperatur, Zeit und Schlacke gehört, oder durch Zuschlag entsprechender Mengen Ferro-Silizium in die Pfanne. Metallurgisch ist die erstere Arbeitsweise vorzuziehen, da das Silizium in statu nascendi wirksamer ist.

Während des ganzen Schmelzungsverlaufes gibt die Beobachtung des Rauches und der Flammenbildung an den Elektrodenöffnungen im Gewölbe einen guten Anhalt für den Zustand von Schmelzung und Schlacke. Unerwünschte Kieselsäurereduktion ist vorhanden, wenn schwärzlicher Rauch entsteht, der allmählich bläulichweiß und weiß wird, wobei sich schließlich starke weiße Flocken entwickeln. Verursacht wird dies durch stark reduzierende Verhältnisse im Ofen unter der Einwirkung von Kohlenstoff bei hohem Kieselsäuregehalt in der Schlacke und hoher Temperatur. In kurzer Zeit steigt dann der Siliziumgehalt im Stahl über das erwünschte Maß.

Während der Oxydationsvorgänge ist die Flamme an den Elektrodenöffnungen hell leuchtend und ziemlich lang, dagegen wird sie mit fortschreitender Siliziumreduktion immer dunkler und kürzer, verschwindet schließlich oder wird durch den entstehenden Siliziumrauch verdeckt. Enthält das Eisen große Mengen Metalloxyd in Lösung, d. h. ist es überfrischt, so wird die Schlackendecke durch die entstehende Kieselsäure stark vermehrt und das Eisen wird nicht warm.

Erzeugnisse des Elektroofens.

Der legierte Stahlguß¹⁾.

Die ständig gesteigerten Anforderungen führten zum legierten Stahlguß; durch die wesentlich besseren Festigkeitseigenschaften kann leichter konstruiert werden oder

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 244. und Vortrag von J. W. Frank über legierten Stahlguß vor Versammlung der amerikanischen Gießereifachleute in Philadelphia, Mai 1928.

können schwierige und teure Schmiedestücke unmittelbar durch Gußstücke ersetzt werden. Voraussetzung beim legierten Stahlguß ist weitgehende Freiheit von nicht metallischen Einschlüssen aus dem Schmelzverfahren oder aus der Schlacke und dem Formsand. Genaues und sauberes Arbeiten im Schmelzbetriebe, in der Gießerei und Formerei ist für den erhöhten Gütegrad des legierten Stahlgusses Vorbedingung.

Die Arbeitsweise im Schmelzbetrieb hängt von den kennzeichnenden Eigenschaften der Legierungszuschläge und deren Oxyde ab. Die Aufgabe von gegen Oxydation empfindlichen Zuschlägen darf erst erfolgen, wenn die Entgasung weitgehend durchgeführt ist. Ob basisch oder sauer geschmolzen werden soll, hängt von verschiedenen Umständen ab; basische Oxyde werden von der sauren Schlacke und umgekehrt die sauren Oxyde von der basischen Schlacke sehr fest gebunden, so daß eine Zerlegung derselben durch die Reduktionstoffe und Rückführung der verschlackten Zuschläge in den Stahl schwierig und zeitraubend ist.

Ein Vorteil des basischen Betriebes ist der Umstand, daß der einmal entgaste Stahl unter der basischen Schlacke praktisch willkürlich lange ohne nennenswerte Veränderung der Zusammensetzung gehalten werden kann, während der saure Stahl dann begierig Silizium aufnimmt; da für hochschmelzende Legierungsmetalle eine gewisse Zeit zur Lösung erforderlich ist, verdient der basische Betrieb in diesem Falle den Vorzug. Tatsächlich ist der basische Betrieb bei der Herstellung von legiertem Stahlguß mehr verbreitet als der saure.

Zur Erleichterung der Entgasung soll nicht zu stark verrosteter Einsatz verschmolzen werden, damit die Mengen der gelösten Metalloxyde schon während des Einschmelzens auf ein Mindestmaß beschränkt bleiben. Zur Entkohlung wird leicht oxydierend eingeschmolzen; hierbei verschlackt ein Teil der Metalloxyde, die beim Abziehen der ersten Schlacke verloren gehen; sollen diese zurückgewonnen werden, so wird die Frischschlacke im Ofen gelassen und durch Behandlung mit Reduktionstoffen unmittelbar in die Feinschlacke umgewandelt; dabei wandert der Phosphorgehalt der basischen Schlacke in den Stahl zurück, während beim sauren Betrieb die Gefahr erhöhter Siliziumaufnahme eintritt. Während der Feinperiode ist die Schlacke stark reduzierend zu führen, desgleichen die Ofenatmosphäre unter guter Abdichtung der Türen und Elektrodenöffnungen. Die heute bei der Herstellung von legiertem Stahl üblichen Zusätze sind: Mangan, Silizium, Nickel, seltener Molybdän und Vanadin, während Titan, Zirkon, Magnesium und Aluminium nicht als Legierungszuschläge, sondern als Entgasungsmittel in Anwendung sind.

Manganstahl kann bei niedrigen Mangangehalten sauer erschmolzen werden, durchwegs ist jedoch besonders bei höheren Zusätzen (bis zu 13% Mn) der basische Betrieb in Anwendung, da dann der Manganverlust praktisch vermieden werden kann. Erfolgt der Zusatz zum schlecht entgasten sauren Stahl, so bilden sich Mangansilikate, deren Reduktion schwierig ist, da das basische Manganoxydul fest in der sauren Schlacke gebunden ist; wird vergossen, ehe die Mangansilikate in die Schlacke gewandert sind, so können die kleinen, nichtmetallischen Einschlüsse im Stahlguß Rißbildung verursachen. Da im basischen Betrieb unter der Entgasungsschlacke kein Manganverlust stattfindet und im metallurgischen Verlauf der Schmelzung in die Schlacke übergetretenes Manganoxydul bald wieder reduziert wird, kann der gesamte Zusatz des Mangans sofort nach dem Schlackeziehen erfolgen, womit der Vorteil einer beschleunigten Entgasung verbunden ist.

Ein Stahlguß mit hohem Siliziumgehalt schwindet stark, so daß die Stücke schneller frei gemacht werden und die Kerne luftig sein müssen; die Neigung zur Rißbildung ist größer, das Korn ist im rohen Gußzustande grob und glänzend. Es wird basisch und sauer geschmolzen. Im basischen Betrieb erfolgt der Zuschlag im Ofen nach weitgehender Entgasung kurz vor dem Abgießen; im sauren Betrieb wird der verlangte Siliziumgehalt durch Zuschlag von Ferrosilizium oder durch Schlackenreduktion erreicht. Bei Gehalten von 1% Silizium an bildet sich auch bei sehr heißem Stahl schnell eine Haut, die zu Täuschungen in der Beurteilung der Temperatur führt; er neigt beim Gießen zum Überlappen.

Das Nickel hat nur geringe Neigung, sich mit Sauerstoff zu verbinden, so daß nennenswertes Verschlacken weder beim Verschmelzen von nickelhaltigem Schrott noch bei Aufgabe von Legierungszusätzen erfolgt; als Zusatz wird fast durchwegs Würfelnickel verwendet. Es wird sauer und basisch gearbeitet. Auch kann entkohlt und entphosphort werden, ohne daß Nickelverluste eintreten. Das Würfelnickel wird entweder mit dem Einsatz oder nach dem Einschmelzen oder kurz vor dem Fertigmachen der Schmelzung zugesetzt. Die Schmelzungsführung ist bei saurem und basischem Herd wie bei gewöhnlichem Stahlguß. Gute Entgasung der fertigen Schmelzung ist erforderlich, da Nickelstahl erfahrungsgemäß zu Blasenbildung neigt. Stark sauerstoffhaltige Schmelzungen lassen sich manchmal auch durch längere Schlackenarbeiten und durch erhöhten Zusatz von Silizium nicht sicher zum Stehen bringen. Man hilft sich durch einen höheren Zusatz von Aluminium oder Magnesium in die Pfanne, jedoch ist ein derartiges Arbeiten als unrichtig und nachteilig zu verwerfen. Es muß heiß, möglichst mit der Stopfenpfanne, vergossen werden, da der Nickelstahl schnell absteht und zu Überlappungen und Kaltschweißstellen neigt; aus demselben Grunde darf der Gießstrahl nicht unterbrochen werden.

Chrom bindet im flüssigen Eisen gelösten Sauerstoff energisch; eine stark basische Schlacke hält das entstandene saure Chromoxyd fester in Lösung als die saure Schlacke, so daß zur Rückführung des Chroms aus der Schlacke in das Stahlbad hohe Temperaturen und stark reduzierende Einflüsse erforderlich sind. Der basische Betrieb ist fast durchwegs in Anwendung, da zur Lösung der schwer schmelzenden Zusätze, besonders wenn es sich um Ferrochrom mit hohem Kohlenstoff handelt, lange Zeit erforderlich ist; das Doppelkarbid des Eisens und Chroms geht im flüssigen Eisen erfahrungsgemäß sehr langsam in Lösung¹⁾. Da das Chrom sich energisch mit dem Sauerstoff der Schmelzung verbindet, muß vor dem Zusatz möglichst weitgehend entgast werden. Nach dem Zusatz wird die Schmelzung unter stark reduzierender Schlacke gehalten; auch dann verschlackt zunächst Chrom, was man an der grünen Schlackenfarbe erkennt. Unter dem Einfluß der Reduktionsmittel wird sie allmählich heller, bis sie schließlich zu einem grauen Pulver zerfällt; höchstens ein leichter Stich des Pulvers ins Grüne ist zulässig. Stark chromhaltige Schlacken erfordern einen erhöhten Zusatz an Kalk- und Kohlepulver. Besonders bei hochprozentigem Chromstahl (13% und mehr) wird die Schlacke hochbasisch, stark reduzierend, doch gut flüssig geführt. Der Ofen wird möglichst lange unter stark reduzierenden Verhältnissen gut dicht abgeschlossen gehalten.

Auch im sauren Betrieb erfolgt der Zusatz erst nach vollkommener Entgasung; hierbei ist jedoch große Vorsicht nötig, da nunmehr trotz der Absteifung mit Kalk Silizium-Reduktion einsetzt; aus diesem Grunde wird schon 5–10 Minuten nach dem Zusatz abgegossen. Das ist jedoch für die Lösung des Ferrochroms im Eisen ungünstig. Ein weiterer Grund, warum der basische Betrieb vorgezogen wird, ist der, daß die Zusammensetzung in bezug auf die anderen Elemente genauer getroffen werden kann, da man zeitlich unabhängig ist. Auch im basischen Betrieb rechnet man mit einem Chromverlust von 10%. Der Zusatz des Chroms erfolgt als Ferrochrom, dessen Kohlenstoffgehalt verschieden ist; für empfindliche Stahlgußsorten zieht man niedrig gekohltes Ferrochrom vor, da dieses besser in Lösung geht als die Eisenchromkarbide. Die Herstellung von Chromnickelstahl erfolgt durchwegs auf basischem Herd. Der Nickelzusatz wird in der Zeit beliebig gemacht, da kein Verschlacken eintritt, der Chromzusatz jedoch nach weitgehender Entgasung unter stark reduzierend geführter Schlacke. Es wird heiß geschmolzen.

Molybdän verhält sich beim Legieren ähnlich wie Nickel. Verluste durch Oxydation treten nicht ein, so daß man sauer oder basisch arbeiten kann. Der Zusatz erfolgt als Ferromolybdän sofort nach dem Verflüssigen. Da dieses sich schwer löst, wird heiß geschmolzen, der Zusatz soll nicht kurz vor dem Vergießen erfolgen. Im basischen Betrieb kann man auch Kalziummolybdat auf die Schlacke geben, aus der bei entsprechender Arbeitsweise das Molybdän in das Eisen übergeführt wird.

¹⁾ Hochprozentiger Chromstahl wird auch sauer erschmolzen; vgl. Kern: „Das Schmelzen hochchromhaltiger Eisenlegierungen im sauren Ofen.“ *Stahleisen* 1926. S. 1161/1162.

Vanadin wird im basischen Betrieb, ohne daß Verluste eintreten, etwa $\frac{1}{2}$ Stunde vor dem Vergießen in den Ofen zugesetzt, im sauren Betrieb meistens in die Pfanne, wenn der Stahl heiß ist, oder in den Ofen, wo 50% verschlacken. Im basischen Betrieb wird Vanadin aus dem Schrott zurückgewonnen, während im sauren Betrieb der größte Teil verschlackt. Vanadin bindet Sauerstoff und Stickstoff. Titan wird in Mengen von 0,1% zur Bindung von Stickstoff zugesetzt. Die vor einigen Jahren gehegten Hoffnungen auf Verbesserung der Güte schon durch geringen Zusatz hat sich jedoch nicht ganz erfüllt, obgleich die Stickstoffbindung im Elektroofenbetrieb von erhöhter Bedeutung sein kann. Zirkon hat größere Verwandtschaft zum Sauerstoff als Silizium, so daß es die letzten Spuren aus dem Stahl bindet. Auch mit Stickstoff verbindet es sich; Zirkonnitrate wurden mikroskopisch festgestellt. Beim Zusatz geht man nicht über 0,1%.

Der Zusatz von Aluminium in Form von Reinaluminium oder seltener von Ferroaluminium wird in die Pfanne in Mengen von 0,5—1‰ gegeben. Bei gut erschmolzenem Elektro Stahl kann man auf den Aluminiumzusatz verzichten, gibt man ihn dennoch, so ist dies eine Sicherung gegenüber der Sauerstoffaufnahme des Stahles in Berührung mit der Luft beim Abgießen aus dem Ofen und in die Form. Bis 0,5‰ Aluminium wirken auf die Festigkeitseigenschaften nicht ungünstig, mehr als 1‰ schädlich¹⁾.

Magnesium wird selten in die Pfanne zugesetzt; es verbrennt zum größten Teil schon an der Luft, ehe es seine Einwirkung auf den Stahl ausüben kann. Die Entgasungserzeugnisse des Titans, Zirkons, Aluminiums und Magnesiums sind hochschmelzend, im Stahl nicht löslich und daher als nichtmetallische Einschlüsse für die Eigenschaften des Gusses von nachteiliger Wirkung.

Der Einfluß der Legierungsmetalle auf den Stahl ist je nach ihrer Menge und je nach den Prozentgehalten der übrigen Legierungsbestandteile verschieden. Seine endgültigen hervorragenden Eigenschaften erhält der legierte Stahlguß durch eine seiner Zusammensetzung und den verlangten Werten entsprechende Wärmebehandlung, die in einem, auch mehrmals wiederholten Abschrecken aus Temperaturen über dem Umwandlungspunkt in Wasser, Öl oder in Luft besteht, mit nachfolgendem Anlassen bei verschiedenen Temperaturen.

Mangan verleiht bei geringem Zusatz (1—1,7%) und 0,25—0,40% C dem Stahlguß nach richtiger Wärmebehandlung hohe Bruchfestigkeit und Streckgrenze bei guter Dehnung, Zähigkeit und Widerstand gegen Verschleiß. Durch Ausglühen erreicht man gute Bearbeitbarkeit. Durch Zusatz von bis 1% Nickel werden Zähigkeit und Dehnbarkeit bei erhöhter Brinellhärte, durch 0,2—0,4% Molybdän die Streckgrenze gesteigert. Kleine Stücke werden in Wasser abgeschreckt, große an der Luft erkalten gelassen mit nachfolgendem Anlassen. Über Hartmanganstahl mit Gehalten über 10% Mangan ist auf S. 410 ff. ausführlich berichtet.

Durch Zusatz von Silizium nimmt mit steigendem Gehalt der Widerstand des Stahlgusses gegenüber verschleißender Beanspruchung zu. Ein Stahlguß mit 1% Silizium eignet sich daher gut für Getriebe u. dgl. Die Elastizitätsgrenze steigt, ohne daß die Zähigkeit abnimmt. Bei mehr als 0,7% Silizium wird das autogene Schweißen schwieriger, so daß elektrisches Schweißen vorzuziehen ist. Die Wärmebehandlung weicht nicht stark vom gewöhnlichen Stahlguß ab.

Nickel legiert sich in allen Verhältnissen mit Eisen; bei den für Stahlguß in Frage kommenden geringen Zusätzen (1 bis höchstens 4%) erhöht es die Bruchgrenze und Elastizitätsgrenze und das Verhältnis von Streckgrenze zur Bruchgrenze, ohne daß die Zähigkeit des Gusses vermindert wird. Die Schlagfestigkeit und der Widerstand bei stoßweiser Beanspruchung werden verbessert. Die Schweißbarkeit wird durch Nickelzusatz ungünstig beeinflusst, besonders bei höheren Gehalten von 4%. Der Umwandlungspunkt des Eisens wird erniedrigt. Bei Erhitzung über den Umwandlungspunkt ist

¹⁾ Eine leicht schmelzende Schlacke (Tonerdesilikat) bildet das vom Elektrizitätswerk Lonza A.G., Basel, gelieferte Entgasungsmittel Alsimin. Es enthält 48—50% Al, 33—35% Si, 10—13% Fe, 2—3% Ti, 0,5—1% C und schmilzt bei 800°.

der Nickelstahlguß gegenüber Kornvergrößerung nicht sehr empfindlich, so daß besondere Vorsicht bei der Wärmebehandlung dickwandiger Stücke, wie doppeltes Abschrecken, nicht erforderlich ist. Das Abschrecken erfolgt je nach den verlangten Eigenschaften in Wasser, Öl oder an der Luft.

Chrom erhöht die Festigkeit schon bei geringen Gehalten wesentlich, ohne die Dehnung und Zähigkeit bei richtiger Wärmebehandlung zu vermindern. Es wird auch dort verwendet, wo Stücke mit großer Härte bei gewisser Zähigkeit hergestellt werden müssen, wie z. B. für Zerkleinerungs- und Mahlmachines. Nach entsprechender Wärmebehandlung ist die Härtesteigerung größer als bei hochprozentigem Manganstahl, so daß Dehnungserscheinungen an den Gußstücken im Betriebe durch stoß- und schlagartige Beanspruchungen nicht eintreten. Die übliche Zusammensetzung ist 0,5–1,5% Chrom bei 0,25–0,90% Kohlenstoff. Die hohen Kohlenstoffgehalte sind in Anwendung, wo größte Härte erzielt werden soll. Als Ersatz für Schmiedestücke aus gutem Kohlenstoffstahl wird ein Stahlguß mit 0,5% C und 0,5% Cr verwendet, der bei großer Härte hohe Zähigkeit hat. Beim Vergüten muß Überhitzung vermieden werden, da die Festigkeit und besonders der Widerstand gegen stoßweise Beanspruchung infolge Kornvergrößerung sehr ungünstig beeinflusst werden. Man erhitzt nur bis dicht über den Umwandlungspunkt und möglichst kurze Zeit, wiederholt aber dafür bei dickwandigen Stücken das Abschrecken. Chrom erhöht den Umwandlungspunkt. Ein Stahlguß mit 0,60–0,70% C und 0,50–0,75% Cr erhält große Verschleißfestigkeit durch Abschrecken aus hoher Temperatur, niedriges Anlassen und schnelles Abkühlen. Hochprozentiger Chromstahl widersteht dem Angriff von Säuren.

Ein Zusatz von Nickel (bis 3,5%) und Chrom (bis 1,5%) verbessert die mechanischen Eigenschaften des Gusses außerordentlich; üblich ist das Verhältnis der Legierungsbestandteile Nickel zu Chrom = 2,5 : 1. Legierter Stahlguß mit Nickelchrom- und Vanadinzusatz dient ebenfalls als Ersatz für verschleißfesten Manganhartstahl, wenn es besonders auf große Härte bei stoß- und schlagartiger Beanspruchung ankommt, wo der 12%ige Manganstahl mit seiner niedrigen Streckgrenze ausweicht; der legierte Chrom-Nickelstahlguß hat nach dem Vergüten eine sehr hohe Elastizitätsgrenze, so daß ein Ausweichen des Stahles bei stoßweiser Beanspruchung nicht so leicht eintritt. Ein weiterer Vorteil des Chromnickelstahles besteht darin, daß er vor der endgültigen Wärmebehandlung mechanisch bearbeitet werden kann, was beim Manganstahl nicht möglich ist; erst nach der Fertigbearbeitung werden ihm die Eigenschaften der Verschleißfestigkeit durch das Vergüten erteilt (Gefahr des Werfens!). Die Wärmebehandlung wird meistens derart durchgeführt, daß aus Temperatur über Umwandlungspunkt in Öl abgeschreckt wird mit nachfolgendem Anlassen; bei dickwandigen Stücken und bei ungleichen Querschnitten empfiehlt sich das doppelte Abschrecken; dabei gehen die Doppelkarbide des Eisens und Chroms mit Sicherheit in Lösung. Hitzebeständiger Guß enthält selten über 60% Fe bei 20–65% Ni, 7,25–40% Cr, 0,20–1,0% C. Die Festigkeit liegt noch bei 800° hoch. Der Hauptvorteil ist der große Widerstand gegen Zundern.

Durch Zusatz von Molybdän wird die Verschleißfestigkeit bei hoher Festigkeit, guter Dehnung und Kontraktion verbessert. In Amerika wird es neuerdings für schwere Stücke verwendet, die große Zähigkeit bei stoßweiser Beanspruchung besitzen müssen (Blockwalzen). Durch Zusatz von Molybdän zu Nickel- und Nickelchromstahlguß werden Streckgrenze, Verschleißfestigkeit und Unempfindlichkeit gegen Überhitzung gesteigert; nur durch Lufthärtung erhält der Stahlguß, ohne Verlust der Zähigkeit, sonst bloß durch Abschrecken in Öl oder Wasser und Anlassen erreichbare Eigenschaften.

Vanadin wird in Mengen von 0,15% dem Kohlenstoffstahl und dem legierten Stahlguß zur Verbesserung der Zerreißfestigkeit und Dehnung zugesetzt. Das Bruchkorn wird durch diesen Zusatz sehr feinkörnig. Barton¹⁾ erzielte bei vergütetem legiertem Stahlguß die in Zahlentafel 87 zusammengestellten Werte.

¹⁾ Larry J. Barton, „Refining Metals Electrically. Cleveland, Ohio 1926.

Zahlentafel 87. Werte von vergütetem legiertem Stahlguß.

Stahlart	Zusammensetzung							Wärmebehandlung	Erzielte Festigkeitswerte				
	C %	Mn %	Si %	Ni %	Cr %	Mo %	Vd %		Bruch- grenze kg/mm ²	Elastiz- Grenze kg/mm ²	Bruchgr. Elast.-Gr. %	Dehnung %	Kon- traktion %
Basischer Nickel-Stahlguß	0,23	0,75	0,21	1,53	—	—	—	—	54	30	56	24,0	32,6
	Rohguß								68	38	56	26,2	41,9
	Gegüht bei 825° C und im Ofen abgekühlt Aus 825° C in Öl abgeschreckt, angelassen auf 285° C								75	65	87	19,0	37,0
Basischer Nickel-Stahlguß	0,25 bis 0,30	0,60 bis 0,70	0,20 bis 0,25	3,25 bis 3,50	—	—	—	—	57	31	54	20,0	48,0
	Rohguß								56	29	53	24,4	53,2
	Gegüht bei 790° C								92	75	83	13,4	58,8
	Abgeschreckt in Wasser aus 790° C								95	71	75	12,9	55,7
	Angelassen auf 285° C Angelassen auf 490° C								68	54	79	19,8	71,7
Saurer Nickel- Stahlguß	0,27	0,83	0,24	1,84	—	—	—	—	53	30	57	12,3	9,8
	Rohguß								54	32	58	19,2	21,6
	Gegüht bei 790° C (im Ofen abgekühlt)								60	37	61	13,1	12,7
	An der Luft abgekühlt aus 820° C								56	33	59	20,6	22,0
	An der Luft abgekühlt aus 820° C, anlassen auf 700° C und 5 Stunden im Ofen lassen								59	34	57	28,0	41,5
	An der Luft abgekühlt aus 820° C, anlassen auf 700° C und im Ofen ziemlich stark abkühlen lassen								59	34	58	34,0	51,3
Chrom-Stahlguß	0,60 bis 0,70	—	—	—	0,50 bis 0,75	—	—	—	51	42	82	34,4	66,6
	Abgeschreckt aus 820° C, angelassen auf 700° C								63	60	94	20,1	60,0
	Abgeschreckt aus 820° C, angelassen auf 425° C								74	65	88	14,3	54,4
Chrom-Nickel- Stahlguß	0,30 bis 0,40	—	—	1,30 bis 1,70	0,50 bis 0,70	—	—	—	42	23	56	17,5	25,8
	Rohguß bei 820° C								41	20	50	30,1	54,3
	Gegüht bei 730° C Abgeschreckt aus 820° C in Öl, angelassen auf 530° C Abgeschreckt aus 845° C in Öl, angelassen auf 480° C								57	41	73	23,9	61,6
								54	32	60	26,5	57,7	

Chrom-Nickel-Stahlguß	0,35	0,82	0,36	1,95	0,66	—	—	83	72	87	14,5	29,5
								66	48	72	21,0	48,3
								67	58	86	23,5	52,0
								67	57	87	23,0	52,0
								68	57	83	21,0	51,1
Chrom-Nickel-Stahlguß mit Molybdän legiert	0,35	0,85	—	1,90	0,80	0,40	—	103	83	80	3,5	3,9
								90	66	73	13,0	24,4
								77	57	75	17,0	25,1
								64	38	59	17,0	33,7
Saurer Stahlguß mit Vanadium-zusatz	0,30	0,75	0,35	—	—	—	0,20	63	39	61	24,0	40,0
								58	36	62	25,0	40,7
								58	38	62	26,5	47,2
								57	35	60	27,5	52,0
								74	45	60	20,0	36,3
Vanadin-Stahlguß	0,42	0,93	0,32	—	—	—	0,21	76	53	70	11,5	15,2
								72	52	72	12,5	17,7
								63	40	63	15,0	19,8
								72	50	69	12,9	18,2
								62	40	65	15,3	19,6
Basischer Mangan-sonderstahl	0,26	0,38	1,33	—	—	—	—	50	32	64	20,8	31,8
	0,36	0,33	1,33	—	—	—	—	54	29	54	24	35,7
	0,47	0,39	1,40	—	—	—	—	68	39	58	21	37

820° C in Wasser abgeschreckt, angelassen auf 560° C
 Angelassen auf 650° C und an der Luft abgekühlt
 Angelassen auf 650° C und im Ofen abgekühlt
 820° C in Wasser abgeschreckt, angelassen auf 625° C,
 langsam im Ofen abgekühlt
 820° C in Wasser abgeschreckt, angelassen auf 625° C,
 abschrecken
 Aus 790° C an der Luft abgekühlt
 Aus 790° C im Ofen erkalte
 Aus 790° C an der Luft abgekühlt, angelassen
 auf 675° C
 Aus 790° C im Ofen erkalte, angelassen auf 675° C
 Erwärmt auf 930° C, 1 1/2 Std. auf Temperatur ge-
 halten, an der Luft abgekühlt
 Erwärmt auf 930° C, wie oben, im Ofen abgekühlt
 Erwärmt auf 930° C, 1 1/2 Std. auf Temperatur gehalten,
 an der Luft abgekühlt, erwärmt auf 760° C,
 1 1/2 Std. auf Temperatur gehalten, an der Luft
 abgekühlt
 Wie vor, nach dem Anlassen im Ofen abgekühlt
 Erwärmt auf 930° C, 1 Std. auf Temperatur gehalten,
 sehr schnell an der Luft abgekühlt
 Erwärmt auf 920° C, 2 1/2 Std. auf Temperatur halten,
 an der Luft abkühlen
 Erwärmen auf 920° C, 2 Std. halten, an der Luft
 abkühlen
 Erwärmen auf 920° C, 2 Std. halten, an der Luft ab-
 kühlen, wiedererwärmen auf 800° C, 2 Std. halten
 an der Luft abkühlen
 Erwärmen auf 940° C, 2 Std. halten, an der Luft
 abkühlen
 Erwärmen auf 940° C, 2 Std. halten, an der Luft
 abkühlen, wiedererwärmen auf 790° C, 2 Std.
 halten, an der Luft abkühlen
 Aus 900° in Luft schnell abgekühlt, angelassen
 auf 700°, an der Luft langsam abgekühlt

Manganhartstahl¹⁾.

Große Bedeutung hat der Manganhartstahl von der Zusammensetzung zwischen 1—1,4% C, 10—14% Mn und 0,3—1% Si erlangt, der im gegossenen, gewalzten oder geschmiedeten Zustande da verwendet wird, wo es auf großen Widerstand gegen Verschleiß ankommt. Die praktische Verwertung gelang zuerst vor etwa 40 Jahren R. A. Hadfield; frühere Versuche scheiterten an dem zu hohen Kohlenstoffgehalt.

Die Grundmasse des Stahles besteht im Gußzustand aus Austenit mit zwischen- gelagertem freiem Karbid als Netzwerk, Kugeln und Nadeln, die den Guß sehr spröde machen. Dieses freie Karbid muß durch Erhitzen über Umwandlungspunkt A_{cm} (= etwa 1050°) und Abschrecken in Wasser in Lösung gebracht werden. Dann ist das Gefüge rein austenitisch; der Stahl ist nicht mehr spröde, sondern sehr zäh bei hoher Dehnung und

Zahlentafel 88.

Eigenschaften von Hartmanganstählen.

C	Si	Mn	Gußzustand		In Wasser abgeschreckt		Angelassen	
			Bruch- grenze	Deh- nung	Bruch- grenze	Deh- nung	Bruch- grenze	Deh- nung
%	%	%	kg/mm ²	%	kg/mm ²	%	kg/mm ²	%
0,20	0,03	0,83	52	31	—	—	—	—
0,40	0,15	2,30	87	6	—	—	—	—
0,40	0,09	3,89	60	1	—	—	—	—
0,52	0,37	6,95	39	2	36	2	33	2
0,47	0,44	7,22	40	2	39	2	40	5
0,61	0,30	9,37	52	5	62	15	60	16
0,85	0,28	10,60	53	4	63	7	64	17
1,10	0,16	12,60	61	2	85	27	58	11
0,92	0,48	12,81	61	5	96	37	75	20
0,85	0,28	14,01	57	2	105	44	75	14
1,10	0,32	14,48	61	1	99	37	77	5
1,24	0,16	15,06	77	2	96	31	74	2
1,54	0,16	18,40	79	1	84	10	61	1
1,83	0,26	18,55	76	1	86	5	—	—
1,60	0,26	19,10	81	1	93	4	64	1

guter Festigkeit²⁾. Die vollständige Auflösung der Karbide ist wichtig. Ist der Kohlenstoffgehalt zu hoch oder die Abschrecktemperatur zu niedrig oder das Gefüge sehr grob, so geht nur ein Teil der Karbide in Lösung; ungelöstes Karbid tritt ebenfalls wieder auf, wenn die Durchhärtung zu gering war, wie es bei starken Querschnitten über 150 mm der Fall sein kann. Der Stahl ist dann stets mehr oder weniger spröde und hart. Da gegossener Stahl ein gröberes Gefüge mit stärkeren örtlichen Karbidanhäufungen als der Walzstahl mit zertrümmertem Gußgefüge hat, dauert die Auflösung des Karbides beim Hartstahlguß länger, so daß höhere Temperaturen zur Beschleunigung der Karbidlösung angewendet werden; dadurch tritt aber andererseits unerwünschtes Kornwachstum ein, das bei den durch das Abschrecken verursachten Spannungen zu Ribbildungen führt und die Festigkeitseigenschaften verschlechtert.

Manganhartstahl hat eine schlechte Wärmeleitfähigkeit bei großer thermischer Ausdehnung; besonders im Gußzustand ist er daher gegen Temperaturwechsel empfindlich, so daß sowohl beim Abkühlen in der Form, als auch beim Erhitzen im Glühofen Sorgfalt nötig ist. Die Gußstücke müssen unter Vermeidung scharfer Übergänge und ungleicher Querschnitte, die Risse verursachen, entsprechend konstruiert sein.

Nach der thermischen Behandlung ist der Stahl unmagnetisch, die elektrische Leitfähigkeit ist sehr schlecht (30mal schlechter als Kupfer). Die Dehnung und der Wider-

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 244. ²⁾ Vgl. S. 618..

stand gegen stoßweise Beanspruchung sind hoch, Brinellhärte und die Elastizitätsgrenze niedrig. Die von Hadfield 1887 zuerst hergestellten Manganstähle von verschiedener Zusammensetzung hatten je nach Behandlung die in Zahlentafel 88 verzeichneten Eigenschaften.

Im allgemeinen werden für geschmiedete Probestäbe folgende Werte verlangt: 70—80 kg/mm²-Bruchfestigkeit, 35—40 kg/mm²-Elastizitätsgrenze, 30—50% Dehnung auf 50 mm Meßlänge, 35—40% Kontraktion und 180—210 Brinellhärte. Die niedrigeren Werte von gegossenen Probestäben unterliegen je nach Form und Herstellung starken Schwankungen. Knerr¹⁾ gibt folgende Zahlen an:

	Gußzustand	Walzzustand	
		normale Werte	Höchstwerte
Bruchfestigkeit kg/mm ²	50—75	70	98—113
Elastizitätsgrenze kg/mm ²	20	40	28—50
Dehnung auf 50 mm/%	15—35	20	40—60
Kontraktion %	15—35		
Brinellhärte	180—200		

Die höheren und gleichmäßigeren Werte nach dem Schmieden und Walzen werden durch die wesentliche Kornverfeinerung als Folge der starken Durcharbeitung bewirkt. Die niedrigeren Werte der Zerreißprobe bei Gußstählen werden verursacht durch starke Schwindung, Lunkerung, nicht metallische Einschlüsse, vor allem aber wohl dadurch, daß bei dem viel gröberen Gefüge der Bruch wahrscheinlich interkristallin erfolgt, ehe die wirklichen Festigkeitswerte des Stahles erreicht sind.

Knerr macht auf den außerordentlich hohen Gütefaktor des Manganstahls als Produkt von Festigkeit mal Dehnung im Vergleich zu anderen Stählen aufmerksam.

Stahlart	Bruchfestigkeit kg/mm ²	Dehnung %	Bruchfestigkeit mal Dehnung
Geschmiedeter Manganstahl (12% Mn)	105	50	5250
Hochprozentiger Chrom-Nickelstahl	88	27	2376
Chrom-Nickelstahl	141	15	2115
Chrom-Vanadinstahl	197	10	1970
Gewöhnlicher, niedrigprozentiger Manganstahl	63	25	1575
Weicher Stahl	42	25	1050

Die Werte der Zerreiß- und Druckprobe sind jedoch für den Manganhartstahl von untergeordneter Bedeutung; sie sind kein Maßstab für seine wichtigste Eigenschaft, die große Verschleißfestigkeit. Die Verschleißfestigkeit des Manganhartstahles tritt erst nachträglich bei Benutzung ein als Folge einer oberflächlichen Kalthärtung durch mechanische Schlag- oder Druckbeanspruchung oder ähnliche Einwirkungen; die Folge ist eine leichte Oberflächenstauchung, wodurch die ursprünglich niedrige Brinellhärte von 200 auf sehr hohe Werte bis 450, sogar bis 600 gesteigert wird. Diese den austenitischen Stählen eigentümliche Erscheinung tritt in geringerem Maße auch beim hochprozentigen Nickelstahl auf (von 180 auf über 300 Brinellhärte). Die Austenitkörner zeigen dann Gleitlinien.

Die praktisch nicht mögliche Bearbeitung des 12%igen Manganhartstahles durch Schneidwerkzeuge ist eine Folge dieser Kalthärtung, indem das Werkzeug durch den örtlich stark konzentrierten Druck die Stauchung und damit die außerordentliche Kalthärtung hervorruft, die es schließlich nicht mehr überwinden kann. Tatsächlich dringt ein scharfer Meißel oder die Feile zunächst leicht ein, ebenso nimmt das Drehmesser einen ersten dünnen Span; dann hört aber die Bearbeitungsmöglichkeit auf. Vor der Kalthärtung überlassen schon leichte Hammerschläge Eindrücke, bis durch diese die hohe Kalthärtung erreicht ist.

¹⁾ Forging, Stamping, Heat Treating 1926. S. 279; vgl. dazu auch Strauß, „Kennzeichnende Eigenschaften einiger Manganstähle“ Transact. Amer. Soc. Steel. Treat. 1923. Dez. p. 655 ff.

Auch am Zerreistab tritt bis zum Bruch eine der sich stets steigenden Kalthärtung ähnliche Wirkung ein, und zwar schließlich gleichmäßig über seine ganze Länge und Fläche. Der Stab dehnt sich daher über die ganze Melänge ziemlich gleichmäßig, wodurch die hohe Dehnung verursacht wird. Aus den vorerwähnten Gründen tritt dies beim Schmiede- oder Walzstahl deutlicher hervor als beim gegossenen Stahl.

Die oberflächliche Kalthärtung ist natürlich erste Voraussetzung für die Verschleißfestigkeit von Manganhartstahlteilen in Zerkleinerungsmaschinen, die im Betrieb selbst durch starken Schlag, Druck usw. bald eintritt. Bei leichter, mehr reibender Beanspruchung kann unter Umständen die Kalthärtung nicht eintreten, woraus sich auch gelegentliche Versager erklären, wenn das gleiche Brech- oder Mahlgut plötzlich feinkörniger oder die Arbeitsweise geändert wird. Knerr stellte beispielsweise fest, daß Baggerzähne in feinem Quarzsand und Ton schnell abgenutzt wurden, dagegen in grobem Quarzgestein außerordentlich lange hielten.

Manganhartstahl kann nach verschiedenen Schmelzverfahren hergestellt werden, doch ist weder der Birnen- noch der S.-M.-Stahl in dem Grade entgast wie der Elektro Stahl, so daß letzterer das höchstwertige Erzeugnis liefert. Der hochprozentige Elektromanganhartstahl wird nur auf basischem Herd (Dolomit oder Magnesit) erschmolzen. Der Herd wird hierbei stark beansprucht, so daß er sehr sorgfältig hergestellt werden muß; durch unerwünschte Magnesiaaufnahme aus der Zustellung wird die Schlacke sehr zäh und die Reduktion des verschlackten Manganoxyduls aus ihr wird schwierig, da die Metalloxyde sehr fest von einer derartigen Schlacke gehalten werden.

Im Elektroofen wird entweder manganarmer Einsatz eingeschmolzen und das Mangan durch Zugabe von Ferromangan hinzulegiert, oder man verarbeitet hochmanganhaltige Abfälle unter Wiedergewinnung des Mangans aus diesen. Im ersteren Falle wird gewöhnlicher Schrott mit wenig Kalkzugabe eingesetzt und das Bad möglichst weit bis auf 0,05% Kohlenstoff herunter gefrischt. Der Siliziumgehalt sinkt dabei auf 0,01% und der Mangangehalt auf etwa 0,05%. Die schwarze und dünnflüssige Frischschlacke wird in der üblichen Weise abgezogen und durch die Desoxydationschlacke ersetzt, unter der eine weitgehende Entgasung durchgeführt wird, ohne daß eine wesentliche Zunahme des Kohlenstoffgehaltes eintreten soll. Nach möglicher Temperatursteigerung wird das abgewogene Ferromangan in einzelnen Teilen nach und nach zugesetzt, ohne daß die Temperatur des Eisens wesentlich sinkt; die Schlacke wird stark reduzierend geführt, um jede Verschlackung des Mangans zu vermeiden; ist alles Ferromangan zugesetzt, so wird auf Gießtemperatur eingestellt und kurz vor dem Abfassen Ferrosilizium zugegeben, um den gewünschten Siliziumgehalt des Stahles zu erreichen. Dieser schwankt zwischen 0,30—0,80%; selbst 2% Silizium sollen für den Stahl nicht nachteilig sein.

Ein Abziehen der ersten Frischschlacke ist jedoch nicht unbedingt erforderlich; man kann sie ohne weiteres durch Zusatz von Kalk und Reduktionsmitteln in die Entgasungschlacke überführen, wobei man den verschlackten Mangangehalt des Einsatzes teilweise wieder zurückgewinnt (etwa 0,5% Mangan) und an Schlackenbildnern spart. Nach der Entkohlung gibt man etwa 2—4% des Einsatzgewichtes an Kalk zu, rührt gut durch, damit sich die aus dem Eisenbade aufsteigenden Metalloxyde in der Schlacke verteilen, streut eine gute Lage Kokspulver über die Schlacke und dichtet den Ofen durch Verschmieren der Türen ab. Dann wird kurze Zeit zur Erhöhung der Schlackentemperatur mit höchster Energie gefahren, wodurch die Schlacke möglichst bald in den reduzierenden Zustand übergeführt wird; ihre Farbe wird bald heller. Ist die richtige Temperatur und Entgasung erreicht, so wird mit dem Zusatz des Ferromangans (80%ig) in der üblichen Weise begonnen. Die erforderliche Ferromanganmenge ist ungefähr $\frac{1}{7}$ des Eisengewichtes.

Bei der Verarbeitung hochmanganhaltiger Abfälle kann man bis zu 100% Manganhartstahl mit 12% Mangan einsetzen. Je größer der Anteil derartiger Abfälle ist, um so schwieriger ist die Schmelzungsführung. Zum Erfolg ist mögliche Vermeidung von Manganverschlackung beim Einschmelzen und einer zu starken Kohlenstoffaufnahme während des ganzen Schmelzungsverlaufes Voraussetzung. Der Herd muß im guten Zustand sein; ein Luftzutritt muß, besonders beim Einschmelzen durch sorgfältiges Abschließen

des Ofens verhindert werden; immerhin tritt geringe Oxydation durch anhaftenden Rost ein. Die Schlacke wird sobald als möglich in stark reduzierenden Zustand übergeführt, wodurch das verschlackte Mangan zum größten Teil wieder in das Eisenbad zurückgeführt wird; ist der Kohlenstoffgehalt nach dem Einschmelzen ziemlich hoch, so gibt man einen erforderlichen Zuschlag an Mangan in Form von niedrig gekohltem Silikomangan, wodurch der Mangangehalt auf die verlangte Höhe gebracht wird, ohne daß der Kohlenstoffgehalt wesentlich gesteigert wird. Die Schlacke muß so basisch wie möglich geführt werden, da in ihr dann die Metalloxyde weniger fest gebunden und der Reduktion leichter zugänglich sind. Man verwendet daher beim Schlackenmachen keinen Sand, sondern nur nötigenfalls geringe Mengen Flußspat, um den erforderlichen Flüssigkeitsgrad der Schlacke zu erreichen. Kohle als Reduktionsmittel ist mit Vorsicht zu benutzen; man verwendet auch dafür gepulvertes, hochprozentiges Ferrosilizium. Durch das reduzierende Arbeiten wandert der gesamte Phosphorgehalt wieder aus der Schlacke in den Stahl zurück, doch tritt auch bei 0,1% und mehr Phosphor keinerlei Nachteil ein. Eine Entkohlung durch frisches Erschmelzen ist nicht möglich, ohne daß erhebliche Manganmengen in die Schlacke eintreten. Zweckmäßig ist die Verwendung von Manganerz zum Frischen, da hierdurch Mangan in das Bad zurückgeführt wird, entsprechend der Umsetzung: $\text{MnO}_2 + 2\text{C} = \text{Mn} + 2\text{CO}$. Ist der gewünschte Kohlenstoffgehalt erreicht, so wird die Frischschlacke in die Entgasungsschlacke übergeführt. Derartige Schmelzungen machen jedoch viel Mühe, dauern lange und greifen die Zustellung stark an. Vorzuziehen ist daher das Arbeiten mit sauberem, rostfreiem Einsatz bei gut verschlossenen Türen unter möglichster Vermeidung einer Frischwirkung, da dann das Verhältnis Kohlenstoff zu Mangan schon nach dem Einschmelzen dem des Fertigstahles entspricht und nur geringe Zugaben an Ferromangan beim Fertigmachen nötig werden. Manganhaltige Abfälle können nur im basischen Elektroofen unter vollständiger Rückgewinnung ihres Mangangehaltes verschmolzen werden.

Wichtig zur Beurteilung des Schmelzungsverlaufes ist die ständige Überwachung der Schlacke durch Beobachtung des Flüssigkeitsgrades und der Schlackenfarbe. Ein weiteres Mittel bietet die Beobachtung der Biegefähigkeit ausgeschmiedeter, in Wasser abgeschreckter Metallproben oder gegossener in Wasser abgeschreckter Proben, deren Biegewinkel und Bruchgefüge nach Korn und Färbung einen guten Anhalt bieten.

Nach dem Einschmelzen ist die Schlacke bei hohem Metalloxydgehalt, besonders Manganoxyd, schwarz und ziemlich dünnflüssig. Nach Zugabe des Kalkes und der Reduktionsmittel wird die Schlacke allmählich immer heller, die Farbe geht von braun über dunkelblau, grün, grünlichweiß bis zu weiß mit einem leichten Stich ins Grüne über. Die letzten Reste des Manganoxydes werden von der Schlacke energisch festgehalten. Man zieht es daher vor, abzugießen, wenn die Schlacke noch 2–4% Mangan enthält und ihre Farbe noch hellbraun bis grünlich ist. Nach Barton¹⁾ haben die Schlacken beim Hartstahlschmelzen folgende Zusammensetzung:

Zeit der Probenahme	1 Uhr	2 Uhr	2 ¹⁰ Uhr	2 ⁴⁵ Uhr
Schlackenfarbe	dunkelbraun	braun	hellbraun	weißes Pulver
SiO ₂ %	28	34,7	33,5	33,6
Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃ %	20,7	16	10	9,4
CaO + MgO %	48,4	49,5	56,5	58,4
Manganoxyd %	7	4,5	3,75	1,6

Es empfiehlt sich, die Schlacken basischer zu führen, wodurch man eine leichtere Reduzierbarkeit der Metalloxyde erreicht; der Metalloxydgehalt fällt in sehr guten Fertigschlacken bis auf 2%.

¹⁾ a. a. O.

Je höher der Kieselsäuregehalt der Schlacke ist, um so mehr und um so fester wird das Manganoxyd gebunden, um so länger und schwieriger werden die Reduktionsarbeiten. Daher bietet auch das reduzierende Arbeiten durch Aufstreuen von hochprozentigem Ferrosiliziumpulver unter Umständen Schwierigkeiten. Die hochbasischen Schlacken zerfallen auch bei verhältnismäßig hohen Metalloxydgehalten an der Luft. Die Farbe gibt nach Barton einen Anhalt für den Manganengehalt:

Schlacken mit 8—20%	Mangan sind	grünlich bis blau
„ „ 6—8%	„ „	dunkelbraun
„ „ 4—6%	„ „	hellbraun
„ „ 2—4%	„ „	hellbraun bis grauweiß.

Die Beurteilung der Schlacken nach der Farbe ist jedoch sehr unsicher; in weißen, gut zerfallenden Schlacken wurden schon wesentlich höhere Metalloxydgehalte gefunden, als Barton angibt. Bei Beurteilung der Metallproben ist die Dichtigkeit des Bruchgefüges kein Anhaltspunkt für den Grad der Entgasung der Schmelzung, da der hohe Manganüberschuß während des Erstarrens frei werdende Gase unschädlich macht; Blasenbildung ist daher auch bei schlecht entgastem Manganhartstahl auf dem Bruchgefüge von Proben seltener als bei gewöhnlichem Kohlenstoffstahl. Einen sicheren Anhalt bietet dagegen die Biegefähigkeit geschmiedeter oder gegossener, in Wasser abgeschreckter Proben und die Beurteilung des Bruchgefüges nach seiner Färbung. Eine einfache Probe besteht darin, daß eine kleine, zylinderförmige Gußprobe in eine Kokille gegossen, von Hand schnell zu einer flachen Scheibe ausgeschmiedet, sofort in Wasser abgeschreckt und durch Hammerschläge zusammen gebogen wird; an der Größe des Biegewinkels erkennt man den Verlauf der Schmelzung und die richtige Zusammensetzung des Stahles. Die fortschreitende Entgasung stellt man auch an gegossenen rechteckigen Proben von 300 mm Länge bei 25×20 mm Querschnitt fest, die nach dem Erstarren rotwarm in Wasser abgeschreckt, an den Enden frei auf eine entsprechend geformte Eisenunterlage gelagert und durch Hammerschläge in die Mitte der Probe gebogen werden. Der Biegewinkel ist anfangs nur gering und nimmt zu mit fortschreitender Entgasung.

Einen weiteren Anhalt gibt das Bruchgefüge. Ist die Entgasung noch nicht genügend fortgeschritten, so zeigt der mehr körnige Bruch des richtig zusammengesetzten Stahls eine von den Oxyden herrührende Färbung, die mit fortschreitender Entgasung immer mehr verschwindet, bis schließlich das mehr sehnige Bruchgefüge silberweiß ist. Die Biegeprobe ist besonders beim Verarbeiten von Hartstahlabfällen sehr wichtig, da andere Anhaltspunkte für weitgehende Entgasung fehlen; auf jeden Fall soll das Korn beim Bruch silberig sein. Barton ermittelte durch eingehende Untersuchungen den Einfluß des Verhältnisses Kohlenstoff zu Mangan einerseits und andererseits die Höhe des Manganengehaltes auf die Eigenschaften des Manganhartstahles. Er fand die nachstehenden Werte:

Versuchsgruppe	1	2	3
C im Durchschnitt %	0,96	1,05	1,22
Mn im Durchschnitt %	10,94	11,61	12,74
Verhältnis Mn : C	11,40	11,00	10,40
Biegeproben in Sand gegossen	bei 90° beginnen die Anrisse	bei 120° beginnen die Anrisse	bei 180° keine Anrisse

Nach weiteren Untersuchungen von Barton ist die Höhe des Manganengehaltes von größerer Wichtigkeit, wodurch die Höhe des Kohlenstoffes und das Verhältnis Mangan zu Kohlenstoff in den Hintergrund tritt.

Bei weniger als	11%	Mangan bricht die Biegeprobe bei	90—120°
„ „ „	11—12%	„ „ „ „	120—180°
„ „ „	12,5—14%	„ „ keine Anrisse auf	bei 180°

Daraus folgt, daß bei 12—14% Mangan größte Zähigkeit und Widerstand gegen Stoß vorhanden sind; bei niedrigerem Manganengehalt wird der Werkstoff härter und

widerstandsfähiger gegenüber Eindrücken. Das Verhältnis Mangan : Kohlenstoff braucht 10 nicht zu überschreiten; je niedriger der Kohlenstoffgehalt ist, um so geringer ist die Gefahr der Rißbildung. Man wählt dann 1,25% C, wo es auf große Härte ankommt, weniger¹⁾.

Auf die Eigenschaften des Manganhartstahles ist nicht nur die Gießtemperatur von Einfluß, auch die im Ofen während des Schmelzens erreichte Höchsttemperatur scheint eine wesentliche Rolle zu spielen; häufig ist das Bruchgefüge langsam abgekühlter Gießproben trotz gleicher Zusammensetzung ganz verschieden. Auch Barton beobachtete einen viel größeren Einfluß der Temperaturführungen im Ofen auf den Manganhartstahl als auf den gewöhnlichen Kohlenstoffstahl.

Das Vergießen des Manganstahles macht einige Schwierigkeiten, da er das feuerfeste Futter der Pfannen und Tiegel, auch Graphitstopfen und -ausgüsse, stark angreift; daher wird er in der Gießerei durchwegs über die Schnauze der Pfanne vergossen. Er schwindet und saugt stark ab, so daß Eingüsse und Steiger reichlich bemessen werden; die Stücke müssen nach dem Erstarren frei schwinden können, doch tritt bei zu frühem Auspacken Rißbildung ein. Vor der Wärmebehandlung ist der Stahl sehr spröde, so daß verwickelte Stücke vor dem Erkalten in den Wärmeofen eingesetzt werden sollen. Aufgüsse werden vorher durch Abschlagen oder nachher durch Abbrennen entfernt. Weiteres Saubermachen erfolgt auf der Schmirgelscheibe.

Gußeisen.

Allgemeines.

In der Stahlgießerei ist heute schon der Tiegel durch den Elektroofen ersetzt und der S.M.-Ofen sowie die Birne stark zurückgedrängt. Ähnliche Vorgänge sind bei der Herstellung der verschiedenen Gußeisensorten zu beobachten; besonders in der Graugießerei hat der Elektroofen dem Kuppelofen erheblich Boden abgerungen. Der Hauptgrund für die schnelle Einbürgerung des Elektroofens war die Herstellungsmöglichkeit hochwertiger Gusses ohne Roheisen aus minderwertigem Einsatz wie Brandguß, Altguß, Aufgüsse, Ausschuß, Gußspäne und dergleichen. Durch die ständige Verschlechterung der Einsatzstoffe für den Kuppelofen entstand die sogenannte Schwefelnot. Schwefelgehalte bis über 0,2% im Kuppelofen-Schmelzeisen erschwerten das Vergießen verwickelter Stücke sehr und verursachten spröden Guß mit harten Stellen. Zur einfachsten Lösung der Schwefelfrage dient der basische Elektroofen; geringe Entschwefelung tritt auch im sauren Ofen ein ($\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{2}$ des Schwefels bei bis 0,15% Schwefel im Einsatz).

Die Hauptvorteile des Elektroofens bei der Herstellung von Grauguß sind also folgende: Hochwertiges Roheisen bestimmter Zusammensetzung und schwefel- und asche- armer Koks sind nicht erforderlich; schwere Aufgüsse, Ausschuß und Schrottstücke können ohne Schwierigkeit verschmolzen werden; man erreicht weitgehende Entgasung und beim basischen Betrieb Entschwefelung; beim basischen Betrieb werden der Manganverbrauch verringert und die mechanische Bearbeitbarkeit verbessert; es läßt sich jede verlangte Überhitzung durch willkürliche Temperaturregelbarkeit erzielen; durch große Dünflüssigkeit infolge des geringen Schwefelgehaltes und der Überhitzung kann auch phosphorarmer Guß auf dünnwandige Stücke vergossen werden; der Ausschuß wird verringert, da auch dünnwandige, verwickelte Stücke scharf auslaufen und wenige, nicht-metallische Einschlüsse haben; da ferner kein oder nur geringer Abbrand im Ofen erfolgt und das Eisen in den Pfannen nicht anhängt, ist das Ausbringen hoch; man erreicht Gleichmäßigkeit in der Zusammensetzung vieler aufeinander folgender Schmelzungen in engen Grenzen; endlich hat man größte Beweglichkeit in der Zusammensetzung des Gusses zwischen 2–4% Kohlenstoff, 0,5–4 und mehr Prozent Silizium und Mangan,

¹⁾ Vgl. Vortrag von Evans und Brutt über Manganhartstahl auf Versammlung der amerikanischen Gießereifachleute, Philadelphia, Mai 1928.

0,04—0,8 und mehr Prozent Phosphor, unter 0,015% Schwefel; der Elektrograuguß ist sehr dicht und feinkörnig; die Festigkeit ist hoch bei guter Dehnung und Zähigkeit.

Man unterscheidet Umschmelzverfahren und Kohlungsverfahren¹⁾. Bei den ersteren wird hoch kohlenstoffhaltiger Einsatz, Roheisen, Altguß, Graugußabfälle, verschmolzen, bei den letzteren dagegen ein weicher Einsatz unter Zufügung von Kohlungsmitteln, durch die das Aufkohlen während oder nach dem Einschmelzen erfolgt. Die eigentliche Entwicklung sowohl der Umschmelz- als auch der Kohlungsverfahren fällt in die jüngste Zeit. Die metallurgischen Verhältnisse sind bei der Herstellung von Elektrograuguß einfacher als beim Stahlguß, während beim weiß erstarrenden Elektroguß verwickeltere Erscheinungen vorzuliegen scheinen.

Die Schmelzung kann im sauren oder basischen Ofen durchgeführt werden. Im sauren Ofen ist die Gefahr einer unerwünscht hohen Siliziumaufnahme des Gusses durch die Kieselsäurereduktion aus Herd und Schlacke vorhanden. Dieser Vorgang ist bei der Herstellung von Grauguß, ganz besonders aber von weiß erstarrendem Guß nachteilig, da hier der Siliziumgehalt in sehr niedrigen Grenzen genau eingehalten werden muß. Die Schlackenführung ist wie beim sauren Stahlschmelzen. Trotz der Absteifung mit Kalk erfolgt die Siliziumreduktion aus der Schlacke durch den hohen Kohlenstoffüberschuß des Einsatzes und durch die stark reduzierenden Ofenverhältnisse sehr schnell; die Folge ist ein meliert oder im Kern grau erstarrender Guß. Durch den Kohlenstoffüberschuß wird die saure Zustellung stark angegriffen. Da auch eine weitgehende Entschweflung nicht erreicht werden kann, müssen bei der Auswahl des Schrottes und des Kohlungsmittels erhöhte Anforderungen gestellt werden. Der saure Betrieb wird daher selten angewendet. Der basische Betrieb dagegen ermöglicht außer der Überhitzung und weitgehenden Entgasung eine Entschweflung bis unter 0,01% Schwefel und dazu ein genaues Einhalten der verlangten Zusammensetzung in sehr wechselnden Gehalten, unabhängig von der Schmelzungsdauer; in der Wahl von Schrott und Kohlungsmittel ist man daher bei weitem nicht so beschränkt wie beim sauren Schmelzen.

Die Ausführung der Zustellung in kohlehaltigen Baustoffen, wie Elektrodenreste, hat sich in manchen Fällen (offener Schachtofenbetrieb) außerordentlich bewährt.

Nach der Arbeitsweise richten sich Ofenart und elektrische Verhältnisse. Für die Umschmelzverfahren und Kohlungsverfahren vor und während des Einschmelzens wählt man einen niederschachtartigen, tiefen Herd. Es kann sowohl im deckellosten Schachtofen (Karbidoofen) als auch im Gewölbeofen gearbeitet werden. Der Stromweg im Einsatz soll möglichst groß sein, damit während des Einschmelzens in der ganzen Beschickung sehr viele kleine Übergangslichtbogen entstehen, die zusammen mit der Widerstandserhitzung eine gleichmäßige Erwärmung des gesamten Einsatzes bewirken. Öfen mit Bodenanschluß haben den Vorteil, daß die Stromwege vergrößert und vermehrt werden. Die Dichte des Einsatzes muß durch das richtige Mengenverhältnis von Spänen und grobem sperrigem Schrott überall gleichmäßig und locker sein. Die Elektroden können in den Einsatz eintauchen; zur Verhinderung starker Lichtbogenbildung wählt man niedrige Spannung. Bei starker Lichtbogenbildung schmilzt das Eisen nur oberflächlich ab, und die Kohlung wird durch Verdampfen oder Graphitisieren des Kohlungsmittels ungünstig beeinflusst. Die Kohlung von kohlenstoffarmem Einsatz soll schon in rot-warmem Einsatz vor dem Flüssigwerden weitgehend erreicht sein. Die Belastung wird besonders beim Verschmelzen von Graugußspänen anfangs niedrig gehalten und erst nach teilweisem Einschmelzen gesteigert.

Bei den Kohlungsverfahren im flüssigen Zustand wird der kohlenstoffarme Einsatz wie beim Stahlguß möglichst schnell niedergeschmolzen; man arbeitet also mit hoher Belastung und Spannung. Während der Kohlung wird die Temperatur gesteigert, da sie bei hohen Temperaturen schneller verläuft. Der Herd ist flach, um eine möglichst große Berührungsfläche zwischen Bad und Kohlungsmittel zu erreichen.

¹⁾ Vgl. auch: K. Dornhecker: „Synthetischer Guß“. Stahleisen 1921. S. 1882/89. 1922. S. 1357/60, 1783/84, 1911/14.

Der Kraftverbrauch beträgt im deckellosen Schachtofen zwischen 750 und 1100 kWst/t je nach Art des Einsatzes und Zusammensetzung des Enderzeugnisses, im Deckelofen nur 550—700 kWst/t. Im Deckelofen ist der Kraftverbrauch geringer und die Dauer kürzer, wenn schon während des Einschmelzens gekohlt wird, als beim

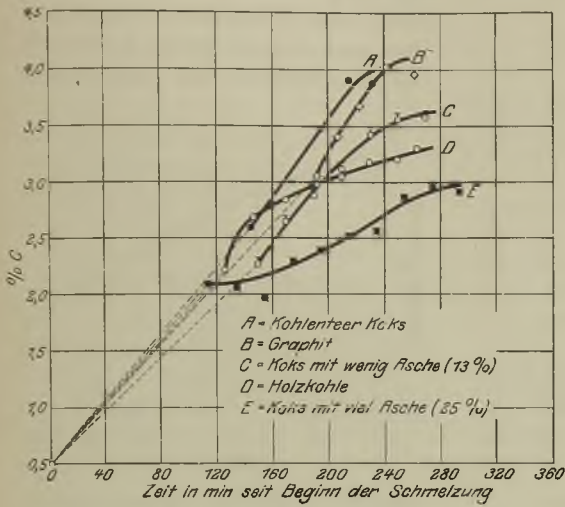


Abb. 386. Relativer Wert der Kohlungsmittel bezüglich der Geschwindigkeit der Kohlung.

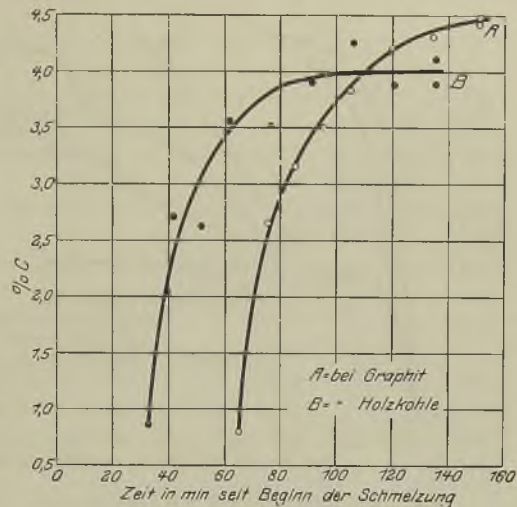


Abb. 387. Geschwindigkeit der Kohlenstoffaufnahme durch das flüssige, entkohlte Bad.

Kohlen des flüssigen weichen Bades. Das saure Schmelzen verläuft schneller und mit weniger Kraftverbrauch als das basische.

Für den Erfolg der Kohlungsverfahren ist das Kohlungsmittel von größter Wichtigkeit, und zwar sowohl für die Schnelligkeit der Kohlenstoffaufnahme, als auch für die Höhe der erreichten Kohlung. Die Reihenfolge der verschiedenen Kohlungsmittel in ihrer Wirksamkeit ist:

- Graphit,
- Holzkohle,
- Steinkohle,
- Teerkoks,
- Koks mit wenig Asche,
- Koks mit hohem Aschengehalt.

Williams und Sims¹⁾ stellten genaue Untersuchungen an unter Anwendung von 10—12% Kohlungsmittel des Eigengewichtes. Das Ergebnis ist in den Abb. 386 u. 387 zusammengestellt. Soll hohe Kohlung erzielt werden, so muß das Kohlungsmittel vor allem möglichst aschefrei sein. Aschefreier Graphit kohlt in allen Fällen am höchsten und schnellsten (Abb. 386, Kurve B), wobei die verhältnismäßig hohe Dichte günstig wirkt. Holzkohle ist infolge des leichten Gewichtes ungünstiger (Abb. 386, Kurve D), wenn es auf Kohlung von flüssigem Einsatz ankommt; wird dagegen im Dauerbetrieb Kohlung eines weichen Einsatzes vor und während des Einschmelzens verlangt, so erzielt man mit Holzkohle ausgezeichnete Ergebnisse, da

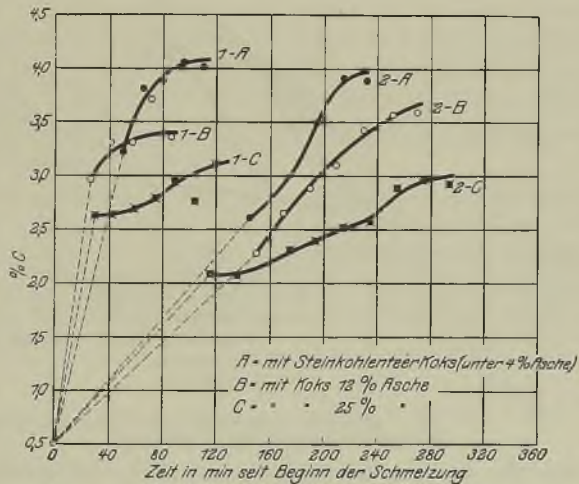


Abb. 388. Wirkung des Aschengehaltes im Kohlungsmittel auf die Kohlung: 1 im 25-kg-Ofen (offen), 2 im 150-kg-Ofen (Gewölbe).

¹⁾ Vgl. Stahleisen 1922. S. 1911.

der Aschegehalt sehr niedrig ist; mit Holzkohle gekohlter Grauguß enthält den Graphit als besonders fein und regelmäßig verteilte Blättchen. Mit Koksgrus gewöhnlicher Güte kommt man ebenfalls leicht bis auf 3% Kohlenstoff. Bei hohem Aschegehalt

im Koks dagegen kommt die Kohlung schon bei 2% Kohlenstoff zum Stillstand. Das Eisen löst aus den äußeren Schichten der Kokskörner den Kohlenstoff

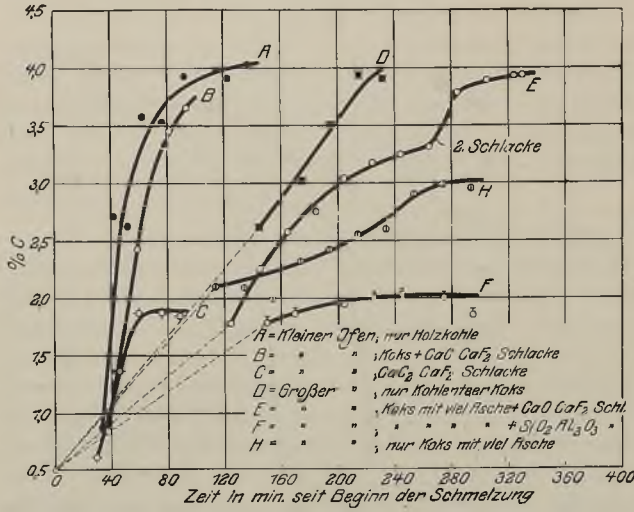


Abb. 389. Kohlungsgrad mit und ohne Schlacken.

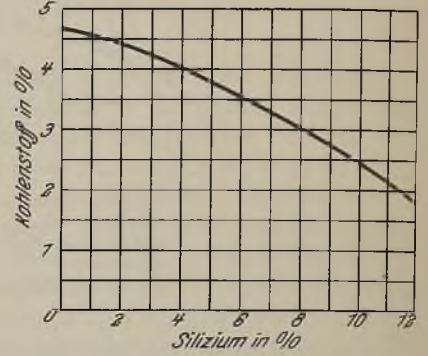


Abb. 390. Einfluß des Siliziums auf die Kohlung.

heraus, so daß schließlich eine ziemlich starke Schlacken- oder Aschenhaut auf jedem Korn entsteht, die den kohlenhaltigen Kern einhüllt und weitere Kohlung verhindert; erst nach dem Einschmelzen nimmt die Kohlung unter der Wirkung einer stark karbidischen Schlacke wieder zu. Eine weitere unangenehme Eigenschaft des aschereichen

Kokes ist die Neigung zur Bildung großer, flacher Graphitblättchen, die sich im Eisen nur schwer und langsam lösen. Allmählich graphitisiert der ganze Kern der Kokskörner unter der Aschenhülle. Diese Graphitisierung verläuft wahrscheinlich nach denselben Umsetzungen unter der Wirkung von Eisenoxiden in der Koksasche, wie sie zur Herstellung von Graphitelektroden beim Acheson-Verfahren ausgenutzt werden. Beim Zerdrücken der mit einer dicken Schlacke- oder Aschenhaut überzogenen Kokskörner kann man dann in ihrem Inneren den grobblättrigen Graphit feststellen.

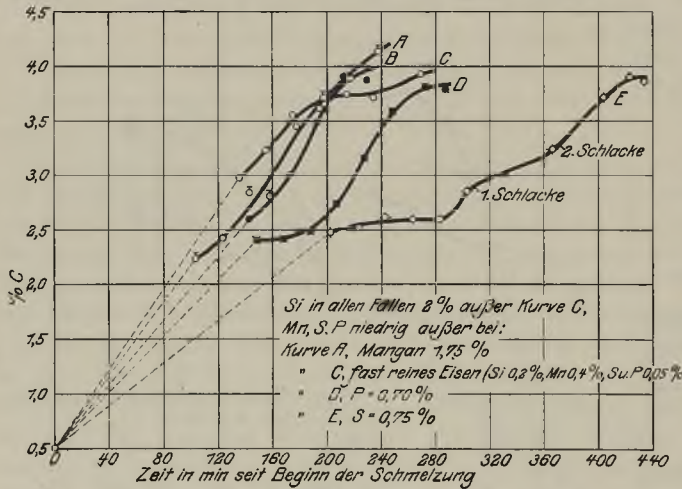


Abb. 391. Wirkung der Legierungsbestandteile auf die Kohlung.

Starke Lichtbogenbildung begünstigt den Vorgang. In den Gußstücken finden sich dann viele Graphitnester, die nicht etwa durch Garschaum verursacht sind, sondern durch den nicht im Eisen in Lösung gewesenen graphitisierten Kohlenstoff. Die Wirkung von Asche und Schlacke auf die Kohlung zeigen Abb. 388 u. 389.

Die Stückgröße des Kohlungsmittels ist ebenfalls wichtig. Zur Verhütung von mechanischen Verlusten geht man nicht unter eine gewisse Größe, bei Koksgrus nimmt man bis Haselnußgröße, bei Holzkohlen geht man bis auf Faustgröße. Höherer Schwefelgehalt im Eisen verzögert die Kohlung. In bezug auf die Wirkung des

Siliziums sind die Ansichten verschieden; fest steht jedenfalls, daß im flüssigen Eisen gelöster Kohlenstoff während des Abkühlens und Erstarrens in Gegenwart von viel Silizium als Garschaum wieder austritt (Siliziumguß); bei 3 und mehr Prozent Silizium gelingt eine Kohlung über 3% nicht. Nach Untersuchungen des Amerikanischen Bureau of Mines verläuft die Wirkung des zunehmenden Siliziumgehaltes auf die Kohlung eines flüssigen Eisens bei 1450° entsprechend dem Kurvenzug der Abb. 390¹⁾. Steigender Mangan- gehalt begünstigt die Kohlung (Abb. 391). Die Beziehung zwischen Kohlung und Schwefel- gehalt zeigt Abb. 392.

Umschmelzverfahren.

Durch den Rost des Ein- satzes und den nicht ganz ver- meidbaren Luftzutritt tritt bei den Umschmelzverfahren ein leichter Kohlenabbrand ein, dem durch Zusatz einer ge- ringen Menge Kohlenstoffträger entgegen gewirkt werden muß; Koksgrus erfüllt diesen Zweck

vollkommen. Die Umschmelzverfahren werden im Gewölbeofen durchgeführt, wenn in bezug auf Schlackenarbeiten, Legierung und Temperaturführung größere An- sprüche gestellt werden. Als Schlackenbildner werden 2—4% CaO, etwas Sand und Flußspat miteingesetzt. Das Feinen des Einsatzes erfolgt teilweise während des Ein- schmelzens, so daß das Bad bald weitgehend entschwefelt ist und nach erfolgter Über- hitzung und Einstellung der Zusammensetzung ohne weiteres vergossen werden kann. Man kann jedoch auch die Einschmelzschlacke abziehen, um durch eine frische Reduk- tionschlacke stärkere Entgasung und Entschweflung zu erreichen, unter Mehraufwen- dung von Zeit, Rohstoffen, Wärme und Arbeit. Ist der Kohlenstoffgehalt nach dem Einschmelzen zu niedrig, so wird das schlackenfreie Bad durch Aufstreuen ascheärmer Kohlungsmittel und Durchrühren mit Holzstangen gekohlt.

Nach dem Umschmelzen im sauren Ofen zieht man die, auch ohne Zugabe von Schlackenbildnern entstandene Schlacke ab, kohlt auf verlangte Höhe und bildet die Endschlacke aus 80% altem Gießereisand und 20% Kalk; bleibt die Schlacke klumpig, so hilft man mit Sand nach, ist sie dünn, so steift man mit Kalk ab. Im Schachtofenbetrieb hat sich die Zustellung mit kohlehaltigen Baustoffen (alte Elektroden) und das Arbeiten mit basischer Schlacke sehr gut bewährt.

Kohlungsverfahren des kohlenstoffarmen Bades.

Der Mangel an hochwertigem Roheisen in den Edelstahlwerken führte hie und da zu Kohlungsverfahren flüssiger kohlenstoff- und phosphorarmer Elektroschmelzungen, die unter einer zweiten Schlacke entschwefelt und dann als Masseln vergossen wurden.

Soll Guß mit geringem Phosphorgehalt hergestellt werden, so muß der weiche Ein- satz wie beim Stahlschmelzen durch Frischen entphosphort werden. Die Kohlung erfolgt dann durch Aufgabe von Kohlungsmitteln auf das nackte Bad nach Abziehen der Frisch- schlacke und vor Aufgabe der Entgasungsschlacke, um möglichst innige Berührung zu erzielen. Ein hoher Sauerstoffgehalt des Bades verhindert die Kohlung, da sich der Kohlenstoff mit einem Teil des in der Schmelzung gelösten Sauerstoffes unter Kohlenoxyd-

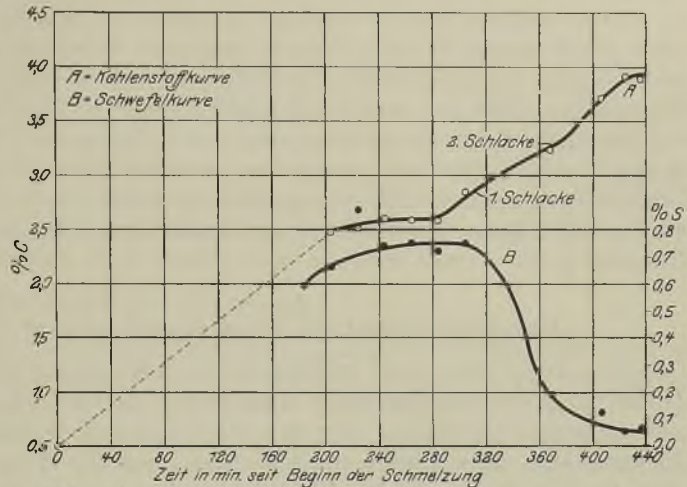


Abb. 392. Beziehung zwischen Kohlung und Schwefelgehalt.

¹⁾ Vgl. auch Stahleisen 1927. S. 694.

bildung verbindet; starkes Schäumen zeigt diesen Vorgang an. Zweckmäßigerweise wird daher vor dem Aufgeben des Kohlungsmittels durch geringen Zusatz von Ferromangan und Ferrosilizium eine Teildesoxydation durchgeführt. Das nicht zu feinkörnige Kohlungsmittel soll ein möglichst hohes spezifisches Gewicht haben, damit es in das Bad soviel wie möglich eintaucht; bei der leichten Holzkohle verläuft die Kohlung sehr langsam. Auch der Aschengehalt soll aus vorgenannten Gründen niedrig sein.

Nach praktischen Erfahrungen verläuft die Kohlung des flüssigen weichen Eisens bis 2,5% Kohlenstoff schnell, dann langsamer bis wenig über 3%. Bei höheren Gehalten ist Überhitzung und lebhafte Badbewegung erforderlich. Durch Eintauchen von grünen Holzstangen wird das Bad stark durchwirbelt; die Kohlung gelingt dadurch bis zu 4% bei günstiger Zusammensetzung und hoher Temperatur des Eisens. Erst wenn der verlangte Kohlenstoffgehalt erreicht ist, wird die Endschlacke zur Entgasung aufgebracht. Ohne Einwirkung der Entgasungsschlacke ist der Guß, besonders bei niedrigem Kohlenstoffgehalt, blasig. Unter der stark karbidischen basischen Schlacke verläuft nach der Entgasung die Entschwefelung sehr schnell und weitgehend.

Kohlungsverfahren beim Einschmelzen (synthetischer Guß).

Das Aufkohlen eines kohlenstoffarmen Einsatzes beim Einschmelzen spielt bei der Herstellung der verschiedenen Gußeisensorten im Elektroofen eine wichtige Rolle. Bis vor ungefähr 10 Jahren war dies nur in beschränktem Maße bei Herstellung harter Elektrostähle üblich oder im S.M.-Ofen, wo zur Ersparnis von Roheisen im Einsatz dem Leichtschrott vor dem Paketieren eine gewisse Menge Koksgrus zugesetzt wurde. Das Aufkohlen von weichem Einsatz im laufenden Betrieb wurde zuerst während des Krieges in einem besonderen Elektroschmelzwerk bei Keller et Leleux in Livet, Frankreich, zur Nutzbarmachung der großen Mengen Späne aus den Granatendrehereien durchgeführt.

Die Herstellung von Gußeisensorten durch Aufkohlen kohlenstoffarmer Eisenabfälle ist im Kriege aufgekommen (synthetischer Guß)¹⁾. Da die Kohlung möglichst weit schon vor dem Verflüssigen bei Rot- und Weißglut in enger Berührung mit dem Kohlungsmittel erfolgen soll, muß der Einsatz eine möglichst große Berührungsfläche bieten; ein ziemlich großer Anteil an kurzen Spänen oder schaufelbarem Kleinschrott ist wichtig. Rostiger Schrott erschwert die Kohlung und macht sie ungenau. Beim Einschmelzen rieselt das teilweise schon gekohlte Eisen über und durch das Kohlungsmittel, wobei eine weitere Steigerung des Kohlenstoffgehaltes erfolgt; besonders im offenen Schachtofen werden hierbei mit Leichtigkeit Kohlenstoffgehalte bis über 4% nach dem Einschmelzen erreicht. Dabei wird fast ausschließlich basisch gearbeitet. Infolge des hohen Kohlenstoffüberschusses erfolgt schon während des Einschmelzens starke Karbidbildung in der Schlacke, wodurch weitgehende Entgasung und Entschwefelung bis unter 0,01% ohne besondere Schlackenarbeiten erreicht werden. Auch ohne Schlacke hat Durrer²⁾ starke Schwefelabnahme, wahrscheinlich durch Verdampfung im Lichtbogen, festgestellt. Je nach der Gattierung kann im offenen Schachtofen ununterbrochen Guß der verschiedensten Zusammensetzung erschmolzen werden — genaues Treffen ist nur Übungssache. Die Einstellung des Mangangehaltes erfolgt entweder durch Reduktion aus dem miteingesetzten Manganerz oder durch Zuschlag von Ferromangan; dasselbe gilt für Silizium (Sand oder Ferrosilizium). Die Eisenabfälle werden in guter Mischung mit dem Kohlungsmittel und den Schlackenbildnern fortlaufend, entsprechend dem Herunterschmelzen nachgeschaufelt.

Wird größere Genauigkeit verlangt, so ist der Gewölbeofen am Platz. Auch hier kann der Schrott mit dem Kohlungsmittel und den Schlackenbildnern vor dem Einschaukeln gemischt werden. Es ist jedoch auch üblich, zuerst auf den Herd 2% Kalk des Eisengewichtes zu geben, darauf das Kohlungsmittel einzuschaukeln und das Ganze mit dem Schrott zuzudecken. In allen Fällen rechnet man mit ziemlich hohem Abbrand

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 108, 116, 129.

²⁾ R. Durrer: „Verhüttungsversuche mit Fricktaler und Gonzen-Erz.“ Stahleisen 1926. S. 328/32.

des Kohlungsmittels (Koks etwa 50⁰/₀). Während des Einschmelzens wird der Ofen zur Verhinderung des Luftzutrittes gut abgedichtet. Die Entschweflung verläuft auch hier durch den hohen Kohlenstoffüberschuß weitgehend schon während des Einschmelzens, da bei den stark reduzierenden Verhältnissen starke Karbidbildung in der hochbasischen Schlacke erfolgt. Man kann unter einer Schlacke fertig machen. Soll jedoch der Kohlenstoff genau eingestellt werden, so empfiehlt es sich, die Einschmelzschlacke abzuziehen und das nackte Bad zu kohlen. Die Einstellung des Silizium- und Mangangehaltes erfolgt durch Zuschlag der entsprechenden Ferrolegierungen. Blasenbildung im synthetischen Guß ist nur auf unrichtige Schmelzungsführung zurückzuführen. Als Ursache wird im Schrifttum auch die Lösung von CaC₂ und AlC₂ (bei stark tonerdehaltiger Schlacke) angeführt, doch fehlt hierfür die Bestätigung durch genaue Untersuchung. Je nach dem gegenseitigen Verhältnis von Kohlenstoff, Silizium und Mangan kann jedes Bruchgefüge von weiß bis tiefgrau erreicht werden. Bei dem niedrigen Phosphor- und Schwefelgehalt ist der Bruch feinkörnig und zäh; trotz guter Bearbeitbarkeit ist die Druckfestigkeit hoch.

Hochwertiger Grauguß.

In den letzten Jahren sind außerordentliche Fortschritte in der Herstellung von hochwertigem Grauguß gemacht worden; die Voraussetzungen zu seiner Herstellung sind im Elektroofen durch die Möglichkeit gründlicher Raffination und genauer Temperaturführung gegeben. Es kommt auf die Erzielung eines bestimmten Gefüges mit regelmäßiger Verteilung der einzelnen Gefügebestandteile an. Der Zusammenhang der Grundmasse soll möglichst wenig durch grobe Graphitlamellen unterbrochen werden; die Festigkeitseigenschaften werden um so günstiger, je weniger Graphit bis zu einer gewissen Grenze vorhanden ist und je feiner und regelmäßiger die Graphitblättchen verteilt sind. Derartiger Guß ist trotz hoher Festigkeit, Durchbiegung und Härte mechanisch gut bearbeitbar. Die Bruchgrenze liegt zwischen 30—40 kg/mm² bei 55—60 kg Biegefestigkeit und etwa 15 mm Durchbiegung bei 600 mm Stützweite und 30 mm Stabdurchmesser. Die Brinellhärte ist um 250¹).

Der Kohlenstoffgehalt schwankt zwischen 2,2—3⁰/₀ bei einem auch der Wandstärke der Gußstücke angepaßten Siliziumgehalt und niedrigem Phosphor- und Schwefelgehalt. Das Gefüge eines derartigen Gusses ist an dünnen und dicken Stellen im gleichen Stück über die ganze Querschnittfläche sehr gleichmäßig und dicht. Die Brinellhärte hat am Rande und in der Mitte geringe oder keine Schwankungen. Auch der Gehalt, die Verteilung und die Form des Graphits ist überall sehr gleichmäßig.

Als günstigste Zusammensetzung für Perlitguß gilt: 3⁰/₀ C (bei 2,2⁰/₀ Graphit), 1,1—1,5⁰/₀ Si, 0,6—0,8⁰/₀ Mn (Mn + Si = etwa 1,95⁰/₀). Das Gefüge ist perlitisch mit regelmäßig verteilten feinen Graphitblättchen. Die Herstellung kann ohne Roheisen nur durch Aufkohlen von weichem Einsatz erfolgen. Bis 0,3⁰/₀ Phosphor nimmt die Festigkeit zu, darüber ab. Bei über 3⁰/₀ Kohlenstoff werden die Graphitlamellen gröber, wodurch die Festigkeitseigenschaften ungünstig beeinflusst werden. Die Bedeutung richtiger Temperaturführung und ihre Wirkung auf das Endergebnis des Gusses ist neuerdings durch systematische Untersuchungen bestätigt worden. Piwowsky stellte fest, daß bei hochgekohnten, elektrisch erschmolzenen, grau erstarrenden Eisen-Kohlenstofflegierungen innerhalb eines vom Siliziumgehalt beeinflussten Überhitzungsintervalles (1420—1425⁰) eine größere Neigung zur karbidischen Erstarrung des Rohgusses vorhanden ist als unter und oberhalb desselben; es wurde ein Unterschied bis zu 1,5⁰/₀ Graphit ermittelt. Oberhalb dieses Intervalles wurde eine wesentliche Verfeinerung der ausgeschiedenen Graphitlamellen beobachtet. Piwowsky folgert daraus, daß diese „thermische Behandlung im Schmelzfluß“ von größerer Bedeutung ist, als bisher angenommen wurde²).

¹) Vgl. auch Bd. I, S. 208, ds. Bd. S. 87.

²) Vgl. F. Meyer: „Einwirkung einer weitgehenden Überhitzung auf Gefüge und Eigenschaften von Gußeisen.“ Stahleisen 1927. S. 294/97. E. Piwowsky: „Fortschritte in der Herstellung von hochwertigem Gußeisen.“ Stahleisen 1927. S. 308/10. H. Hanemann: „Theoretische Grundlagen der Graugußüberhitzung.“ Stahleisen 1927. S. 693/95.

Den gleichen Einfluß der Temperaturführung auf die Eigenschaften des Graugusses stellt K. von Kerpely¹⁾ fest. Durch Einhaltung eines bestimmten Temperaturintervalles im Schmelzbetrieb erreichte er auch bei hohen Kohlenstoff- und Phosphorgehalten sehr gute Festigkeitszahlen im Grauguß. Die Zusammensetzung ist 3—3,25% C, 1,5—2% Si, 0,75—1% Mn, 0,4—0,7% P. Der überhitzt geschmolzene Guß zeigt nach dem Erstarren eine feine Ausbildung und regelmäßige Verteilung des Graphits und des Phosphid-Eutektikums. Beim Gießen ist das Eisen äußerst dünnflüssig, so daß Querschnitte von 2 mm gut auslaufen und grau erstarren. Der Bruch ist sehr feinkörnig und der Guß außerordentlich zäh. Die Bruchfestigkeiten gehen bis zu 37 kg/mm² und die Biegefestigkeiten bei 30-mm-Rundstäben und bei 600 mm Stützweite bis zu 52 kg/mm². Die Arbeitsweise ist so, daß im Kuppelofen gewöhnlicher Bruch ohne Roheisenzusatz verschmolzen wird. Nach dem Einfüllen in den Elektroofen wird die erforderliche Menge Ferrosilizium und Ferromangan zugesetzt, unter einer Schlacke von 2% des Eisengewichtes aus Kalk, Flußspat und Kohlepulver wird fertig gemacht und überhitzt.

Temperrohguß²⁾.

Zur Herstellung von weißerstarrendem Gußeisen (Temperrohguß und Hartguß) wird der Elektroofen bisher verhältnismäßig wenig benutzt. Die Genauigkeit in bezug auf Temperaturführung und Zusammensetzung des Gusses bietet an sich schon Schwierigkeiten. Besonders widersprechen sich die Berichte über Ergebnisse bei der Herstellung von Schwarzkernguß. Grundsätzlich kann man sauer oder basisch arbeiten, nach dem Kohlungs- oder nach dem Umschmelzverfahren. Auf saurem Herd muß jedoch der unerwünschten Siliziumaufnahme Rechnung getragen werden, da diese bei dem hohen Kohlenstoffüberschuß und den stark reduzierenden Verhältnissen im Ofen schnell verläuft. Daher wird der basische Betrieb vorgezogen.

Die Arbeitsweise im Elektroofen ist ähnlich der bei der Herstellung von Grauguß; man kann den Schrott- und Späneeinsatz ohne Kohlenstoffzusatz weich und frischend einschmelzen zur Entfernung von Phosphor, Mangan und Silizium und nach dem Abschlacken unter der Entgasungsschlacke in bezug auf verlangte Höhe des Kohlenstoffs, Mangans und Siliziums einstellen; einfacher ist es jedoch, den Einsatz mit dem Kohlungsmittel zusammen einzuschmelzen und unter derselben Schlacke in bezug auf Zusammensetzung und Gießtemperatur fertig zu machen.

Der Kraftverbrauch ist auch beim basischen Betrieb niedrig (525—550 kWst/t bei mittelgroßen Öfen). Der Verlauf der Schmelzung wird an Sandproben (Rechteck- oder Keilproben) verfolgt³⁾. Bei langsamer Abkühlung ist der Bruch matt mit radial zur Mitte verlaufenden Kristallen, an deren Größe und Ausbildung man ungefähr den Kohlenstoffgehalt schätzen kann, da dieselben mit steigendem Kohlenstoff wachsen.

Für die Herstellung des Rohgusses für weißkernigen Temperguß wird der basische Elektroofen mit Erfolg betrieben; die erforderliche Zusammensetzung ist ohne weiteres erreichbar, ohne daß graue Stellen im Rohguß auftreten. Man wählt den Kohlenstoffgehalt so niedrig wie möglich, bis man aus Gründen der Gießbarkeit nach unten beschränkt ist. Man geht möglichst nicht unter 2,2% Kohlenstoff und bei dünnwandigem Guß bis auf 2,7% Kohlenstoff. Den Siliziumgehalt wählt man so hoch wie möglich, wobei der Rohguß in allen Teilen noch weiß erstarren muß. Auch der Siliziumgehalt wird je nach der Wandstärke der Stücke abgestuft; man wählt für dickwandige Stücke 0,45—0,50%, für mittlere 0,5—0,6% und für sehr dünnwandige Stücke bis 1,25% Silizium. Der Mangangehalt soll möglichst niedrig sein, bis auf 0,15% herunter, jedenfalls nicht über 0,3%. Der Phosphorgehalt soll ebenfalls niedrig sein; bei mehr als 0,2% wird der Rohguß spröde. In bezug auf den Schwefelgehalt gehen die Ansichten auseinander; teilweise glaubt man, 0,05% Schwefel nicht unterschreiten zu dürfen; bei höherem Schwefelgehalt wird der Guß spröde und hart; beim Glühen wird der Karbid-

¹⁾ Hochwertiges Gußeisen mit erhöhtem Kohlenstoff- und Phosphorgehalt als Elektroofen-Erzeugnis. *Stahleisen* 1925. S. 2004/2008.

²⁾ Vgl. auch S. 452. ³⁾ Vgl. Bd. I, S. 270.

zerfall verzögert. Je höher der Schwefelgehalt ist, um so schneller steht das Eisen beim Gießen ab. Auch bei weniger als 0,05% Schwefel sind die Ergebnisse günstig, man kommt im Elektroofen leicht unter 0,02%. Soll für Sonderzwecke der Schwefelgehalt höher sein, so setzt man Schwefeleisen in der Pfanne zu. Es kommt vor, daß dieselben Stücke bei der gleichen Zusammensetzung verschiedener Schmelzungen, oder auch bei ein- und derselben Schmelzung, einmal weiß, dann meliert oder gar grau erstarren; der Grund liegt in der verschiedenen Temperaturführung sowohl beim Gießen als besonders beim Schmelzen, so daß der „thermischen Schmelzbehandlung“ erhebliche Bedeutung zukommt.

Die Herstellung des Schwarzkerngusses¹⁾ im Elektroofen bietet heute noch gewisse Schwierigkeiten; die noch sehr spärlichen Erfahrungen genügen nicht, um die Werte des Flammofengusses sicher zu erreichen. Auch in Amerika wird der Elektroofen für Schwarzguß bisher selten verwendet. Die Schwierigkeiten im Elektroofenbetriebe bei der Herstellung von Schwarzkernguß bestehen zunächst darin, daß die Grenzen in der chemischen Zusammensetzung zur Erzielung kürzester Glühdauer sehr eng sind. Nach dieser Zeit muß der Guß aus einer Grundmasse von Siliziumferrit bestehen mit möglichst kleinen, regelmäßig verteilten Temperkohlestern. Eine genaue chemische Überwachung im Verlauf der Schmelzung ist daher unbedingt erforderlich. Ferner muß die Temperaturführung auch im Schmelzbetrieb sehr genau sein. Es ist eine auch dem Graugießer bekannte Erscheinung, daß im gleichen Stück mit gleich großem Querschnitt der weiße Bruch bei wechselnder Gießtemperatur plötzlich mit scharfer örtlicher Begrenzung in grau umschlägt. Merkwürdigerweise scheint sowohl zu kaltes als zu heißes Gießen diesen Umschlag zu fördern. Auch bei Graugußstücken hat es sich gezeigt, daß der Gehalt an gebundener Kohle mit sinkender Gießtemperatur abnimmt; bei einem Kohlenstoffgehalt von 3,2% waren beispielsweise unter sonst gleichen Bedingungen bei 1400° Gießtemperatur 0,4% Kohlenstoff gebunden, während bei 1260° Gießtemperatur nur noch 0,18% Kohlenstoff in Lösung waren. Steigender Schwefelgehalt scheint diese Erscheinung zu begünstigen. Außer der Zusammensetzung sind also auch Gießtemperatur und Erstarrungsgeschwindigkeit von Wichtigkeit.

Hartguß.

Zur Herstellung von weißerstarrendem Hartguß von außerordentlicher Härte und Verschleißfestigkeit eignet sich der Elektroofen gut²⁾. Die hohe Schmelztemperatur des flüssigen Eisens mit niedrigerem Kohlenstoffgehalt und die große Sprödigkeit sind Nachteile des gewöhnlich erschmolzenen Hartgusses, die im Elektroofen behoben werden, da Gießtemperatur und günstigste Zusammensetzung in engen Grenzen genau eingehalten werden können. Durch die niedrigen Phosphor- und Schwefelgehalte ist die Zähigkeit größer als beim Kuppelofeneisen; trotz der großen Härte und Verschleißfestigkeit bietet Hartguß Sicherheit bei stoß- und schlagartigen Beanspruchungen, ohne daß Gußsplitter in das Mahlgut gelangen, was beispielsweise bei Kugel- und Zementmühlen vermieden werden muß. Beim Kohlen von weichem Einsatz und Wiederverschmelzen von Abfällen erzielte Barton infolge starker Schwankungen in der Zusammensetzung, vor allem in bezug auf das Silizium, keine guten Ergebnisse. Aus diesem Grunde wird auch durchwegs besser basisch gearbeitet. Das große Schwindmaß erfordert Vorsicht beim Auspacken und Lösen der Stücke, da sonst Risse auftreten; auch läßt man in Asche oder Sand erkalten. Glühen bei 250° C und langsames Abkühlen macht die Stücke trotz großer Härte zäh und widerstandsfähig gegen Stoß. Durch Legieren werden die Eigenschaften leicht verbessert.

Nach weiteren Mitteilungen von Barton³⁾ liefern im Elektroofen erschmolzene Hartgußkugeln für Kugelmühlen zur Erzzerkleinerung wesentlich bessere Ergebnisse als Kugeln aus Kuppelofeneisen; der Verschleiß der Elektro-Hartgußkugeln war nur

¹⁾ F. A. Melinot: „Elektrisch erschmolzener Schwarzkernguß.“ Ir. Coal. Tr. Rev. 1925. S. 640/41.

²⁾ Vgl. auch die eingehenden Angaben von Barton auf S. 287/298.

³⁾ Foundry 1926. 15. April, S. 308/310.

halb so stark; auch splittert solcher Hartguß nicht. Die Auskleidung der Mühlen besteht ebenfalls aus Hartguß oder aus Manganhartstahl. Eingeschmolzen wird in einem $1\frac{1}{2}$ t-Pittsburgh-Ofen nur weicher Schrott unter Zusatz von Koks als Kohlunsmittel; es wird weder mit Chrom noch mit Nickel legiert. Vergossen wird in mit Leichtöl ausgestrichenen zweiteiligen Kokillen, die durch Klammern zusammen gehalten und durch Druckwasser geschlossen und geöffnet werden.

In Deutschland erschmelzt die Mühlenbauanstalt Amme, Giesecke & Konegen A.-G. in Braunschweig im Nathusiusofen das Gußeisen für Müllereihartgußwalzen, deren Oberflächen größten Widerstand gegen Verschleiß haben müssen, während das Innere der hohlen Walze weich und zäh sein soll¹⁾. Die Riffelwalzen müssen besonders verschleißfeste Riffeln haben und ihre Schneidhaltigkeit und Schärfe lange behalten; die Glattwalzen sollen trotz großer Härte griffig und mahlfähig sein. Das Gefüge muß zum Walzeninnern hin zäh und feinkörnig sein mit gleichmäßig verteiltem feinblättrigem Graphit, die äußere abgeschreckte Schicht sehr dicht, gleichmäßig und vollkommen porenfrei. Je nach der Wandstärke ist die Zusammensetzung: 3,3–3,8% C, 0,5–1% Si, 1% Mn, Spuren von Schwefel und einige Zehntel Prozent Phosphor. Eingesetzt werden Blechschrott, Walzenabfälle, Hart- und Graugußspäne, sowie Kalk und Flußpat zur Schlackenbildung. Nach dem Einschmelzen wird auf die verlangte Höhe gekohlt und auf Gießtemperatur erhitzt.

Legierter Grauguß.

Bei der Herstellung von Grauguß ist der Einfluß von Legierungszuschlägen, besonders in kleinen Mengen, noch wenig untersucht. Chrom- und Nickelzusätze scheinen nach den bisherigen Beobachtungen eine gewisse Verbesserung der mechanischen Eigenschaften zu bewirken. Das Korn wird unter der Wirkung des Nickels feiner und das Gefüge mehr sorbitisch. Nach Untersuchungen von Piwowarsky²⁾ werden durch einen Nickelzusatz bis 1% die Biegefestigkeit und Druckfestigkeit um 30% und die Zugfestigkeit um 25% erhöht bei gleichbleibender Durchbiegung. Mehr als 1% Nickel hat keinen Zweck, auch soll der Siliziumgehalt niedrig sein, da die Verbesserung der mechanischen Eigenschaften sonst durch die stärkere Graphitausscheidung überdeckt wird. Ein Nickelzusatz kommt daher besonders für niedrig gekohltes Gußeisen in Frage.

Hochlegierter Sonderguß wird im Elektroofen erschmolzen. Besonders bei der Herstellung von säurefestem Siliziumguß bietet der Elektroofen Vorteile. Durch kohlendens Verschmelzen von weichem Eisenschrott mit aschehaltigem Koks tritt schon eine Anreicherung des Siliziums bis auf 6% ein. Die Höhe der Kohlung wird entsprechend Abb. 390 (S. 418) erniedrigt³⁾. Der eigentliche säurefeste Siliziumguß enthält 13–15% Silizium bei niedrigem Mangan, Phosphor und Schwefel, so daß es sich um ein Eisensilizid handelt. Der Kohlenstoff wird bei höchstens 0,8% gehalten; bei höherem Kohlenstoffgehalt nimmt die Sprödigkeit zu, bei weniger sinkt die Säurefestigkeit. Die Hauptschwierigkeit bildet die mit sinkender Temperatur eintretende Graphitausscheidung in Form von sich auf der Schmelzung ansammelndem Garschaum, falls der Kohlenstoffgehalt zu hoch ist; im Guß sind dann kleinere und größere Graphitnester vorhanden. Zusammensetzung und Gießtemperaturführung müssen daher genau eingehalten werden. Zweckmäßig ist es, die Schmelzung eine Zeitlang ruhig sich selbst zu überlassen.

Legierter Hartguß.

Durch Zusatz von Legierungsmetallen erzielte Barton eine Steigerung der Zähigkeit und Schlagfestigkeit des Hartgusses⁴⁾. Am besten wird basisch geschmolzen, wobei weitgehend entgast und entschweifelt werden kann, ohne daß unerwünschte Siliziumaufnahme eintritt; die verlangte Zusammensetzung kann genau eingestellt werden.

¹⁾ Vgl. A. Obrecht, „Die Herstellung von Elektrohartgußwalzen“, Die Mühle 1926. Nr. 7, S. 500/501.

²⁾ Stahleisen 1920. S. 1300; 1923. S. 967/968; 1927. S. 1615/16; Gieß. 1928, 15. Sept.; ferner: Poister: „Die Wirkungen von Chrom und Nickel auf Gußeisen.“ Stahleisen 1927. S. 1828/29.

³⁾ Untersuchungen des Bureau of Mines in Washington. ⁴⁾ a. a. O.

Ein Nickelzusatz von 0,5–3% macht den Hartguß trotz des gebundenen Kohlenstoffs weicher. Ein höherer Nickelgehalt fördert die Graphitausscheidung, grau erstarrende, dünne Querschnitte haben dann gute Biegefestigkeit. Bei geringeren Nickelgehalten scheidet sich aus dem Bade unmittelbar nach dem Einschmelzen Garschaumgraphit aus, der bei Temperatursteigerung wieder in Lösung geht. Auch durch Zusatz von Nickel und Chrom wird eine beschränkte mechanische Bearbeitbarkeit des Hartgusses erreicht. Bohren läßt sich nach Barton ein Hartguß folgender Zusammensetzung: 3,22% C, 0,64% Ni, 0,44% Cr, 2,32% Si. Bei 3% Nickel wird dieselbe Wirkung erzielt. Unter 0,8% Silizium wird der Guß wieder spröde. Ein Zusatz von 2–3% Mangan hat keine Wirkung. Durch Chromzusatz allein wird ein zäher Hartguß erreicht, der aber durch Werkzeuge nicht bearbeitbar ist. Der Bruch ist weiß bis weißgrau mit radialer Anordnung der dichten Kristalle. Die günstigste Zusammensetzung eines zähen Gusses größter Härte ist:

a) 3–3,5% C, 0,7–0,9% Mn, 0,7–0,9% Si, 0,6–0,8% Cr.

b) unter 3% C, 0,5–0,7% Mn, über 1% Si, 0,4–0,6% Cr.

a) ist besonders verschleißfest, b) mehr hart und zäh.

Mehrfachverfahren (Duplex- oder Triplexverfahren).

Die Mehrfachverfahren können erhebliche wirtschaftliche Vorteile bieten, da die im Elektroofen zum eigentlichen Feinen erforderliche Wärmemenge einen Teil (bis herab auf 20%) der gesamten aufgewendeten Wärmemenge betragen kann. Je nach der von den örtlichen Verhältnissen abhängigen Preisgestaltung von Einsatz, Brennstoff und Kraft kann es vorteilhafter sein, den Schmelzungsverlauf bis zum Feinen in einem anderen Ofen auszuführen, so daß für den Elektroofen nur noch das Entgasen, Entschwefeln, Legieren und Überhitzen übrig bleibt. Vor allem kommen die Verfahren dann in Anwendung, wenn eine hohe, regelmäßig verteilte Erzeugung guter Stahlsorten bei verhältnismäßig teurem Strom und billigem Brennstoff verlangt wird. Ein Vorteil sind die rasche Aufeinanderfolge der Schmelzungen und die geringe Abkühlung des Elektroofens gegenüber dem Betrieb mit festem Einsatz. Die jeweils richtige Ofenzusammenstellung muß von Fall zu Fall an Hand wirtschaftlicher Berechnungen in Anpassung an die örtlichen Verhältnisse und das verlangte Ergebnis ermittelt werden.

Im allgemeinen ist der Gesamtwirkungsgrad dieser Mehrfachverfahren ungünstiger als der des Einfachschmelzbetriebes infolge gesteigerter Wärmeverluste, Mehrverbrauch an Rohstoffen, Mehrarbeit, größerer Einrichtungen usw. Der Kraftverbrauch im Elektroofen schwankt zwischen 200–500 kWst/t je nach der Arbeitsweise, Ofengröße, Endergebnis usw.

Bei diesen Mehrfachverfahren (Duplex-, bzw. Triplexverfahren) erhält der Elektroofen nur flüssigen Einsatz. Die starken Stromstöße der Einschmelzzeit werden vermieden, was bei Bemessung der Transformatorenanlage und Festlegung der Bedingungen für den Anschluß an das Kraftwerk vorteilhaft ist. Die häufigste Vereinigung für die Herstellung von Stahlguß ist S.M.-Ofen und Elektroofen. Im basischen S.M.-Ofen wird eingeschmolzen, entkohlt und entphosphort. Zur Entphosphorung wird ganz heruntergefrischt, bis die Schiedeprobe Rotbruch zeigt; doch ist besonders bei hochwertigen Stählen eine starke Sättigung des Bades mit Sauerstoff während des Frischens zu vermeiden. Nach dem Frischen wird in eine Stopfenpfanne abgestochen, auf deren Boden etwas Ferrosilizium zur Sicherung gegen Übersäumen des Eisens gebracht ist. Beim Einfüllen mittels einer feuerfest ausgekleideten Rinne darf von der Schnauze oder Türe her in den Elektroofen keine S.M.-Schlacke mitfließen, da deren Phosphorgehalt bei den reduzierenden Arbeiten im Elektroofen ganz in das Eisen geht. Soll im Elektroofen noch weiter entphosphort werden, so wird unter Zusatz von Walzensinter, Hammerschlag oder Eisenerz unter dünner Schlackendecke noch kurze Zeit weiter gefrischt und dann sorgfältig abgeschlackt. Das Arbeiten mit der nun aufgebrauchten Feinschlacke ist gleich dem oben beschriebenen¹⁾. Die Schlackenbildner werden mit dem einfließenden Eisen zugeschaufelt, damit sie durch innige Berührung möglichst kräftig wirken. Die Menge der

¹⁾ Vgl. S. 391 ff.

Schlackenbildner beträgt etwa 2% des Eisengewichts. Der Zuschlag des Mangans kann ebenfalls sofort beim Einfließen erfolgen. Soll nur entgast werden, so ist auch der saure Elektroofen vorteilhaft.

Möglich ist auch die Zusammenstellung mehrerer Öfen, beispielsweise zu einem Triplexverfahren, wobei im basischen S.M.-Ofen geschmolzen, entkohlt und entphosphort, im basischen Elektroofen entgast und entschwefelt und schließlich in einem sauren Elektroofen unter Ausnutzung der Siliziumreaktion fertig gemacht wird. Das Größenverhältnis der Öfen zueinander kann so bemessen werden, daß entweder der Gesamtinhalt des S.M.-Ofens vom Elektroofen aufgenommen wird oder nur ein Teil, während der Rest zur Beschickung anderer Elektroöfen dient oder nach dem Fertigmachen im S.M.-Ofen in Formen vergossen wird. In letzterem Falle ordnet man entweder im S.M.-Ofen zwei Abstiche übereinander an oder macht ihn kippbar.

Bei der Vereinigung von Birne und Elektroofen kann das im Thomaskonverter verblasene kohlenstoff- und phosphorarme Eisen im basischen Elektroofen entgast, entschwefelt und überhitzt werden, während Bessemereisen durch weiteres Frischen im basischen Elektroofen entphosphort wird, um dann entweder im gleichen Ofen oder in einem anderen fertig gemacht zu werden. Der Konverter kann mit Kuppelofeneisen oder Mischereisen beschickt werden; für große Erzeugung ergibt sich somit die Zusammenstellung: Hochofen, Mischer, Thomasbirne oder S.M.-Ofen, basischer Elektroofen von 30 und mehr Tonnen Einsatz; für mittlere Erzeugung vereinigt man Kuppelofen, Klein-konverter und Elektroöfen.

Bei der Herstellung von Gußeisen hat die Verbindung des Kuppelofens mit dem Elektroofen große Bedeutung gewonnen. An die Güte des Schmelzeisens aus dem Kuppelofen und damit an alle Einsatzstoffe werden keinerlei Anforderungen gestellt; man kann nur mit minderwertigem Schrott und Bruch arbeiten; Schwefel und Aschengehalt des Koks spielen nur eine untergeordnete Rolle, insofern als durch den höheren Schwefelgehalt die Dauer der Nachbehandlung im Elektroofen zur Entschweflung verlängert wird. Da der Elektroofen die Richtigstellung des Schmelzeisens übernimmt in bezug auf Entgasung, Entschweflung, Legierung und Überhitzung, wird meistens basisch gearbeitet.

Außer der wesentlichen Verbilligung des Einsatzes werden durch die Mehrfachverfahren die Erzeugung erheblich gesteigert und der Gütegrad des Gusses verbessert. Die Nachbehandlung im Elektroofen ist besonders wertvoll bei der Darstellung von Sonderguß für dünnwandige Stücke mit wenig Silizium, Mangan, Kohlenstoff und Phosphor, dessen Schwerflüssigkeit durch höhere Gehalte an gelösten Eisenoxyden als Folge verstärkter Windzufuhr noch vermehrt würde. Wichtig ist auch die starke Überhitzungsmöglichkeit im Elektroofen. Zur Abkürzung der für das Feinen im Elektroofen erforderlichen Zeit kann es auch vorteilhafter sein, einen besseren Einsatz zu wählen; dies gilt besonders für die Herstellung von sehr hochwertigem Eisenguß.

Die Schlackenmenge im Elektroofen beträgt wie bei Stahlguß etwa 2% des Eisengewichtes; die Zugabe der Schlackenbildner erfolgt in kleinen Stücken während des Eingießens. Nach dem Verflüssigen der Schlacke wird auf diese eine gute Decke Koks-pulver gegeben und der Ofen abgedichtet. Starke Karbidbildung tritt bald, schon innerhalb 10 Minuten, ein. Unter den stark reduzierenden Verhältnissen verläuft die Entschweflung sehr schnell und weitgehend, nach Barton von 0,16% auf 0,08% Schwefel in 30 Minuten und auf 0,015% Schwefel in 60 Minuten.

Über die Entschweflung macht Elliot¹⁾ folgende Angaben:

Schwefelgehalt %	Zeit im Elektroofen
0,156	Aus dem Kuppelofen
0,133	10 Minuten
0,112	20 "
0,079	30 "
0,036	40 "
0,031	50 "
0,014	64 "

¹⁾ Foundry 1921. S. 714/719; auszugsw. Stahleisen 1921. S. 1741/1743.

Durch die halbstündige Nachbehandlung im Elektroofen sinkt also der Schwefel um mehr als die Hälfte unter den zur Vermeidung der Schwefelseigerung gewünschten Gehalt. Ferner wird eine erhebliche Mangansparnis erzielt, da die im Kuppelofen zur teilweisen Entschweflung erforderlichen 1,7 Gewichtsteile Mangan zur Bildung von 2,7 Gewichtsteilen Mangansulfid nicht mehr erforderlich sind. Der Kohlenstoffgehalt läßt sich im Elektroofen durch entsprechenden Zusatz von weichem Schrott beliebig drücken; der Siliziumgehalt wird durch Zusatz von Schrott oder Ferrosilizium eingestellt. Die Verbesserung des Gusses durch die Nachbehandlung im Elektroofen kommt vor allem durch erhöhte Widerstandsfähigkeit gegen stoßweise Beanspruchung zum Ausdruck.

Erwähnt seien die 1918 begonnenen Versuche von Nathusius und Kölla in der Voigtländischen Maschinenfabrik A.-G. in Plauen zum Raffinieren von minderwertigem Kuppelofenschmelzeisen im Elektroofen. Schließlich wurden im Kuppelofen bis zu 80% Brucheisen und 20% Stahlschrott eingeschmolzen, schlackenfrei in den Elektroofen übergeführt, unter reduzierender Kalkschlacke 40–60 Minuten nachbehandelt, nach Zugabe von Ferrosilizium und Ferromangan abgegossen und nach dem Abschlacken der Pflanze vergossen. Es ergab sich folgender Vergleich:

	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Festigkeit kg/mm ²	kWst/t in 8-Std.-Betrieb
Kuppelofen	3,35	1,65	0,35	0,06	0,23	15–18	—
Elektroofen	3,05	2,15	0,60	0,06	0,05	23–30	200–220

Bei einer Nachbehandlung bis auf 0,05% Schwefel war der Guß vollkommen dicht ohne Lunker und Seigerung, so daß der Gießereiausschuß stark vermindert wurde. Der Werkzeugverbrauch war wesentlich geringer, da der Guß zäh und weich ohne harte Einschlüsse war. Das Korn war fein und der Klang stahlartig. Bei der Wahl der Formstoffe ist zu beachten, daß heißer vergossen wird. Im Dauerbetrieb läßt sich der Kraftverbrauch auf 140 kWst/t im 5-Tonnenofen drücken; es ergaben sich:

1. Schmelzung	340 kWst/t	} bei 8 Stundenbetrieb.
2. „	240 „	
3. „	190 „	
4. „	150 „	
5. „	140 „	

Also erst nach der 5. Schmelzung war der Gleichgewichtszustand erreicht.

Auch Kerpely¹⁾ erreichte im Duplexverfahren Kuppelofen-Elektroofen gute Zahlen durch besondere Temperaturführung im Elektroofen mit Überhitzung auf 1500–1700° trotz hoher Kohlenstoff- und Phosphorgehalte. Die Zusammensetzung war ungefähr:

C	3,00–3,20%
Si	1,10–1,80%
Mn	0,65–0,95%
P	0,40–0,80%

Die Eigenschaften waren:

Bruchfestigkeit 34–42 kg/mm²,
 Brinellhärte etwa 200,
 Biegefestigkeit 50–52 kg/mm² bei 600 mm Stützweite und 30 mm Stabdurchmesser. Durchbiegung 11 mm.

Dauerschlagprobe 45 000–55 000 Wechselschläge bis zum Bruch.

Die Arbeitsweise war so, daß im Kuppelofen nur minderwertiger Bruch eingeschmolzen wurde; die Keilprobe sollte weiß erstarren. Im Elektroofen wurde die Zusammensetzung durch Ferromangan und Ferrosilizium eingestellt.

Allgemein ist der Graphit solchen Eisengusses sehr fein und regelmäßig verteilt. Je höher die Festigkeit ist, um so mehr geht die Perlit-Grundmasse in Sorbit über. Bei 42 kg/mm² Festigkeit besteht der Guß aus körnigem Perlit und so feinem Graphit, daß er das Gefüge kaum unterbricht. Trotz der hohen Festigkeit ist die Brinellhärte

¹⁾ Gieß.-Zg. 1926. S. 33/44.

nur 205 und trotz des hohen Phosphorgehaltes ist der Guß sehr zäh. Das Eisen ist sehr dünnflüssig, so daß die Kanten bis 2 mm Wandstärke scharf auslaufen.

Verlegt man durch den Duplexbetrieb das Einschmelzen aus dem Elektroofen in den Kuppelofen, so nimmt man im Vergleich zum reinen Elektroschmelzen folgende Nachteile mit in Kauf: Der Elektroofen muß auch noch die durch den Schmelzbetrieb des Kuppelofens in das Eisen eingeführten wesentlichen Schwefelmengen entfernen, wodurch Verlängerung und Verteuerung des Betriebes eintritt; die für das Feinen im Duplexbetrieb erforderliche kWst-Zahl ist erheblich größer als der Anteil der Feinperiode beim reinen Elektroofenbetrieb, da im letzteren Falle das Feinen, besonders das Entschwefeln, schon zum Teil während des Schmelzens vor sich geht; die erforderliche Wärmemenge ist auch wegen größerer Wärmeverluste höher; beim einfachen Elektroschmelzen kann endlich minderwertiger und billigerer Schrott verarbeitet werden; für den Schmelzbetrieb ist eine umständliche Anlage nötig.

Schmelzungsgänge.

Einige Beispiele sollen die Arbeitsweise im Elektroofen bei der Herstellung verschiedener Gußarten näher erläutern, wobei bemerkt sei, daß diese nicht für alle Fälle etwa als „Rezept“ gelten können.

1. Darstellung von gewöhnlichem Stahlguß in einem Einphasen-Girodofen für 1500—2000 kg Einsatz und 600 kW bei 70 Volt Spannung.

Einsatz: 200 kg Drehspäne,
1500 kg Eingüsse und Schrott,
50 kg Kalk.

8 h. Fertig eingesetzt.

9.30 h. Eingeschmolzen und erste Probenahme. Die flachgeschmiedete Probe zeigt an den Rändern Rotbruch; Schlackeziehen. Erste Entgasung durch Zugabe von 4 kg Ferrosilizium und 7 kg Ferromangan. Einschaufeln der neuen Schlackenbildner (50 kg Kalk, 6 kg Flußspat, 6 kg Sand, und Zusatz des erforderlichen Kohlungsmittels in Form von Elektrodenresten, für weichen Guß 2 kg und für mittelharten Guß 5 kg); Strom einschalten.

10 h. Probe nehmen und ausschmieden. Die Probe hat keinen Rotbruch, die Schmelzung ist aber noch nicht warm genug, da die Probe beim Ausgießen auf eine Eisenplatte noch nicht anschweißt.

10.10 h. Die ausgegossene Probe schweißt an, so daß die Schmelzung warm ist; ein eingetauchter Eisenstab von 5 mm Durchmesser schmilzt sofort ab; Schlacke ziehen, Zusatz von 8 kg Ferrosilizium in 2 Teilen. Der Eisenspiegel ist vollkommen ruhig; fertig zum Gießen, Aluminiumzusatz 1‰.

2. Schmelzungsgang für weiches Eisen mit doppelter Frischschlacke¹⁾ auf basischem Herd in einem Girodofen in Ugine, Spannung 70—75 Volt; Kraftverbrauch 900—1000 kWst/t.

5 h. Beginn des Einsetzens von 1720 kg Schrott.

8.30 h. Alles eingeschmolzen; Frischschlacke aus 80 kg Kalk und 80 kg Erz.

9.52 h. Metall- und Schlackenprobe mit folgender Zusammensetzung: Eisen: 0,051% C, 0,031% Mn, 0,03% Si, 0,008% P, 0,03% S. Schlacke: 6,52% SiO₂, 64,8% CaO, 4,31% MgO, 5,56% Al₂O₃, 8,88% Fe, 2,56% Mn, 0,31% P, 0,03% S. Schlacke ziehen, Zusatz von 4 kg Ferrosilizium, 40 kg Kalk, 8 kg Sand, 8 kg Flußspat, 1,5 kg Teerkoks.

10.48 h. Stromeinschalten, Zusatz von Ferromangan.

11.08 h. Schlackenprobe weiß und beim Abkühlen zerfallend, Zusammensetzung: 18,73% SiO₂, 63,55% CaO, 6,35% MgO, 5,48% Al₂O₃, 0,68% Fe, 0,56% Mn, 0,05% P, 0,06% S.

11.20 h. Metallprobe: 0,159% C, 0,37% Mn, 0,13% Si, 0,015% P, 0,015% S. Fertigmachen mit 4 kg Silikokalzium und 2 kg Silikomangan.

11.46 h. Gießen, 1 kg Silikoaluminium.

Fertigprobe: 0,158% C, 0,380% Mn, 0,120% Si, 0,02% P, 0,018% S.

3. Schmelzungsverlauf für untereutektischen Kohlenstoffstahl im 7-t-Héroultofen nach Sisco²⁾.

7.55 h. Beginn des Einsetzens von 7 t Schrott, verlorenen Köpfen, Blechabfällen mit 0,60% C, 0,08% Si, 0,35% Mn, 0,055% S, 0,07% P. Zusatz von 25 kg Walzensinter und 300 kg Kalkstein.

¹⁾ Eine Frischschlacke würde genügen.

²⁾ The Manufacture of Electric Steel. New York and London 1924.

8.40 h. Einschalten.

11.05 h. Alles flüssig; Zusatz von 25 kg Walzensinter; Probe 1 (Zahlentafel 89).

11.25 h. Schlacke ziehen; Zugabe von 40 kg Elektrodenresten und 6 kg Ferrosilizium.

11.45 h. Zusatz der Schlackenbildner; 300 kg CaO, 80 kg Koks, 70 kg Flußspat.

12.15 h. Probe 2; Schlacke teilweise weiß.

12.30 h. Probe 3; Schlacke ganz weiß.

12.35 h. Zusatz von 30 kg Ferromangan.

1.00 h. Probe 4; Schlacke stark karbidisch.

1.05 h. Zusatz von 5 Schaufeln Schlackenbildnern.

1.30 h. Probe 5; Schlacke stark karbidisch.

1.45 h. Zusatz von 2 kg Ferromangan (70%ig) und 30 kg Ferrosilizium (50%ig).

2.00 h. Fertigprobe 6.

2.05 h. Abstich, Pfannenprobe 7.

Zahlentafel 89.

Stahl- und Schlackenproben-Analysen einer Stahlschmelzung.

Probe Nr.	Stahl					Schlacke									
	C %	Si %	Mn %	S %	P %	SiO ₂ %	FeO %	Al ₂ O ₃ %	MnO %	CaO %	MgO %	CaS %	CaC ₂ %	P %	P ₂ O ₅ %
1	0,08	0,08	Spur	0,046	0,013	20,37	17,88	3,25	3,68	41,75	7,13	0,04	—	—	2,37
2	0,52	0,018	Spur	0,03	0,014	8,85	4,88	2,26	Spur	61,27	10,42	1,93	0,48	0,013	—
3	0,53	0,025	Spur	0,018	0,014	10,02	1,88	1,89	—	65,43	9,37	2,18	1,51	0,006	—
4	0,52	0,032	0,36	0,019	0,014	10,07	1,02	2,07	0,37	67,38	7,46	2,59	2,78	Spur	—
5	0,58	0,030	0,36	0,018	0,015	18,65	0,96	3,25	0,27	65,82	8,17	2,67	2,45	—	—
6	0,60	0,186	0,38	0,016	0,015	14,03	0,90	2,96	0,17	63,71	9,65	2,85	2,86	—	—
7	0,64	0,197	0,38	0,014	0,016	14,27	0,84	2,73	0,13	64,87	10,29	2,79	2,16	Spur	—

4. Sonderstahlguß mit 0,4% Kohlenstoff und 2% Nickel. Fester Einsatz; Entphosphorung in Gegenwart von Kohlenstoff im Bade im 6-t-Héroultofen (Zahlentafel 90).

Einsatz: 770 kg phosphorarmes Roheisen, 2700 kg Stahlspäne, 2360 kg Walzwerkschrott, 140 kg Kalk, 20 kg Flußspat. Spannung 110 Volt, Stromstärke etwa 9000 Amp.

Das Einschmelzen erfolgt unter Anwendung der größten verfügbaren Energiemenge. Nach dem Einschmelzen wird jedoch die Badtemperatur so niedrig wie möglich gehalten, um den Phosphor vor dem Kohlenstoff herauszubringen; die Leistungszufuhr wird entsprechend beschränkt. Die Entphosphorung wird an Schlackenproben verfolgt, die schwarz mit eigentümlichen Glanz sein sollen. Nach 45 Minuten wird abgeschlackt und die Entgasungsschlacke aus Kalk, feinem Sand und Flußspat schaufelweise eingebracht. Nach 15 Minuten ist die Schlacke dünn, so daß feingemahlener Koks in kleinen Mengen gut darüber gestreut werden kann. Zwecks schnellster Überhitzung der Schlacke wird 60—90 Minuten mit voller Leistung gearbeitet, dann wird dieselbe um 25% verringert. Während der Entschweflung wird die Schlacke mit Stangen durchgerührt. Dauer 1 Stunde 15 Minuten; der Schwefel sinkt auf 0,015%. Der Nickelgehalt aus dem Schrott verschlackt nicht. Das aus Vorproben ermittelte fehlende Nickel wird zugesetzt. Gesamtschmelzungsdauer 6 Stunden mit 750—825 kWst/t.

Zahlentafel 90.

Veränderung des Einsatzes bei einer Sonderstahlschmelzung.

Zusammensetzung des Bades	C %	Mn %	Si %	P %	S %	Dauer
Einsatz	1,04	—	0,17	0,045	0,035	45 Minuten
Nach dem Einschmelzen .	0,34	—	0,040	0,035	0,030	2 Std. 45 Min.
Entphosphoren	—	—	—	—	—	45 Minuten
Nach dem Abschlacken .	0,30	—	0,050	0,015	0,025	15 Minuten
Nach der Entschweflung .	0,35	—	0,06	0,015	0,015	1 Std. 15 Min.
Fertigprobe	0,37/0,47	0,95/1,05	0,15/0,25	0,02 max.	0,02 max.	Ni etwa 2%

5. Herstellung von Nickel-Chromstahl in einem 7-t-Héroultofen mit leicht oxydierendem Einschmelzen (nach Sisco¹⁾).

Verlangte Analyse: 0,45–0,55% C, 0,40–0,60% Mn, 0,15–0,20% Si, 3,25–3,75% Ni, 1,30 bis 1,60% Cr.

- 1.20 h. Beginn des Einsetzens; 370 kg Kalkstein auf den Boden.
 2.00 h. Fertig eingesetzt; 8000 kg Stahl mit der Zusammensetzung: 0,25% C, 0,45% Mn, 0,10% Si, 0,034% S, 0,035% P, 2,07% Ni, 0,28% Cr.
 4.45 h. Vollständig eingeschmolzen; Zusatz von 15 kg Flußspat; 1. Probe. (Zahlentafel 91.)
 5.03 h. Schlacke gezogen; Aufgabe der Desoxydations Schlacke, 270 kg gebrannter Kalk, 75 kg Koks, 50 kg Flußspat.
 5.10 h. Einschalten; Schmelzen der Schlackenbildner mit höchster Kraft.
 5.35 h. Schlacke fast weiß; Zusatz von etwas Kalk und Koks; 2. Probe; Zusatz von 100 kg Nickel.
 5.45 h. Schlacke weiß, teils karbidisch; Zusatz von 10 kg Koks und 15 kg Flußspat; 3. Probe; Zusatz von 25 kg Ferromangan (80%).
 5.55 h. Schlacke karbidisch, Schmelzung warm; 4. Probe; Zusatz von 10 kg Kalk und 140 kg Ferrochrom (68% Cr, 6% C).
 6.10 h. Schlacke karbidisch; 5. Probe; Zusatz von 10 kg Koks und 10 kg Flußspat, 15 kg Ferrosilizium (50%), 300 kg phosphor- und schwefelarmes Roheisen.
 6.25 h. Durchrühren; 6. Probe; Zusatz von 25 kg Nickel, 5 kg Ferromangan.
 6.45 h. Metall warm, Kraft vermindert, Schlacke in Ordnung; 7. Probe.
 6.50 h. Zusatz von 25 kg Ferrosilizium.
 7.00 h. Bad durchrühren, ausschalten; 8. Probe.
 7.05 h. Abgießen; 9. Probe = Pfannenprobe.

Zahlentafel 91.

Nickel-Chromstahl- und Schlackenproben-Analysen.

Probe Nr.	Stahl							Schlacke											
	C %	Mn %	Si %	S %	P %	Ni %	Cr %	SiO ₂ %	FeO %	Al ₂ O ₃ %	MnO %	CaO %	MgO %	CaS %	CaC ₂ %	Cr ₂ O ₃ %	P ₂ O ₅ %	P %	
Einsatz	0,25	0,45	0,10	0,034	0,035	2,00	0,60	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1	0,15	0,26	0,015	0,030	0,014	2,07	0,28	13,47	8,31	2,26	5,08	50,35	10,61	0,093	—	8,37	—	1,36	—
2	0,15	0,23	0,009	0,020	0,015	2,05	0,22	14,07	2,26	1,97	1,08	56,37	14,55	1,63	—	0,43	—	—	0,002
3	0,16	0,25	0,010	0,024	0,015	3,31	0,27	15,86	0,46	2,17	0,17	61,09	13,69	1,77	0,15	0,17	—	—	Spur
4	0,19	0,49	0,016	0,016	0,017	3,29	0,26	18,32	0,17	2,06	0,21	57,13	12,81	1,93	1,06	0,06	—	—	0,003
5	0,30	0,48	0,023	0,013	0,019	3,23	1,45	17,06	0,27	2,36	0,06	59,36	13,17	2,03	1,01	0,04	—	—	Spur
6	0,44	0,46	0,088	0,011	0,020	3,18	1,43	18,29	0,16	2,09	0,03	57,11	14,04	2,17	1,21	Spur	—	—	0,003
7	0,46	0,51	0,081	0,011	0,020	3,45	1,41	19,23	0,14	1,98	0,06	55,21	15,30	2,26	0,93	Spur	—	—	0,002
8	0,47	0,50	0,231	0,010	0,021	3,44	1,40	20,17	0,14	1,86	0,05	54,03	14,37	2,17	0,76	Spur	—	—	0,002
9	0,48	0,49	0,228	0,010	0,021	3,44	1,41	21,31	0,09	2,01	0,06	53,78	15,01	2,19	0,57	Spur	—	—	Spur

6. Herstellung von Chromstahl in einem 7-t-Héroultofen mit nur einer Schlacke nach Sisco²⁾).

Verlangte Zusammensetzung: 1,00–1,15% C, 0,25–0,45% Mn, 0,15–0,30% Si, 0,025% S, 0,025% P, 1,35–1,65% Cr.

- 6.50 h. Fertig eingesetzt, 6500 kg Einsatz und 30 kg gebrannter Kalk. Einschalten. (Zahlentafel 92.)
 9.00 h. Fast alles geschmolzen; Zusatz von 10 kg Koks.
 9.15 h. Der Ofen arbeitet mit voller Kraft, alles eingeschmolzen; Zusatz von 225 kg gebrannter Kalk, 50 kg Koks und 35 kg Flußspat.
 9.45 h. Schlacke weiß und teilweise karbidisch.
 10.00 h. Schlacke karbidisch, Schmelzung warm; 2. Probe; Zusatz von 35 kg gebranntem Kalk und Flußspat.
 10.15 h. Schlacke karbidisch; 3. Probe; Zusatz von 30 kg Ferrochrom (67% Cr, 6% C) und 75 kg schwefel- und phosphorarmem Roheisen.
 10.30 h. Umrühren; 4. Probe; Zusatz von 15 kg Koks und Flußspat.
 10.45 h. Hitzeprobe; Verringerung der Kraftzufuhr; 5. Probe; Zusatz von 20 kg Ferrosilizium (50%), 15 kg Kalk, 30 kg Koks und Flußspat.

¹⁾ The Manufacture of Electric Steel. New York and London 1924.

²⁾ a. a. O.

- 11.00 h. Schlacke in Ordnung; 6. Probe; Zusatz 15 kg Ferrosilizium.
 11.05 h. Ausschalten.
 11.20 h. 7. Probe.
 11.25 h. Abgießen; 8. Probe = Pfannenprobe.

Zahlentafel 92.
 Stahl- und Schlackenproben-Analysen.

Probe Nr.	Stahl						Schlacke									
	C %	Mn %	Si %	S %	P %	Cr %	SiO ₂ %	FeO %	Al ₂ O ₃ %	MnO %	CaO %	MgO %	CaS %	Cr ₂ O ₃ %	CaC ₂ %	P %
Einsatz	1,00	0,37	0,190	0,015	0,015	1,23	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1	0,91	0,33	0,003	0,014	0,016	1,18	13,73	2,07	1,67	0,97	59,47	14,36	1,08	0,95	0,27	0,004
2	0,92	0,36	0,020	0,013	0,016	1,22	17,68	0,53	1,81	0,13	56,73	15,45	1,21	0,09	0,86	Spur
3	0,93	0,36	0,026	0,012	0,017	1,21	15,57	0,23	1,90	0,07	60,18	14,23	1,30	0,08	1,06	Spur
4	1,02	0,35	0,020	0,010	0,018	1,50	17,31	0,06	2,03	Spur	59,13	13,91	1,37	Spur	0,93	Spur
5	1,03	0,36	0,031	0,010	0,018	1,49	19,26	0,09	1,97	0,02	56,25	15,09	1,40	0,06	0,67	Spur
6	1,04	0,35	0,107	0,010	0,019	1,48	21,37	0,13	1,76	0,04	56,31	15,18	1,36	0,06	0,71	0,003
7	1,05	0,36	0,213	0,010	0,020	1,50	20,67	0,16	1,81	Spur	57,65	14,23	1,57	Spur	1,03	Spur
8	1,06	0,36	0,207	0,010	0,020	1,49	20,86	0,09	1,78	Spur	58,65	14,67	1,43	Spur	0,86	Spur

7. Die Herstellung von 12%igem Manganstahl in einem 2-t-Girodofen unter Zusatz des größten Teiles des Mangans als Ferromangan.

Einsatz: 240 kg Drehspäne,
 575 kg Eingüsse,
 1006 kg Schrott,
 96 kg Manganstahl-Eingüsse
 1917 kg Gesamteinsatz.

Der Einsatz wird unter Zugabe von 50 kg gebranntem Kalk eingeschmolzen und bis auf Rotbruch heruntergefrischt. Dann wird die Schlacke gezogen und werden die neuen Schlackenbildner zugegeben (70 kg CaO, 6 kg SiO₂, 6 kg CaF₂), darauf werden 185 kg 80%iges Ferromangan auf einmal eingeschauftelt). Schmiedeproben haben keinen Rotbruch mehr; sie lassen sich nach dem Abschrecken in Wasser um 180° biegen und zusammenschlagen. Nach der Lösung werden weitere 180 kg Ferromangan zugesetzt, das Bad wird auf Temperatur gebracht und abgegossen.

Enthält der Einsatz beim Verarbeiten von Manganstahlabfällen viel Mangan, so kann zur Entkohlung mit Manganerz (auf einen Einsatz von 3 Tonnen genügen 150 kg Erz) gefrischt werden. Nach der Kohlenstoffeinstellung wird die Schlacke nicht abgezogen, sondern zur Manganrückgewinnung unmittelbar in die Reduktionschlacke übergeführt, gegebenenfalls durch Aufstreuen von pulverigem, hochprozentigem Ferrosilizium. Dann beginnt man mit dem Zusatz von Ferromangan oder kohlenstoffarmem Silikomangan in kleinen Mengen von 50 kg. Der Einsatz kann 50 bis 100% Manganschrott enthalten. Als Schlackenbildner werden auf einen 3-Tonnen-Ofen je nach dem Einsatz zugesetzt 85–150 kg CaO, 15–40 kg Flußspat, 15–30 kg Sand.

8. Herstellung von Grauguß im 2-t-Girodofen aus Gießereiabfällen.

Einsatz: Gießereiroheisen 440 kg
 Gußspäne 280 kg
 Gußbruch 540 kg
 Eingüsse 540 kg
 Gesamteinsatz 1800 kg
 Koksgrus 70 kg
 Kalk 28 kg

Der Koksgrus wird mit den Gußspänen gemischt und die Hälfte der Mischung auf den Boden des Ofens eingesetzt. Der Gußbruch, die Eingüsse und die großen Stücke werden ringsherum an den Wänden vorbei eingesetzt, so daß die Späne in der Mitte unter der Elektrode frei bleiben. Dann wird die Elektrode heruntergesenkt auf die Späne und der Rest der Mischung von Koks und Spänen eingeschauftelt. Zum Schluß wird das Roheisen eingesetzt. Nach dem Einschalten brennt sich der Lichtbogen erst allmählich frei, wodurch die Entkohlung wesentlich vermindert wird. Nach dem Einschmelzen wird der Kohlenstoffgehalt geprüft und abgeschlackt. Auf dem Bade schwimmt immer noch Keks. Ist der Kohlenstoffgehalt zu niedrig, so wird durch Zugabe von Kohlunngsmitteln auf das

schlackenfreie Bad und Umrühren weiter gekohlt, nötigenfalls durch Eintauchen einer Holzstange. Ist der Kohlenstoff auf der verlangten Höhe, so wird die neue Schlacke gebildet durch Aufgabe von 25 kg CaO, 6 kg CaF₂ und 6 kg Sand. Unter dieser Schlacke wird auf Gießtemperatur erhitzt, was etwa 1/2 Stunde dauert. Man beurteilt den Guß nach dem Bruch der auf den Boden ausgegossenen Proben. Nötigenfalls wirkt man durch Ferrosiliziumzusatz auf das Bruchgefüge ein.

9. Arbeitsweise bei der Herstellung von synthetischem Guß aus Stahlschrott im Deckelofen.

Auf den Boden des Ofens kommt die errechnete Menge des Kohlungsmittels zuzüglich 50–75%. Dasselbe soll möglichst wenig Asche enthalten und feinkörnig sein (Nußgröße). Schlackenbildner werden nicht eingesetzt. Darauf werden die Späne und schließlich der andere Schrott eingesetzt. Man kann die Späne auch mit einem Teil des Kohlungsmittels mischen. Beim Einschmelzen werden die Türen gut geschlossen. Sobald sich unter den Elektroden ein Tümpel gebildet hat, wirft man unter diese einige Schaufeln Kohlungsmittel. Nach dem Einschmelzen wird die Schlacke gezogen und der Kohlenstoffgehalt ermittelt. Dann wird weiter aufgekohlt durch Aufgabe des Kohlungsmittels auf das nackte Bad, durch Temperatursteigerung und Umrühren mit einem Holzstab. Hat die Schmelzung anfangs 2,75% Kohlenstoff, so steigt der Kohlenstoff hierbei um etwa 0,25%. Hat die Schmelze 3,25% Kohlenstoff, so werden die Schlackenbildner eingeschaufelt, auf denen der Rest des Kohlungsmittels schwimmt, der zur Schlackenbildung mithilft, ohne weiter zu kohlen. Die Einstellung der Zusammensetzung erfolgt mit Ferrosilizium und Ferromangan. In einem 6-t-Héroultofen verläuft eine derartige Schmelzung folgendermaßen:

Einsatz:	3300 kg Stahlschrott
	1700 kg Späne
	5000 kg.
Gesamteinsatz	5000 kg.

Auf den Boden des Ofens kommen 330 kg Koksgrus, darüber der Einsatz. Schlackenbildner werden nicht aufgegeben.

8.40 h. Einschalten.

10.40 h. Fast alles geschmolzen. Kohlenstoff 2,6%, Zusatz 50 kg Koksgrus.

12.00 h. Probenahme, Bruch gut, Zusatz von 50 kg Ferrosilizium.

12.05 h. Probenahme, Bruch gut, Zusatz von 50 kg Ferrosilizium, Kohlenstoff 2,13%.

12.12 h. Aufgabe von 50 kg fein gepulvertem Kohlungsmittel, durchrühren mit der Holzstange 6 Minuten lang, Zugabe von 50 kg Ferrosilizium.

12.17 h. Etwas Schlacke machen, Rühren, Kohlenstoffgehalt 3,21%.

12.25 h. Schlußprobe mit 3,40% C, 2,90% Si, 1,16% Mn, 0,142% P, 0,042% S für mittleren Maschinenguß.

Kraftverbrauch 595 kWst/t.

10. Herstellung von synthetischem Guß aus weichem Eisenschrott im gewölblosen Schachtofen.

Der Schrott, die Schlackenbildner und das Kohlungsmittel werden auf Hüttenflur gut gemischt und ohne Unterbrechung entsprechend dem Herunterschmelzen von oben in den Schacht geschaufelt. Die Elektroden tauchen in die Mischung ein. Der Strom wird weder beim Einsetzen noch beim Abstecken ausgeschaltet. Der Einsatz wird so hoch aufgeworfen, daß die heißen Teile von kälteren möglichst überdeckt sind; der Lichtbogen darf nicht frei brennen. Abgestochen wird in einem 1000-kW-Ofen alle 3 Stunden. Für ein Eisen mit 3,5% C, 0,6% Mn und 1% Si wird folgender Einsatz verwendet:

2000 kg weiche Eisendrehspäne,
1000 „ Schrott,
360 „ Koksgrus,
40 „ Kalk,
35 „ Sand.

Der Phosphorgehalt wird geregelt durch Zusatz von Gießereischrott oder durch mineralische Phosphorträger.

11. Darstellung von großen Mengen amerikanischem Temperguß im Mehrfachverfahren.

Einschmelzen von hochkohligen Einsatz im Kuppelofen, Frischen eines Teiles im Konverter, Einfüllen einer Mischung von Kuppelofeneisen und Konvertereisen in den Elektroofen und Erhitzen, Entgasen, Entschwefeln und Legieren in diesem. In Betrieb stehen ein Elektroofen von 6 Tonnen mit 800 kVA und 80–100 Volt und ein 15-Tonnen-Ofen von 3 Meter Herddurchmesser mit 1800 kVA und 90–110 Volt Spannung; auf 12 Tonnen Einsatz werden gegeben 65 kg Kalk, 45 kg Flußspat und dann Kokspulver. Es ergibt sich folgendes Bild (Zahlentafel 93):

Zahlentafel 93.
Eisen- und Schlackenproben-Analysen.

		Kuppelofen	Konverter	Elektroofen Einsatz	Fertig
Eisen	C %	3,10	0,20	2,60	—
	Si %	0,80—0,95	Spur	0,66—0,78	—
	Mn %	0,12—0,19	Spur	0,10—0,16	—
	S %	0,09 Min.	0,12	0,095	—
	P %	0,14—0,19	0,17	0,14—0,19	—
Mischungsverhältnis		240	50	—	—
Schlacke	SiO ₂ %	52,90	57,50	—	29,80
	Al ₂ O ₃ %	12,80	1,43	—	2,85
	FeO %	5,10	34,41	—	0,50
	Fe ₂ O ₃ %	—	1,45	—	—
	MnO %	2,60	3,89	—	0,18
	CaO %	21,30	0,25	—	44,51
	MgO %	3,70	0,34	—	7,55
	S %	0,20	—	—	—
	CaF ₂ %	—	—	—	0,70
	CaS %	—	—	—	7,20
Nicht bestimmt %	1,40	0,82	—	6,71	

Das Schlackengewicht beträgt im Elektroofen 20 kg/t, davon sind 8 kg aus der Zustellung und 12 kg von den Schlackenbildnern.

Gestehungskosten.

Allgemein gültige Angaben über die Gestehungskosten können für den Elektroofenbetrieb nicht gemacht werden; außer den ständigen Änderungen des Marktes sind die örtlichen Verhältnisse ausschlaggebend; Wirtschaftlichkeitsrechnungen müssen also von Fall zu Fall durchgeführt werden. Im folgenden kann es sich nur darum handeln, ungefähre Anhaltspunkte zu geben und zu zeigen, wodurch unter Umständen das Ergebnis der Rechnung beeinflußt wird. Betrachtet werden müssen die Rohstoffe (Einsatz einschl. Abbrand, Schlackenbildner, Kohlungsmittel, Legierungszuschlägen), die Betriebsstoffe, Stromverbrauch, Zustellung, Elektroden, Motor- und Beleuchtungskraft, Werkzeuge, Löhne und Gehälter, Generalunkosten, Reparaturen, Reisespesen, Versicherungen, Steuern, Bürokosten, Werkstoffprüfung, Verzinsung, Amortisation und Lizenz.

Bei der Herstellung von Stahlguß aus einem 2,5- oder 5-t-Nathusius-Ofen lassen sich die reinen Verarbeitungskosten je Tonne Guß an Hand nachstehender Unterlagen (Zahlentafel 94) errechnen. Zur Ermittlung der Gestehungskosten kommen die oben erwähnten Posten noch hinzu.

Nathusius gibt die Herstellungskosten für eine Tonne Fertigguß im Januar 1924 folgendermaßen an:

Ausbringen an Guß aus 100 kg Einsatz = 53 kg bei 40 kg Steigern und Angüssen und 7% Abbrand.

Die Schmelzkosten für 100 kg Einsatz entsprechend 53 kg Fertigguß betragen:

	kg Gewicht	Mk. je 100 kg	Summa Mark
Einsatzkosten:			
Flußeisensabfälle	90,90	5,00	4,55
Stahlgußbruch	4,03	8,50	0,34
Spiegeleisen	1,71	15,00	0,25
Ferrosilizium 12%	1,71	16,00	0,27
Ferrosilizium 50%	0,80	30,00	0,24
Ferromangan 70%	0,85	35,00	0,30
	100,00	—	5,95

	kg Gewicht	Mk. je 100 kg	Summa Mark
Schmelzkosten:			
Gebrannter Kalk	7,3	1,20	0,0876
Rohdolomit	1,8	3,00	0,0540
Kokspulver	0,4	2,00	0,0080
Deckelsteine	0,73	9,00	0,0657
Dinasmörtel	0,08	6,00	0,0048
Teer	0,54	15,00	0,0810
Sinterdolomit	3,00	7,15	0,2145
Strom	70 kWst	0,12	8,4000
Elektroden	1,60	52,00	0,8320
Löhne	0,8 Std.	0,40	0,3200
Summe	—	—	10,0676

100 — 7% Abbrand = 93 kg flüssiges Eisen kosten	5,95	Mk.
Bei einem Gewinn an Steigern von 40 kg zu 5,50 Mk. je 100 kg	2,20	„
ergibt für 53 kg Guß	3,75	„
dazu kommen die Schmelzkosten mit	10,0676	„
so daß 53 kg Guß kosten	13,8176	Mk.
100 kg Guß kosten also (ohne Regie)	26,07	„

Zahlentafel 94.

Unterlagen zur Ermittlung der Gestehungskosten je Tonne Stahlguß in einem 2,5- und in einem 5-t-Nathusius-Ofen.

	Fester Einsatz Ofeninhalt		Flüssiger Einsatz Ofeninhalt	
	2,5 t	5 t	2,5 t	5 t
1. Einsatz	1050 kg	1050 kg	1000 kg	1000 kg
2. Schlackenbildner:				
Eisenerz zum Frischen	10 kg	10 kg	—	—
Kalk	30 „	25 „	20 kg	15 kg
Sand	5 „	3 „	3 „	2 „
Flußspat	6 „	4 „	4 „	3 „
Petrolkoks	3 „	3 „	3 „	3 „
3. Desoxydationszuschläge:				
Ferromangan (69%)	9 kg	8 kg	9 kg	9 kg
Ferrosilizium (75%)	3 „	3 „	3 „	3 „
Aluminium	0,5 „	0,5 „	0,5 „	0,5 „
4. Feuerfeste Stoffe:				
Dolomit	40 kg	30 kg	10 kg	10 kg
Magnesitmehl	6 „	5 „	4 „	3 „
Ton- und Schamottmehl	8 „	6 „	8 „	6 „
Deckel ¹⁾	—	—	—	—
5. Elektroden	15 kg	13 kg	5,7 kg	5,4 kg
6. Strom	700/1000 kWst/t		140/300 kWst/t	
7. Arbeiterzahl	4	5	4	5
8. Kühlwasser in der Stunde Liter	1500	3000	1500	2500
9. Amortisation und Verzinsung ²⁾	—	—	—	—

¹⁾ Die Deckelkosten hängen stark von der Arbeitsweise und der dadurch bedingten Haltbarkeit ab; bei festem Arbeiten liegen sie zwischen 0,50 bis 1,00 Mk. und bei flüssigem Arbeiten unter 0,50 Mk.

²⁾ Die Amortisation mit 10% und die Verzinsung von 60000 bzw. 100000 Mk. ergibt bei flüssigem Arbeiten auf die Tonne ungefähr 1,50 bis 2,00 Mk. und bei festem Arbeiten ungefähr 3,30 bis 4,00 Mk.

Wie sehr die Selbstkosten je Tonne durch die Ofengröße beeinflusst werden, geht aus folgender Zusammenstellung mit Angaben von anderer Seite hervor. Die angegebenen Zahlen können als Werteinheiten aufgefaßt werden.

Fassungsvermögen in t	1/2	1 1/2	3	6	12
Kraftverbrauch	52,10	46,85	41,65	37,50	36,45
Elektroden	15,65	12,50	10,65	9,40	6,25
Löhne	12,50	10,65	8,75	7,50	6,25
Zuschläge	1,85	1,85	1,75	1,75	1,75
Schlackenbildner	0,85	0,75	0,65	0,65	0,65
Werkzeuge, Pfanne usw.	2,50	2,30	2,10	1,90	1,90
Sonstige Auslagen	0,70	0,40	0,50	0,60	0,60
Zustellung und Gewölbe	3,75	3,55	3,15	2,90	2,90
Zusammen	89,90	78,85	69,20	62,20	56,65

Bei der Untersuchung des Einflusses von Ofengröße und Schmelzungszahl (Ausnutzungsfaktor) kam Kerns¹⁾ zum Ergebnis der Abb. 393. Die Wirkung der einzelnen Kostenanteile in Abhängigkeit vom Ausnutzungsfaktor zeigt Abb. 394.

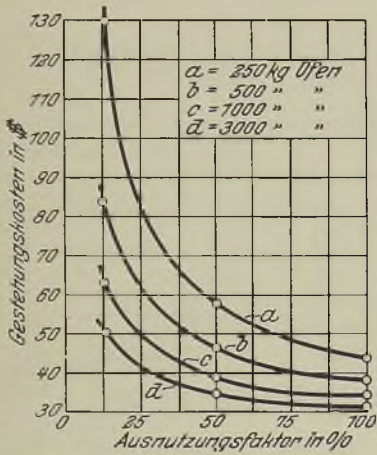


Abb. 393. Gestehungskosten in Abhängigkeit von Ofengröße und Schmelzungszahl (Ausnutzungsfaktor).

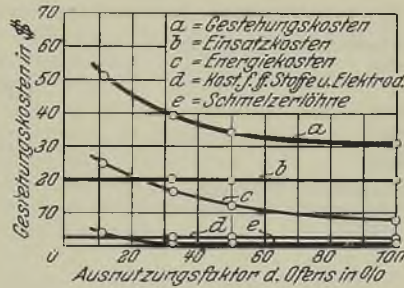


Abb. 394. Wirkung der verschiedenen Kostenanteile in Abhängigkeit von der Schmelzungszahl (Ausnutzungsfaktor).

Bei der Berechnung der Selbstkosten für 1 t synthetischen Guß aus dem Schacht-ofen können folgende Zahlen zugrunde gelegt werden:

- Rohstoffe:
- 1050 kg Drehspäne und Schrott,
 - 100 „ Koksgrus,
 - 25 „ Ferrosilizium,
 - 20 „ Ferromangan.
- Betriebstoffe:
- 1050 kW/st Schmelzstrom,
 - 100 „ Motoren und Beleuchtung,
 - 30 kg Kalk,
 - 10 „ Flußspat,
 - 10 „ feuerfeste Stoffe,
 - 20 kg Elektroden.

- Löhne und Gehälter:
- 3 Schichten zu 3 Mann, mit Ersatz 11 Mann,
 - 3 Schichtmeister,
 - 1 Chemiker,
 - 1 Betriebsleiter,
 - 1 Buchhalter und Lohnbeamter,
 - 1 Einkäufer und Korrespondent,
 - 2 Hilfskräfte.
- Hauptunkosten für Wiederherstellungsarbeiten, Reisespesen, Versicherungen, Steuern, Bürokosten usw. Verzinsung und Amortisation.

Kölla²⁾ errechnet die Selbstkosten beim Mehrfachverfahren, Kuppelofen-Elektrofen, 1921 folgendermaßen:

Kraftverbrauch in einem 5-t-Nathusiusofen 220 kWst/t, kWst-Preis 0,60 Mk. Bruchisenpreis je t 650,— Mk. Abbrand im Kuppelofen 7%, im Elektrofen 3%.

¹⁾ Stahleisen 1926. S. 1687, nach Blast Furnace 1926. S. 133. ²⁾ Gieß.-Zg. 1921. S. 379.

1100 kg Brucheisen à 0,65 Mk.	715,00 Mk.
Schmelzkosten im Kuppelofen	196,00 „
Kraftverbrauch im Elektroofen	136,00 „
Ferromangan	30,00 „
Ferrosilizium	32,00 „
Elektrodenverbrauch	5,00 „
Koks zum Vorwärmen bei unterbrochenem Betrieb	8,00 „
Kalk	7,50 „
Dolomit	1,25 „
Zuschläge als Schlackenbildner	5,25 „
Magnesit usw.	2,75 „
Löhne für die Ofenbedienung	19,50 „
Löhne für die Ofenreparatur und Betriebsstoffe	22,00 „
Sonstige Betriebsunkosten	7,00 „
Abschreibungen	15,00 „
Verzinsung	8,00 „
Zusammen für 1000 kg netto	1210,25 Mk.
abzüglich 30% Trichter usw. zu 0,65 Mk.	195,25 „
700 kg Guß kosten	1015,00 Mk.
oder 1 Tonne Guß kostet	1450,00 „

A. Linke¹⁾ kommt im gleichen Jahre 1921 zum Ergebnis, daß das Duplexverfahren teurer ist als das Einfachschmelzen von Grauguß im Elektroofen.

Fester Einsatz		Flüssiger Einsatz	
Kraftverbrauch	900 kWst 900 Mk.	250 kWst	250 Mk.
Elektroden	50 „	25	„
Löhne	75 „	25	„
Zustellung	25 „	20	„
Sonstiges	25 „	25	„
Zusammen	1075 Mk.		345 Mk.
Dazu kommen an Einsatzstoffen	500 „	Kuppelofen	1750 „
Gesamtkosten	1575 Mk.		2095 Mk.

Literatur²⁾.

Werke.

- Neumann, B.: Elektrometallurgie des Eisens. Halle (Saale) 1907.
 — Technische Gewinnung von Eisen und Stahl im elektrischen Ofen, in Askenas, Techn. Elektrochemie. Braunschweig 1910.
 Rodenhauser, W. und J. Schoenawa: Elektrische Öfen in der Eisenindustrie. Leipzig 1911.
 Meyer, O.: Geschichte des Elektroisens. Berlin 1914.
 Borchers, W.: Die elektrischen Öfen. 4. Aufl. Halle (Saale) 1923.
 Escard, Jean: L'Electrometallurgie du fer et de ses alliages. Paris 1920.
 Gow, C. C.: Electro-Metallurgy of Steel. London 1921.
 Coussergues: L'Electro-Siderurgie. (Fabrication de l'acier au Four électrique.) Paris 1923.
 Stansfield, Alfred: The Electric Furnace for Iron and Steel. New York and London 1923.
 Sisco, Frank T.: The Manufacture of Electric Steel. New York and London 1924.
 Ruß, E. Fr.: Die Elektrostahlöfen. Berlin 1924.
 Barton, Larry J.: Refining Metals Electrically. Cleveland, Ohio 1926.
 Kerpely, K. v.: Stahlformgußpraxis in der Elektrostahlgießerei. Halle (Saale) 1926.

Berichte der Fachausschüsse des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

a) Stahlwerksausschuß.

- Korten, R.: Über das Desoxydieren mit flüssigem Ferromangan und das Umschmelzen von Ferromangan im elektrischen Ofen. Bericht Nr. 10.

¹⁾ Gieß.-Zg. 1921. S. 435.

²⁾ Buchwerke über Elektroöfen sind verhältnismäßig wenig herausgekommen, während die Veröffentlichungen in Zeitschriften des In- und Auslandes außerordentlich zahlreich sind. Nur die wichtigsten Fachwerke sind aufgeführt.

- Eilender, W.: Die Elektrostahlerzeugung vom Gesichtspunkt der Großindustrie. Bericht Nr. 17.
 Sommer, Fr.: Die Fortschritte der Elektrostahlerzeugung. Bericht Nr. 77.
 Eilender, W. und L. Lyche: Die Verwendung der Söderbergschen Dauerelektrode an Elektrostahlöfen. Bericht Nr. 78.
 Müller-Hauff, A.: Die qualitative und wirtschaftliche Bedeutung des sauren Elektrostahles. Bericht Nr. 97.
 Sommer, F.: Die Bemessung der Transformatoren für Lichtbogen-Elektrostahlöfen. Bericht Nr. 99.
 Lyche, L. und H. Neuhaus: Wärmebilanz eines Hochleistungs-Elektrostahlöfens, Bauart Héroult-Lindenberg. Bericht Nr. 101.
 Riecke, E.: Arbeitsweise von Lichtbogen-Elektroöfen. Bericht Nr. 102.
 Kriz, St.: Belastungsfähigkeit, Bauart und Bemessung der Transformatoren für Lichtbogen-Elektrostahlöfen. Bericht Nr. 118.
 Hindrichs, G. und Fr. Wever: Zur Metallurgie des Hochfrequenz-Induktionsofens. Bericht Nr. 131.
 Kriz, St.: Die Energieverluste an Lichtbogen-Elektrostahlöfen. Bericht Nr. 132.

b) Werkstoffsausschuß.

- Jansen, F.: Die Bruchproben des Stahlwerkers. Bericht Nr. 109.

c) Wärmestelle.

- Bulle, G.: Elektrowärme in der Eisenindustrie. Mitteilung Nr. 103.

Abhandlungen in „Stahl und Eisen“. (B = Berichte aus anderen Zeitschriften.)

- Eichhoff, F. R.: Über die Fortschritte in der Elektrostahlerzeugung. Stahleisen 1907. S. 41.
 Röchling, H.: Über die Fortschritte in der Elektrostahldarstellung. Stahleisen 1907. S. 81.
 Wedding, H.: Der elektrische Induktionsofen nach dem System Röchling-Rodenhauser. Stahleisen 1907. S. 383.
 Osann, B.: Stahlformguß aus dem elektrischen Ofen. Stahleisen 1908. S. 654.
 Neumann, B.: Röchling-Rodenhausers neuer Drehstromofen usw. Stahleisen 1908. S. 1161, 1202.
 – Über den heutigen Stand der Elektrostahlverfahren. Stahleisen 1910. S. 1064.
 – Der Elektrostahlöfen System Nathusius. Stahleisen 1910. S. 1410.
 Doubs, F.: Die Herstellung von weichem Flußeisen usw. Stahleisen 1911. S. 589.
 Müller, A.: Erfahrungen in der Elektrostahlerzeugung im Giroföfen. Stahleisen 1911. S. 1165, 1258.
 Schroeder, F.: Über das Umschmelzen von Ferromangan usw. Stahleisen 1911. S. 1457.
 Kunze, W.: Beitrag zum Entwicklungsstand neuzeitlicher Elektroöfen. Stahleisen 1912. S. 1089, 1136, 1181.
 Hiorth, A.: Induktionsofen und dessen Verwendung bei der Stahlerzeugung. Stahleisen 1914. S. 540/541. B.
 Müller, A.: Metallurgisches vom sauren Elektroschmelzen. Stahleisen 1914. S. 89/95.
 Sahlin, Axel: Der Elektroöfen von Rennerfeldt. Stahleisen 1914. S. 328/331.
 Kunze, W.: Elektrostahlanlage in Sosnowice, Bauart Nathusius. Stahleisen 1914. S. 415/417.
 Stadeler, A.: Gasgehalte im Elektrostahl. Stahleisen 1915. S. 1136 u. 1137.
 Erbreich, Friedr.: Der schmiedbare Guß. Stahleisen 1915. S. 549/553, 652/658.
 Neumann, B.: Wärmeverluste eines Elektrostahlöfens. Stahleisen 1916. S. 1210/1211; nach W. H. Wille und A. H. Schuyler.
 – Saurer und basischer Elektrostahl. Stahleisen 1917. S. 979/980; nach A. W. Lorenz: Foundry 1917. S. 220.
 Kunze, W.: Selbsttätige Elektrodenregelvorrichtungen für Lichtbogenelektroöfen. Stahleisen 1918. S. 124/130, 130/159, 189/194, 212/217.
 Irresberger, C.: Der elektrische Schmelzofen von Grönwall-Dixon. Stahleisen 1918. S. 90/92.
 – Entwicklung und gegenwärtiger Stand des Stahlformgusses und seiner Herstellungsverfahren. Stahleisen 1918. S. 481/482.
 Neumann, B.: Die Entwicklung der Elektrostahlerzeugung in den Vereinigten Staaten. Stahleisen 1918. S. 293 u. 294. (Sammelbericht.)
 – Der Elektrostahlöfen von Greaves-Etchells. Stahleisen 1918. S. 315; nach Iron Coal Trades Rev. 1917. S. 119.
 Piwowsky, E.: Das Triplexverfahren bei der Elektrostahlerzeugung. Stahleisen 1919. S. 41/42; nach Th. W. Robinson in Chem. Metallurg. Engg. 1918. S. 15/20.
 Neumann, B.: Elektrostahlöfen, Bauart Elektrometall. Stahleisen 1919. S. 506/507; nach J. Bibby: Iron Coal Trades Rev. 1918. S. 165/167.
 Hartig, F.: Stromersparnis bei elektrischen Stahlwerksöfen. (Induktionsofen für Ferromanganschmelzen.) Stahleisen 1919. S. 1170/1173.
 Kalpers, H.: Die Herstellung von synthetischem Guß im Elektroöfen. Stahleisen 1920. S. 437/439; nach Techn. Mod. 1919. S. 361/363 u. S. 423/428.
 Dornhecker, K.: Neues Duplexverfahren. Stahleisen 1920. S. 581/582; nach Foundry 1919. S. 662/665.
 Kothny, E.: Einiges aus der Werkstätte des Edelstahlwerkers. Stahleisen 1920. S. 677/684.

- Kothny, E.: Bedeutung des Elektroofens für die Gießerei. *Stahleisen* 1920. S. 1143/1145.
- Irresberger, C.: Nachbehandlung flüssigen Gußeisens im Elektroofen. *Stahleisen* 1920. S. 719/720; nach Foundry 1919. S. 585/586.
- Dornhecker, K.: Schwenk-Gewölbe für Elektroofen. *Stahleisen* 1920. S. 1308; nach *Iron Coal Trades Rev.* 1920. S. 292.
- Durrer, Rob.: Die Dauerelektrode von Söderberg. *Stahleisen* 1920. S. 1599/1603.
- Neumann, B.: Fortschritte in der Elektrostahlindustrie. *Stahleisen* 1921. S. 83/87, 116/122. (Sammelbericht.)
- Backheuer, M.: Die Herstellung des Dolomit-Teer-Gemisches. *Stahleisen* 1921. S. 954/956.
- Dornhecker, K.: Untersuchungen über Tiegel- und Elektrostähle. *Stahleisen* 1921. S. 1194/1196; nach C. G. Carlisle vor *Iron and Steel Inst.* 1920 (Sept.)
- Ruß, E. F.: Die Leistung elektrischer Schmelzöfen. *Stahleisen* 1921. S. 1271.
- Dornhecker, K.: Herstellung von Grauguß nach dem Duplexverfahren im Kuppelofen-Elektroofen. *Stahleisen* 1921. S. 1741/1743; nach Elliot, K.: *Foundry* 1921. S. 714/719.
- Über die Herstellung von synthetischem Roheisen. *Stahleisen* 1921. S. 1881/1889.
- Über die Entwicklung der italienischen Eisenindustrie durch weitgehende Anwendung elektrischer Energie im Schmelzbetrieb (Fiatofen). *Stahleisen* 1922. S. 845/848.
- Vitali, G.: Die neuen Elektricstahlöfen der Fiatwerke. *Stahleisen* 1922. S. 921/924.
- Thau, A.: Elektrodenherstellung. *Stahleisen* 1922. S. 1245.
- Dornhecker, K.: Anwendung des Elektroofens zur Herstellung von Roheisen und Guß. *Stahleisen* 1922. S. 1357/1360. (Sammelbericht.)
- Vogl, Hub.: Die Eignung des Elektroofens zur Herstellung von Stahlwerkstoff und Temperguß. *Mitt. Eisenforsch. Düsseldorf* 1922. 2. Heft, S. 77/98.
- Dornhecker, K.: Grauguß und Stahlguß aus dem Elektroofen, Kohlungsverfahren usw. *Stahleisen* 1922. S. 1783/1784. 1911/1914. (Sammelbericht.)
- Röhl, G.: Schwefel und Oxyde im Geschützstahl. (Metallurgisches über Duplexverfahren Martinofen-Elektroofen.) *Stahleisen* 1923. S. 246/247; nach W. Priestley in *Iron Age* 1921. S. 1658/1681.
- Dornhecker, K.: Aus der amerikanischen Edeltahlerzeugung. Arbeiten von Sisco, Caruthers, Barton, Gillett und Mack über den Schmelzbetrieb von Stahl, legiertem Stahl, 12% Manganstahl. *Stahleisen* 1923. S. 1009/1014. (Sammelbericht.)
- Keil, O. v. und W. Rohland: Bilanz eines Elektrostahlhofens, Bauart Röchling - Rodenhauser. *Stahleisen* 1923. S. 1095/1102.
- Dornhecker, K.: Elektrodenherstellung in Amerika. *Stahleisen* 1923. S. 1105/1108; nach C. L. Mantell in *Chem. Metallurg. Engg.* 1922. S. 109, 161, 205, 258, 312, 353.
- Stotz, R.: Die Erzeugung von Temperguß in kleinen Mengen. *Stahleisen* 1923. S. 1165; nach S. J. Felton vor *Amer. Foundrymen's Assoc.* 1923.
- Amerikanischer Temperguß. *Stahleisen* 1924. S. 333/357; nach H. A. G. Schwartz: *Amer. Malleable Cast Iron.* Cleveland 1922.
- Eilender, W. und L. Lyche: Die Verwendung der Söderbergschen Dauerelektrode an Elektrostahlöfen. *Stahleisen* 1924. S. 364/368.
- Eilender, W.: Die Stahlherstellungsverfahren unter dem besonderen Gesichtspunkte der Edeltahlerzeugung. *Stahleisen* 1924. S. 1637/1644.
- Durrer, R.: Über die elektrische Leitfähigkeit von Holzkohle und Koks. *Stahleisen* 1924. S. 465/468.
- Sommer, Franz: Die Fortschritte der Elektrostahlerzeugung. *Stahleisen* 1924. S. 490/496, 526/530, 553/560.
- Rapatz, F.: Kennzeichnende Eigenschaften einiger Manganstähle. *Stahleisen* 1924. S. 697/699; nach J. Strauß vor *Am. Soc. f. Steel Treat.* 1923. S. 665.
- Kerpely, K.: Der Elektroofen in der Eisengießerei. *Stahleisen* 1924. S. 918; *Gieß.-Zg.* 1924. S. 242/247, 277/282, 320/325.
- Über elektrische Erscheinungen am Elektrostahlhofen. *Stahleisen* 1924. S. 1293/1294; nach Edw. T. Moore: *Assoc. Jr. and Steel Electr. Eng.* 1923. S. 529/532.
- Rapatz, F.: Bericht über hochprozentigen Manganstahl. *Stahleisen* 1924. S. 1757; nach J. H. Hall und G. R. Ranks vor *Amer. Soc. f. Testing Materials* 1924.
- Irresberger, C.: Manganstahl-Formguß. *Stahleisen* 1924. S. 1779/1781. (Sammelbericht.)
- Kriz, St.: Die feuerfesten Stoffe für Elektrostahlöfen. *Stahleisen* 1925. S. 17/19; nach einem Bericht der *Amer. Electrochem. Society*, New-York 1924.
- Dornhecker, K.: Elektrisches Schmelzen von Grauguß. *Stahleisen* 1925. S. 661/662; nach Edw. L. Willson vor *Amer. Foundrym. Assoc.* 1924.
- Stahlerzeugung im sauren Elektroofen. *Stahleisen* 1925. S. 662/663; nach T. S. Quinn vor *Amer. Foundrym. Assoc.* 1924.
- Kriz, St.: Die Rolle des Fluors in der Desoxydationschlacke und sein Einfluß auf die Zustellung im basischen Elektroofen. *Stahleisen* 1925. S. 951/952; nach Fr. T. Sisko vor *Amer. Electrochem. Soc.* 1924.
- Piwowsky, E.: Die Gußeisenveredlung durch Legierungszusätze. *Stahleisen* 1925. S. 289/297.
- Keil, O. v. und K. Heß: Bilanz eines Elektro-Lichtbogenofens. *Stahleisen* 1925. S. 1134/1146.
- Oberhoffer, P.: Sauerstoff im Eisen. *Stahleisen* 1925. S. 1341/1348, 1379/1384.

- Piwowarsky, E.: Über den Einfluß der Temperatur auf die Graphitbildung im Roh- und Gußeisen. *Stahleisen* 1925. S. 1455/1461.
- Klinger, P.: Beitrag zur Kenntnis der beim Gießen und beim Erstarren des Stahles entweichenden Gase. *Stahleisen* 1925. S. 1640/1643; nach *Monatsh. Krupp* 1925. S. 11.
- Bardenheuer, P.: Gleichgewichtsreaktionen bei der Stahlerzeugung. *Stahleisen* 1925. S. 1891/1893; nach A. M. Cance vor Iron and Steel Instit. 1925.
- Piwowarsky, E.: Die thermische Schmelzbehandlung und ihre Anwendung auf den Temperguß. *Stahleisen* 1925. S. 2001/2004.
- Kerpely, K. v.: Hochwertiges Gußeisen mit erhöhtem Kohlenstoff- und Phosphorgehalt als Elektroenergieerzeugnis. *Stahleisen* 1925. S. 2004/2008.
- Becker, C.: Eine neue Kohlenelektrode. *Stahleisen* 1926. S. 44/46, 777/780.
- Rapatz, F.: Legierter Elektrostahlguß. *Stahleisen* 1926. S. 196; nach F. E. Clark vor Am. Iron and Steel Instit. 1925.
- Müller-Hauff, Albert: Die qualitative und wirtschaftliche Bedeutung des sauren Elektrostahlgusses. *Stahleisen* 1926. S. 214/218, 289/294.
- Meyer, Fr.: Einwirkung einer weitgehenden Überhitzung auf Gefüge und Eigenschaften von Gußeisen. *Stahleisen* 1926. S. 294/297.
- Durrer, R.: Verhüttungsversuche mit Fricktaler- und Gonzen-Erz. *Stahleisen* 1926. S. 328/332.
- Pletsch, C.: Elektroofen mit kreisendem Lichtbogen. *Stahleisen* 1926. S. 377; nach S. J. Tjeluyi vor Kongreß der russischen Metallurgen 1924.
- Kerpely, K. v.: Erzeugung von hochwertigem Gußeisen im Elektroofen nach dem Duplexverfahren. *Gieß.-Zg.* 1926. S. 33/34; auszugsweise. *Stahleisen* 1926. S. 400.
- Mars, G.: Fortschritte im Elektrostahlschmelzen. *Stahleisen* 1926. S. 401.
- Diepschlag, E.: Einfluß der Betriebsverfahren und der Stromkosten auf die Wirtschaftlichkeit der Elektrostahlöfen in der Stahlgießerei. *Gieß.-Zg.* 1926. S. 474/475; auszugsweise. *Stahleisen* 1926. S. 401/402.
- Wever, F.: Der Hochfrequenz-Induktionsofen. *Stahleisen* 1926. S. 533/536.
- Durrer, R.: Synthetisches Roheisen. *Stahleisen* 1926. S. 569/570; nach G. S. Schaller vor Amer. Foundrym. Assoc. 1925.
- Dornhecker, K.: Anwendung des Elektroofens in der Eisen- und Stahlgießerei in Amerika. *Stahleisen* 1926. S. 1157/1161, 1326/1331, 1478/1481, 1711/1713; nach Larry J. Barton: Refining Metals electrically. Cleveland (Ohio) 1926.
- Stotz, R.: Das Schmelzen hochchromhaltiger Eisenlegierungen im sauren Ofen. *Stahleisen* 1926. S. 1161/1162; nach R. S. Kerns in Foundry 1926. S. 229/231.
- Körber, Fr., Fr. Wever und H. Neuhaus: Über die Verwendung des Hochfrequenz-Induktionsofens für die Edeltahlerzeugung. *Stahleisen* 1926. S. 1641/1649.
- Kriz, St.: Einfluß des Ausnutzungsfaktors auf die Schmelzkosten von Elektrostahlöfen. *Stahleisen* 1926. S. 1687; nach R. S. Kerns in Blast Furnace 1926. S. 133/135.
- Genwo, R.: Betriebsverfahren mit einem Elektroofen im Gießereibetriebe. *Stahleisen* 1926. S. 1697/1701.
- Piwowarsky, E.: Fortschritte in der Herstellung von hochwertigem Gußeisen. *Stahleisen* 1927. S. 308/310.
- Bliemeister, W.: Graphitelektroden und amorphe Kohlenelektroden in der Eisen- und Stahlindustrie. *Stahleisen* 1927. S. 457/458. B.
- Kerpely, K. v.: Die Reaktionsvorgänge im basischen Elektroofen. *Gieß.-Zg.* 1927. S. 98/101; auszugsweise. *Stahleisen* 1927. S. 641.
- Kothny, E.: Die Wirtschaftlichkeit des Elektroofens in der Gießerei. *Gieß.-Zg.* 1927. S. 57/68; auszugsweise. *Stahleisen* 1927. S. 641.
- Fischer, W.: Der eisenlose Induktionsofen. *Gieß.-Zg.* 1927. S. 117/124; auszugsweise. *Stahleisen* 1927. S. 641/642.
- Schäfer, W.: Strompreisfragen. *Gieß.-Zg.* 1927. S. 69/75; auszugsweise. *Stahleisen* 1927. S. 642.
- Hanemann, H.: Theoretische Grundlagen der Grauguß-Überhitzung. *Stahleisen* 1927. S. 693/695.
- Ruß, E. Fr.: Lichtbogen-Flammofen. Bauart Ruß. *Stahleisen* 1927. S. 760/761. B.
- Geiger, C.: Die amerikanische Stahlgußindustrie, ihre Entwicklung, derzeitigen Ziele und Zukunftsmöglichkeiten. *Stahleisen* 1927. S. 889/890; nach R. A. Bull vor Amer. Foundrym. Assoc. 1926.
- Endell, K.: Über das Vermauern von Magnesitsteinen. *Stahleisen* 1927. S. 923.
- Oberhoffer, P. und R. Schenck: Theoretische und experimentelle Untersuchungen über die Desoxydation des Eisens mit Mangan. *Stahleisen* 1927. S. 1526/1536.
- Piwowarsky, E.: Einfluß von Nickel und Chrom auf die Festigkeitseigenschaften von Grauguß. (Vortrag vor Institute of Brit. Foundrym.) *Stahleisen* 1927. S. 1615.
- Hessenbruch, W.: Die Löslichkeit von Gasen in Metallen und Legierungen im flüssigen und festen Zustande. *Stahleisen* 1927. S. 1786/1789; nach K. Iwasé: Science Rep. Tohoku Univ. 1926. S. 531.
- Leihener, O.: Die Wirkungen von Chrom und Nickel auf Gußeisen. *Stahleisen* 1927. S. 1828/1829; nach R. S. Pfister vor Amer. Foundrym. Assoc. 1927.
- Wever, F.: Hochleistungs-Hochfrequenzöfen. *Stahleisen* 1927. S. 1917/1919; nach E. F. Northrup vor Amer. Electrochem. Soc. 1927.

VII. Die Darstellung des Tempergusses.

Von

Dr.-Ing. Rud. Stotz.

Schmelzerei.

Der Tiegelöfen.

Das älteste Schmelzverfahren zur Herstellung von Temperguß ist das Schmelzen im Tiegel. Es gestattet die Erzeugung eines hochwertigen Gusses, da die chemische Zusammensetzung des Einsatzes nach Wunsch eingestellt werden kann und sich während des Schmelzens kaum verändert, weil das Eisen durch die neutrale Tiegelwand vor etwaigen schädlichen Einflüssen des Brennstoffes geschützt ist¹⁾. Weitere Vorteile der Tiegelöfen sind ihre stete Betriebsbereitschaft und verhältnismäßig niedrigen Anlagekosten. Aus diesen Gründen hat sich das Tiegelschmelzen bis in unsere Zeit erhalten, wenn auch nur noch in kleinem Maße, da seiner ausgedehnten Anwendung zwei Hauptmängel im Wege stehen: Hohe Betriebskosten und geringe Erzeugungsmengen.

Die Tiegelöfen sind Schächte mit meist quadratischem oder rundem Querschnitt, die gewöhnlich 2—4 Tiegel aufnehmen²⁾. Diese werden mit einer Unterlage, Käse genannt, als welche meistens der unterste Teil eines alten Tiegels genommen wird, auf die Roststäbe gestellt und mit kleinstückigem Koks umgeben; sie fassen gewöhnlich 40—60 kg flüssiges Eisen. Die Öfen arbeiten entweder mit natürlichem Essenzug oder mit Unterwind; häufig ist auch die Anordnung derart, daß beide Windarten angewandt werden können. Mit Hilfe des Unterwindes wird bei geringen Mehrkosten an Tiegeln, Mauerwerk und für Gebläse ein etwas rascheres Schmelzen bewirkt; gleichzeitig wird der unter Umständen sehr wichtige Vorteil gewonnen, daß im Anschluß an die Temperguß-Schmelzen auch Stahlguß erschmolzen werden kann.

Der Brennstoffverbrauch beträgt ohne Unterwind 60—75%, mit Unterwind 35—50% des Einsatzes. Die Schmelzdauer stellt sich für einen Ofeneinsatz mit natürlichem Essenzug im Durchschnitt auf etwa 2—3 Stunden, bei Unterwind auf etwa 1½ bis 2 Stunden. Gute Graphittiegel halten 10—15 Temperguß-Schmelzen aus.

Der Abbrand des Einsatzes ist beim Tiegelschmelzen sehr niedrig; er beträgt etwa ½—1%. Eine Schwefelaufnahme aus dem Brennstoff läßt sich bei geordnetem Betrieb leicht vermeiden. Hat Tiegeltemperguß einen anormal hohen Schwefelgehalt von 0,12% und höher, so rührt dies meistens davon her, daß die Roheisenmasseln, umgeben von Koks, über dem Tiegel aufgeschichtet werden, wodurch sie aus dem Koks vor dem Schmelzen Schwefel aufnehmen können. Der Kohlenstoffgehalt wird durch Zusatz von Stahl auf etwa 2,7—3,0% heruntergedrückt.

Das Einbringen des Einsatzes in die Tiegel erfordert eine gewisse Geschicklichkeit, um den Tiegelinhalt voll auszunutzen. Man benützt „Kleinformat“ der Roheisenmasseln, die zuerst in den Tiegel gebracht werden; hierauf kommen die Eingüsse und Trichter, die möglichst klein geschlagen sein müssen — hiervon rührt wohl deren westfälische Bezeichnung „Einschlag“ her — und zuletzt unter Schütteln des Tiegels der

¹⁾ Siehe Bd. I, S. 233.

²⁾ Näheres S. 2 ff. dieses Bandes.

möglichst kleine Stahlschrott, wie Lochputzen, Drahtstiftabfälle u. dgl. Als eine normale Tiegelofengattung kann angesehen werden:

20%	Duisburger Kupferhütte, Grau . . .	mit 1,8—2,0%	Si
10%	Duisburger Kupferhütte, Weiß . . .	„ 0,4—0,6%	Si
15%	Lochputzen	„ 0,2%	Si
55%	Eingüsse und Trichter	„ 0,6%	Si

Die normale Zusammensetzung des Tiegelrohgusses ist: 2,6—3,0% C, 0,6% Si, 0,15% Mn, 0,08% P, 0,06—0,08% S.

Der Kuppelofen.

Die hohen Betriebskosten des Tiegelschmelzens und dessen beschränkte Erzeugungsmenge drängten danach, ein billigeres und leistungsfähigeres Schmelzverfahren zu finden. Hierzu erwies sich der Kuppelofen, wie er in den Graugießereien schon lange benutzt wurde, als geeignet. Seine Anwendung fand immer mehr Anhänger, so daß er heute in Deutschland und wohl auch in ganz Europa die weitaus am meisten benützte Schmelzvorrichtung darstellt. Der Grund ist, daß er das billigste Eisen liefert, daß seine Anlagekosten verhältnismäßig niedrig sind und seine Erzeugungsmenge dem jeweiligen Bedarf in weiten Grenzen leicht angepaßt werden kann. Ein großer Nachteil ist aber, daß der Einsatz in unmittelbare Berührung mit dem Brennstoff (Koks) kommt, aus dessen Verbrennungserzeugnissen er den schädlichen Schwefel und Kohlenstoff, sowie auch Gase und Oxyde aufnimmt; es ist also leider meistens nicht möglich, diese Gehalte nach Wunsch gleichmäßig in engbegrenzten Werten zu halten.

Der Kuppelofenrohguß ist daher stets bezüglich seiner chemischen Zusammensetzung gewissen Schwankungen unterworfen, die ihrerseits Ungleichmäßigkeiten beim nachfolgenden Glühvorgang und damit in der Güte der fertigen Ware bewirken¹⁾. Diese beim Kuppelofenbetrieb unvermeidlichen Ungleichmäßigkeiten haben bei dünnwandigen, untergeordneten Maschinenteilen, Beschlägen und dgl. keine Bedeutung; es ist durchaus möglich, solche Stücke mit etwa 4—6 mm Wandstärke auch bei einem recht hohen Schwefelgehalt — 0,25—0,3% Schwefel sind keine Seltenheit — in einwandfreier Beschaffenheit bei entsprechend starkem Glühfrischen vollkommen zäh zu bekommen. Dagegen zeigen sich häufig Schwierigkeiten bei dickeren Stücken, an die besondere Festigkeitsansprüche gestellt werden, da diese infolge des hohen Schwefelgehaltes an sich im Innern schwer weich und zäh zu glühen sind, und da bei über etwa 10 mm Wandstärke gewisse Schwankungen der chemischen Zusammensetzung des Rohgusses leicht harten, spröden Guß zur Folge haben können.

Die Kuppelöfen für Temperguß entsprechen im allgemeinen vollkommen denen für Grauguß; meistens werden Öfen mit etwa 600—700 mm l. Durchmesser benützt. Da gewöhnlich mehr Stahlschrott als beim Grauguß gesetzt wird, ist ihre Leistung etwas geringer, als bei Grauguß. Wegen dieses hohen Anteils an Stahl glaubte man früher, den Satzkoks wesentlich höher als bei Grauguß nehmen zu müssen, und man findet im Schrifttum Angaben von 15—25% Satzkoks. Sicher ist, daß man bei geeignetem Ofenbau und bei genügender Windmenge auch bei 10—12% Satzkoks einen heißen Temperguß erschmelzen kann, wobei der ganz wesentliche Vorteil entsteht, den Schwefel- und Kohlenstoffgehalt auf durchaus annehmbare Werte herabzudrücken. Die Anwendung eines Vorherdes bietet hierbei gewisse Vorteile, um das flüssige Eisen der schädlichen Einwirkung des Füllkokes rasch zu entziehen. Es tritt jedoch bei den meist dünnen Tempergußstücken noch mehr als bei dem massigeren Grauguß der Nachteil in Erscheinung, daß das Eisen im Vorherd, besonders bei den ersten Abstichen, an Temperatur verliert. Es ist daher nötig, den Vorherd gut vorzuheizen, um keinen Ausschub durch schlechtes Auslaufen dünner Abgüsse zu bekommen.

Als Schmelzrohstoffe werden in erster Linie die in Bd. I, S. 126 angeführten Temperroheisen der Kupferhütte in Duisburg verwendet. Neuerdings ist es gelungen,

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 261.

dieses manganarme Sonderroheisen auch mit einem beliebig hohen Siliziumgehalt zwischen 2 und 3⁰/₁₀ in feinem Korn herzustellen. Weiter konnte der Schwefelgehalt des siliziumarmen „Duisburger Weiß“ wesentlich, zum Teil auf 0,1—0,08⁰/₁₀, vermindert werden¹⁾. Außer diesem manganarmen Roheisen werden jetzt auch manganreiche Eisen als Zusätze bevorzugt, da unter gewissen Umständen ein höherer Mangangehalt des Rohgusses erwünscht ist. Ferner haben sich zur Erniedrigung des Kohlenstoffgehaltes die niedrig gekohlten Sonderroheisen, das sog. Silbereisen und ähnliche Marken, als Zusatz gut bewährt²⁾. Die früher sehr beliebten englischen Temperroheisen und schwedischen Holzkohlenroheisen sind heute durchaus entbehrlich; ihr sehr hoher Preis, besonders der des letzteren, steht in keinem Verhältnis zu der angeblich damit zu erzielenden Gußverbesserung.

Der in großem Anteil zugesetzte Schmiedeeisen- oder Stahlschrott muß sorgfältig ausgelesen sein; gerne werden alte Hufeisen (falls nicht aus Temperguß), Stanz- und Flanschenabfälle und dgl. genommen. Stets ist darauf zu achten, daß diese Abfälle nicht zu sperrig, nicht zu dick und nicht zu dünn sind. Dünne Draht- und Blechabfälle sollten nicht verwendet werden, weil sie zu leicht verbrennen; kleine Lochputzen fallen im Ofen gern durch einige Sätze hindurch und verursachen daher Störungen im Ofengang; bei zu sperrigen Stücken neigt der Ofen zum Hängen.

Die Eingüsse und Trichter werden stets klein geschlagen; Sandkerne sind aus Ausschußstücken möglichst zu entfernen. Hin und wieder werden diese Teile in Rommelfässern von dem anhaftenden Sande befreit, wodurch sich geringe Ersparnisse beim Schmelzen, eine basischere Schlacke und gegebenenfalls ein niedrigerer Schwefelgehalt des Rohgusses erzielen lassen.

Die Kuppelofengattierung wird nach folgenden Gesichtspunkten zusammengestellt: Der Anfall an Trichtern und Eingüssen ist bei Temperguß verhältnismäßig sehr groß; diese müssen laufend wieder eingeschmolzen werden, so daß sie den Hauptanteil der Gattierung mit 45—60⁰/₁₀ bilden. Um einen möglichst niedrigen Kohlenstoffgehalt des Rohgusses zu erhalten, wird möglichst viel Stahlschrott gesetzt, wodurch gleichzeitig der Einsatz verbilligt wird. Ein Anteil von 15—20⁰/₁₀ dürfte in Deutschland zur Zeit normal sein; bei dickeren Abgüssen und genauer Überwachung des Ofenbetriebs wird er auch auf 25⁰/₁₀ und darüber erhöht. Bei reichlicher Windzuführung und keinem zu großen Kokssatz gelingt es dann, ein sehr heißes Eisen mit etwa 2,8—2,9⁰/₁₀ Kohlenstoff zu erschmelzen. Der Rest des Einsatzes besteht meistens aus Duisburger Temperroheisen; stehen nicht sehr viel eigene Trichter zur Verfügung, so wird außer dem Duisburger Grau eine entsprechende Menge Duisburger Weiß gesetzt. Ist der Anfall an Trichtern und der Zusatz von Stahl sehr groß, so kann es trotz Weglassens des Weißeisens vorkommen, daß der normale Siliziumgehalt des Duisburger Grau nicht ausreicht, um im Rohguß den nötigen Siliziumgehalt zu erhalten. Man muß dann zu dem hochsilizierten Duisburger Roheisen mit 3—3,5⁰/₁₀ Silizium übergehen oder im Notfall zehnpromzentiges Ferrosilizium zusetzen.

Bei einem Durchschnittsausbringen von 40⁰/₁₀ des Einsatzes an gutem Guß kann als Normalgattierung angesehen werden:

20 ⁰ / ₁₀	Duisburger Kupferhütte, Grau . . .	mit etwa 2,4 ⁰ / ₁₀ Si
7 ⁰ / ₁₀	Duisburger Kupferhütte, Weiß . . .	„ „ 0,6 ⁰ / ₁₀ Si
53 ⁰ / ₁₀	Trichter und Eingüsse	„ „ 0,6 ⁰ / ₁₀ Si
20 ⁰ / ₁₀	Schmiedeeisen- oder Stahlschrott . . .	„ „ 0,2 ⁰ / ₁₀ Si

Der Gesamtschmelzverlust im Kuppelofen kann zu 5—6⁰/₁₀ des Einsatzes angenommen werden. Der chemische Abbrand an Silizium und Mangan beträgt je nach Art der Ofenführung 20—30⁰/₁₀, der Schwefelgehalt reichert sich um 40—60⁰/₁₀ an, so daß die durchschnittliche Zusammensetzung des Rohgusses etwa folgende ist: 3,4—2,8⁰/₁₀ C, 0,6 bis 0,7⁰/₁₀ Si, 0,1—0,3⁰/₁₀ Mn, 0,08—0,1⁰/₁₀ P, 0,15—0,25⁰/₁₀ S.

¹⁾ Seit Anfang des Jahres 1928 wird das „Duisburger“ Eisen mit einem höheren Mangangehalt von 0,25—0,5⁰/₁₀ geliefert.

²⁾ S. Bd. I, S. 126, Zahlentafel 49.

Es sei noch darauf hingewiesen, daß der Kuppelofen-Temperguß ebenso wie Grauguß durch die bekannten Entschweflungsverfahren mittels Alkalien¹⁾ im Vorherd bis auf 0,07% entschwefelt werden kann. Allerdings sind damit gewisse Temperaturverluste des geschmolzenen Eisens bis jetzt nicht zu vermeiden gewesen, so daß kein niedrig gekohltes Eisen verwendet werden kann.

Der Siemens-Martin-Ofen.

Infolge der im Laufe der Zeit gesteigerten Anforderungen, die an den Temperguß gestellt wurden, führten einige Tempergießereien mit sehr gutem Erfolg den Siemens-

Martin-Ofen ein (Abbildung 395), mit dessen Hilfe die unliebsame Einwirkung eines zu hohen Schwefel- und Kohlenstoffgehaltes vermieden wird. Dieser Ofen liefert ein auch bei sehr niedrigem Kohlungsgrad genügend überhitztes Eisen mit niedrigem Schwefelgehalt, wie es für hochwertigen Temperguß wünschenswert ist²⁾. Allerdings kommt der S.M.-Ofen nur bei großer und möglichst gleichbleibender Erzeugungsmenge in Betracht, da er um so unwirtschaftlicher arbeitet, je kleiner sein Fassungsvermögen und je kleiner die tägliche Erzeugungsmenge ist; es werden daher Öfen unter 5 t nicht mehr mit Vorteil gebaut. Sollen S.M.-Öfen im Betrieb günstig arbeiten, so müssen täglich mindestens zwei, besser aber drei und mehr Schmelzen gemacht werden. Der tägliche Mindesteinsatz sollte also immerhin 15 t betragen, um die Aufstellung einer S.M.-Ofenanlage zu rechtfertigen. Geht der Umsatz bei schlechter Geschäftslage wesentlich zurück oder kann der Ofen aus anderen Gründen, wie Feiertagen, Streiks u. dgl., tagelang nicht ausgenutzt werden, so wird das Schmelzen ganz außerordentlich teuer, da der Ofen auch bei Nichtbenutzung unter leichtem Feuer gehalten werden muß.

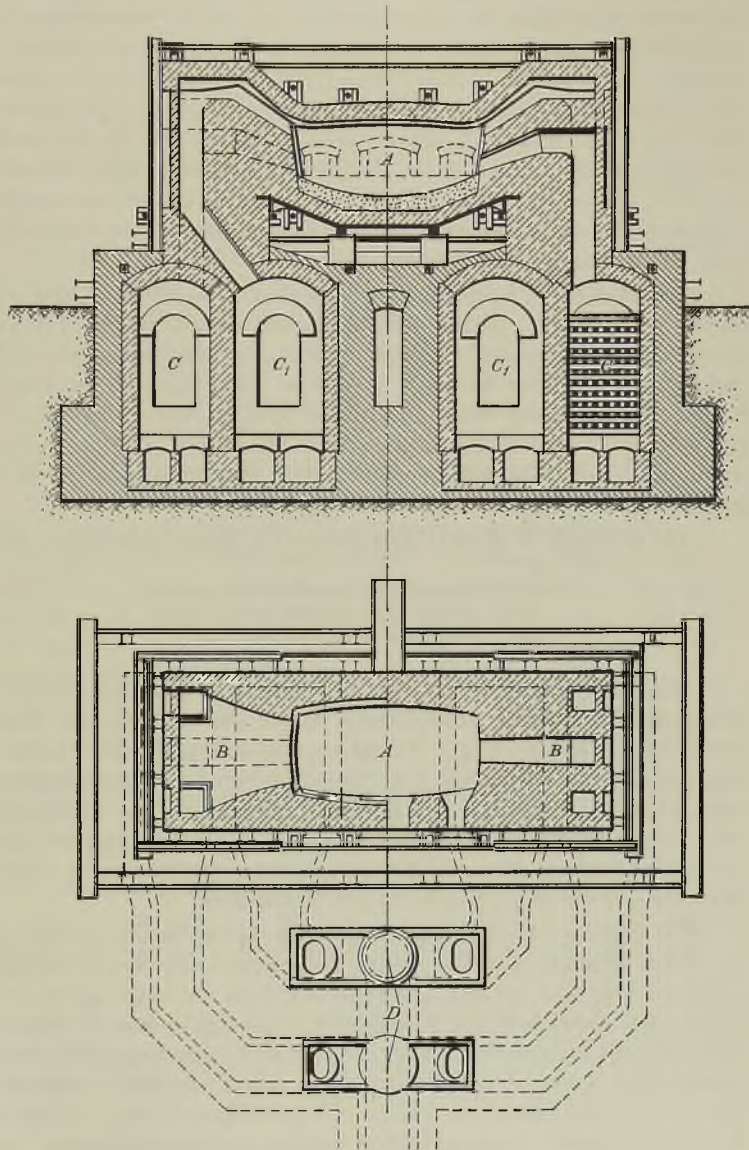


Abb. 395. Siemens-Martin-Ofen für 3—4 t Fassung.

ganz außerordentlich teuer, da der Ofen auch bei Nichtbenutzung unter leichtem Feuer gehalten werden muß.

¹⁾ Vgl. S. 81 u. ff. siehe auch Bd. I, S. 160, 183. ²⁾ Näheres s. S. 168 ff.

Die Kosten einer S.M.-Ofenanlage mit zugehörigem Gaserzeuger sind hoch¹⁾; der Betrieb erfordert zuverlässige, eingelernte Bedienung. Besondere Schwierigkeiten treten auf, wenn nur ein Ofen vorhanden ist und dieser zwecks Ausbesserung stillgelegt werden muß, was nach 500—1000 Schmelzen der Fall ist. Da die Neuzustellung des Ofens jedesmal etwa 3 Wochen dauert und zur Inbetriebsetzung eine Arbeitszeit von etwa 5 Tagen erforderlich ist, so muß zu einer ununterbrochenen Erzeugung unbedingt ein zweiter Ofen in Reserve stehen. Ein großer Vorteil des S.M.-Ofens ist, daß in ihm außer Temperguß auch Stahlguß jeder Art erschmolzen werden kann.

Das Fassungsvermögen der S.M.-Öfen für Temperguß beträgt zwischen 5 und 10 t Eisen. Um bei einer Neuanlage die Möglichkeit einer Steigerung der Erzeugung zu besitzen, werden die Öfen meistens zuerst etwas kleiner zugestellt, als den Gas- und Luftkammern entspricht, um später bei steigendem Bedarf ihren Herd vergrößern zu können. Sie sind stets feststehend ausgeführt und mit einem Stichloch an der der Beschickungstüre gegenüberliegenden Seite versehen. Es hat sich als vorteilhaft erwiesen, den vom Ofen getrennt ausgeführten Gaserzeuger nicht auch zum Heizen der Temperöfen zu verwenden, da sonst der Schmelzbetrieb leiden kann. Die Zustellung der Öfen ist stets sauer, da beim Schmelzen keine besonderen metallurgischen Reaktionen notwendig sind, und da eine basische Zustellung durch die entstehende saure Ofenschlacke sehr stark angegriffen würde.

Als Einsatz können im allgemeinen nur Roheisen und Tempergußtrichter genommen werden; leider ist es kaum möglich, Stahlschrott zu setzen, da durch diesen bei der starken Oxydationswirkung der Heizgase der Kohlenstoffgehalt zu sehr sinken würde. Der Einsatz des S.M.-Ofens ist daher wesentlich teurer, als der des Kuppelofens; da er aber niedrigere Kohlenstoff- und Schwefelgehalte im Rohguß gestattet, wird dieser Nachteil durch geringere Glühkosten wieder ausgeglichen. Das Schmelzen im S.M.-Ofen erhöht den Herstellungspreis der Fertigware um 10—12% gegenüber dem Schmelzen im Kuppelofen.

Als normale S.M.-Ofengattierung kann angesehen werden:

40%	Duisburger Kupferhütte, Grau	mit 1,2% Si
10%	Duisburger Kupferhütte, Weiß	„ 0,6% Si
50%	Eingüsse und Trichter	„ 0,7% Si

Das Einschmelzen erfolgt so rasch wie möglich, damit das Eisen zur Verhütung größeren Abbrandes schnellstens unter die schützende Schlackendecke kommt. Der Abbrand ist in der Regel trotzdem ziemlich groß und kann im Durchschnitt zu 7—8% angenommen werden. Ein 7-t-Ofen erfordert im Dauerbetrieb eine Schmelzzeit von durchschnittlich 3½ Stunden. Gewöhnlich werden täglich mindestens 3 Schmelzen hergestellt, und zwar wird die erste Schmelze schon in der Nacht fertig gemacht, damit in der Frühe bei Arbeitsbeginn das erste Eisen vergossen werden kann. Größere Öfen mit 10 t Fassung erfordern etwa 4½ Stunden zum Schmelzen.

Die richtige Gießtemperatur wird durch Schöpfproben geprüft; sobald sie erreicht ist, wird abgegossen. Ist durch Unachtsamkeit des Schmelzers die Ofentemperatur zu hoch gestiegen, oder hat das Einschmelzen zu lange gedauert, so sinkt der Kohlenstoffgehalt des Einsatzes unzulässig tief. Im schlimmsten Fall nimmt ein solches Eisenbad auch zu viel Oxyde und Gase auf; es läßt sich dann sehr schlecht vergießen, da es trotz scheinbarer guter Überhitzung sehr rasch absteht, und die Abgüsse enthalten Gasblasen. Um diese zu starke Oxydationswirkung einigermaßen wieder aufzuheben, wird dem Bade hochgekohltes siliziumreiches Roheisen oder zehnprozentiges Ferrosilizium und auch etwas Stahleisen zugegeben. Andere in Werbeschriften empfohlene Rückkohlungs- und Desoxydationsmittel, wie Torf- und Petrolkoks, Elektrodenreste, Eisen-Kohle-Briketts und dgl. haben sich in der Praxis noch nicht sehr eingeführt.

¹⁾ Die Kosten eines 5-t-S.M.-Ofens betriebsfertig aufgestellt sind z. Zt. (1928): etwa RM 30 000; zugehöriger Gaserzeuger mit Rohrleitungen: etwa RM. 8000; Kamin mit etwa 30 m Höhe: etwa RM. 7000.

Der Brennstoffverbrauch eines 7-t-S.M.-Ofens an Steinkohle beträgt im Gesamtdurchschnitt etwa 25% des Einsatzes, einschließlich der zum Warmhalten des Ofens bei Nacht und an Sonn- und Feiertagen nötigen Brennstoffmenge. Der zum Schmelzen allein nötige Brennstoff stellt sich im Dauerbetrieb auf 12–15% des Einsatzes; zum Warmhalten eines 7-t-Ofens werden in 24 Stunden etwa 4 t Steinkohle verbrannt. Mit steigendem Fassungsvermögen sinkt der prozentuale Brennstoffverbrauch; er beträgt als Gesamtdurchschnitt eines 12-t-Ofens an Steinkohle etwa 20% des Einsatzes. Die Gaserzeuger werden auch gerne mit Braunkohlenbriketts betrieben, wobei der Verbrauch um etwa 55–60% größer wird. In Gegenden mit billigen Braunkohlen arbeitet man mit diesen wirtschaftlicher als mit Steinkohlen¹⁾.

Bei vorsichtig geführtem Ofengang kann das Eisenbad unter der Schlackendecke sehr stark überhitzt werden, so daß ein Abziehen der Schlacke im Gegensatz zum Flammofenbetrieb nicht nötig ist. Der ganze Ofeninhalt wird in eine Kranpfanne abgestochen, wobei die Schlacke mitläuft, oder es wird das Eisen an der Abstichrinne in kleinen Handpfannen abgefangen. Die Schlacke bleibt dann bis zuletzt auf dem Eisen im Ofen und läuft schließlich nach dem letzten Eisen aus der Rinne in die vor dem Ofen befindliche Grube.

Zur raschen Schlackenbildung wird in manchen Gießereien mit dem Eiseneinsatz etwas Kalkstein gesetzt, während andere Betriebe überhaupt keine Schlackenbildner absichtlich zugeben, da sich aus dem dem Eisen anhaftenden Sand und dem Ofenfutter genügend Schlacke bilde. Bei Kalkzuschlag soll auch der Abbrand an Silizium höher sein, als ohne diesen. Die normale Zusammensetzung der Endschlacke ist: 25–30% FeO; 1% Fe₂O₃; 2–6% CaO; 45–50% SiO₂; 10–15% Al₂O₃. Eine wirtschaftliche Weiterverarbeitung der Schlacke ist bis jetzt nicht möglich; der gewichtsmäßige Anteil dieses Abfallerzeugnisses beträgt etwa 2–3% des Einsatzes. Nach jedem Abstich wird der Herd nachgesehen, wenn nötig, ausgebessert und neu beschickt. Dies geschieht bei den kleinen Öfen so gut wie stets von Hand durch 2–3 in der Mitte der Längsseite angebrachte Beschicktüren, wobei 8 Mann in etwa 30 Minuten 7 t einzusetzen vermögen.

Ein nur auf Temperguß betriebener S.M.-Ofen hält bei guter Führung 1000 Schmelzen aus; dann müssen die Brennerköpfe und das Gewölbe neu zugestellt werden. Bei jeder zweiten oder längstens dritten Zustellung ist der Abbruch des Ofens bis zu den Kammern einschließlich Herd erforderlich.

Der im S.M.-Ofen erschmolzene Temperrohguß besitzt folgende normale Zusammensetzung (s. Zahlentafel 95)²⁾:

Zahlentafel 95.

Chemische Zusammensetzung von S.M.-Ofen-Temperrohguß.

	C %	Si %	Mn %	P %	S %
Weißer Temperguß	2,4–2,7	0,6–0,7	0,1–0,2	0,07–0,08	0,04–0,07
Schwarzguß	2,4–2,7	0,8–1,0	0,2–0,5	0,07–0,08	0,04–0,07

In Amerika wird auch Naturöl von vereinzelt Werken zur Beheizung von S.M.-Öfen benützt; in einer Pittsburger Tempergießerei werden 4 S.M.-Öfen mit je 20 t Fassung mit Öl beheizt, wobei der durchschnittliche Verbrauch etwa 15% beträgt.

Der Flammofen.

Während in Amerika der gewöhnliche Gießereiflammofen mit angebauter Rostfeuerung die größte Anwendung zur Erschmelzung von Temperguß gefunden hat, sind über seine diesbezügliche Benützung in Deutschland überhaupt noch nie Erfahrungen bekannt gegeben worden. Dies mag wohl daran liegen, daß Amerika eine ganz

¹⁾ Siehe auch Bd. I, S. 492. ²⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 249 u. 256.

ausgezeichnete Flammkohle zu verhältnismäßig billigem Preise besitzt, während wir in Deutschland nur über einen weniger guten Brennstoff verfügen, der uns zu teuer erscheint, um die beim Flammofenbetrieb unvermeidlichen Verluste durch unausgenutzte Hitze der Abgase tragen zu können. Daher werden im folgenden nur die in Amerika gewonnenen Erfahrungen wiedergegeben¹⁾.

Den schematischen Längsschnitt durch einen normalen amerikanischen Flammofen mit Unterwind für etwa 12 t Fassung gibt Abb. 396²⁾. Der Herd wird meistens sauer aus Sand aufgestampft; einige Gießereien bevorzugen

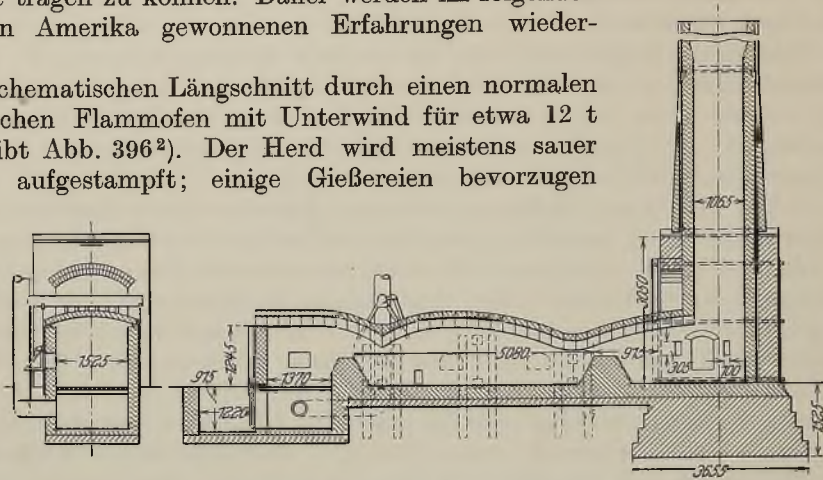


Abb. 396. Flammofen für 12 t Fassung.

dessen Aufmauerung aus sauren Steinen, die etwas teurer in der Herstellung, aber haltbarer ist. Die Seitenwände werden stets aus etwa 20 cm dicken sauren Steinen aufgemauert, und die Decke besteht aus einzelnen abnehmbaren Gewölbeteilen, die durch eiserne Bögen zusammengehalten werden, wie Abb. 397 zeigt. In den Längswänden sind gewöhnlich Arbeitsöffnungen angebracht, um das Eisenbad durcharbeiten, die Schlacke abziehen und Schöpfproben nehmen zu können. Sämtliche Ofenwände werden durch Gußeisenplatten von 25 mm Stärke fest zusammengehalten.

Die freie Herdlänge eines 15-t-Ofens kann zweckmäßig zu 6,7 m bei einer lichten Breite von 2 m und einer Badtiefe von 18 cm angenommen werden. Der obere Rand der Feuerbrücke, die eine Stärke von 38 cm besitzt, soll 15 cm über der Badoberfläche liegen, damit beim Durcharbeiten des Eisenbades kein flüssiges Eisen in die Feuerung überlaufen kann. Als freie Rostfläche werden bei guter Kohle und genügendem Wind 2,4 m² benötigt.

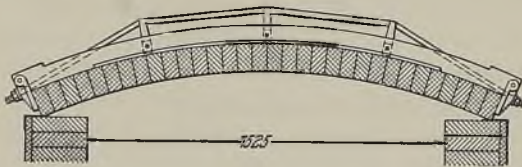


Abb. 397. Abhebbarer Gewölbeteil für Flammöfen.

Während früher die Öfen mit natürlichem Essenzug betrieben wurden, wird jetzt meistens Unterwindfeuerung bevorzugt, und zwar genügt hierzu nicht nur eine Luftzuführung in den geschlossenen Aschenfall, sondern es wird etwa 30 cm hinter der Feuerbrücke unter einem Winkel von 45° durch im Gewölbe befindliche Düsen Zusatzluft eingeblasen, um die unvollkommen verbrannten Gase über dem Herd vollständig zu verbrennen. Der Windbedarf beträgt etwa 7,5 m³ für 1 kg verbrannte Kohle; hiervon wird etwa $\frac{1}{3}$ als Zusatzluft eingeblasen.

Als Einsatzstoff wird in Amerika außer dem geeigneten Roheisen, den eigenen Eingüssen und Schmiedeeisen- bzw. Stahlschrott auch ziemlich viel gekaufter Tempereschrott gesetzt. Dies ist dort viel leichter möglich, als bei uns, weil der gesamte amerikanische Temperguß für Maschinenteile als Flammofenguß stets schwefelarm und ziemlich kohlenstoffreich ist, während bei uns weitaus der meiste Temperguß als Kuppelofenguß schwefelreich und kohlenstoffarm ist. Eine normale amerikanische Flammofengattung ist³⁾:

¹⁾ Vgl. hierzu S. 150 u. ff. ²⁾ Weitere Ofenzeichnungen s. Foundry 1922. S. 590.

³⁾ Foundry 1923. S. 111 u. 226.

25% Temperroheisen mit 1,6–1,7% Si, 0,5–0,9% Mn und unter 0,05% S
 55% eigene Eingüsse und Trichter
 15% gekaufter Temperschrott
 5% Stahlschrott

Der Siliziumgehalt des Einsatzes wird gewöhnlich auf 1,25%, der Mangangehalt auf 0,5%, der Kohlenstoffgehalt auf 2,9% berechnet. Es sei noch darauf hingewiesen, daß das amerikanische Temperroheisen stets einen wesentlich höheren Phosphorgehalt hat, als das deutsche, der sich natürlich im Fertigerzeugnis ebenfalls vorfindet und etwa 0,2% beträgt.

Das Beschieken des Ofens erfolgt nach Abheben von genügend viel Gewölbe-teilen derart, daß zuerst eine gleichmäßig dicke Lage von Eingüssen auf die Sohle des Herdes gebracht wird. Auf diese kommen der Stahl- und Temperschrott und hierauf zwei hintereinanderliegende Haufen Roheisen. Da der Ofeneinsatz beinahe bis zum Gewölbe reicht, ist stets darauf zu achten, daß noch genügend Raum für den freien Durchgang der Heizgase vorhanden ist. Das Feuer muß so geführt werden, daß das Schmelzen erst beginnt, wenn die unterste Lage auf gute Rotglut gebracht worden ist. Es ist nicht nötig, die Schmelztemperatur des Stahls zu erreichen, da die Eingüsse zuerst schmelzen und sich der Stahl in dem flüssigen Eisen auflöst. Manche Gießereien bevorzugen daher auch das Verfahren, zuerst den Einsatz ohne den Stahlschrott einzuschmelzen und erst dann diesen einzubringen.

Nach dem Einschmelzen wird das Eisenbad mittels Rührhaken gut durchgemischt. Um es auf die größte Hitze zu bringen, wird meistens die durch Oxydation des Eisens und durch Abbrand des Ofenfutters gebildete Schlacke mit Hilfe von Krampstöcken abgezogen. Die richtige Abstichtemperatur und die chemische Zusammensetzung des Eisenbades werden durch Ausgießen von Schöpfproben beurteilt; zylindrische, in Sand gegossene Proben mit 60 mm Durchmesser sollen nach einer durch wiederholtes Eintauchen in Wasser stets gleich beschleunigten Abkühlzeit von 20 Minuten auf dem weißen Bruch nur einige wenige kleine Graphitnester aufweisen.

Der chemische Abbrand ist nicht unbedeutend; hierüber werden in Zahlentafel 96 Angaben gemacht, die sich in Gewichtsprozenten in der ersten Reihe auf den Gesamteinsatz, in der zweiten Reihe auf das betreffende Element beziehen.

Zahlentafel 96.
 Abbrand im amerikanischen Flammofen.

	% vom Einsatz	% vom Element
Kohlenstoff	0,62	15,8
Silizium	0,33	31,4
Mangan	0,26	48,1
Phosphor	0,00	0,0
Schwefel	+ 0,01	+ 22,2
Eisen	1,14	1,2
Summe:	2,35	—

Die aus dem Eiseneinsatz durch Bindung an Sauerstoff gebildete Schlackenmenge beträgt also etwa 2,5%; zu ihr kommt noch die Schlackenmenge hinzu, die durch Zerstörung des Ofenfutters entsteht im Gewichtsanteil von 1,7%, so daß die Gesamtmenge Schlacke etwa 4,2% des Einsatzes ausmacht. Bei anderer Ofenführung ändern sich natürlich die angegebenen Zahlenwerte; so bewegt sich nach Touceda¹⁾ der normale Abbrand in folgenden Grenzen: 15–19% C, 28% Si, 40–50% Mn, Phosphor und Schwefel unverändert. Die erzeugte Schlackenmenge wird bei einem 16-t-Ofen zu 6,62% des Einsatzes angegeben, wobei aus der Schlacke an metallischem Eisen 1,2% des Einsatzes durch magnetische Aufbereitung zurückgewonnen wurde! Die durchschnittliche chemische

¹⁾ Foundry 1922. S. 662.

Zusammensetzung der Flammofenschlacke ist beispielsweise folgende: 28,80% FeO, 1,16% Fe₂O₃, 4,85% MnO, 50,42% SiO₂, 14,77% Al₂O₃.

Das Futter des Flammofens ist also starker Zerstörung ausgesetzt; auf jede Tonne geschmolzenen Eisens kommen 17 kg verschlacktes Ofenfutter. Die dem Angriff am meisten ausgesetzten Teile müssen nach 10–20 Schmelzen neu aufgemauert werden; das Gewölbe hält durchschnittlich 16–24, der Herd 10–20 Schmelzen aus.

Als Schmelzdauer rechnen die Amerikaner für jede Tonne Einsatz 20–30 Minuten zuzüglich etwa einer halben Stunde bei heißem und eineinhalb Stunden bei kaltem Ofen zu Schmelzbeginn. Große Öfen schmelzen je Tonne rascher als kleine. In den meisten Großgießereien beginnt das Abziehen der Schlacke 1½–2 Stunden, bevor die Schmelze fertig ist. Infolge der langen Schmelzzeit der am häufigsten benützten 15-t-Öfen (6½ bis 9 Stunden) erscheint es den Amerikanern vielfach vorteilhafter, in jedem Ofen arbeits-täglich nur eine einzige Schmelze zu machen. Öfen mit über 20 t Fassung sind selten



Abb. 398. Flammofen mit Kohlenstaubfeuerung für 3 t Fassung.

in Gebrauch, wengleich auch Öfen mit 30 t schon gebaut worden sind. Der Brennstoffverbrauch der Flammöfen ist ziemlich hoch, besonders wenn es sich um kleine Öfen oder um nur eine Schmelze im Tage handelt; er schwankt zwischen 30 und 50% des Einsatzes. Bei sehr günstigen Betriebsverhältnissen sollen 15-t-Öfen auch schon mit 25% Kohlen heißes Eisen ergeben haben.

Der amerikanische Flammofenguß zur Erzeugung von „Schwarzguß“ besitzt folgende durchschnittliche che-

mische Zusammensetzung: 0,8–1% Si, 2,4–2,6% C, 0,1–0,2% Mn, 0,2–0,225% P, 0,05–0,07% S. Touceda¹⁾ gibt als zweckmäßigste Zusammensetzung an: 0,9% Si, 2,35% C, 0,25% Mn, 0,20% P, 0,060% S.

In neuester Zeit werden in Amerika die Flammöfen erfolgreich mit Kohlenstaub beheizt²⁾; hierbei wurden folgende Vorteile erzielt: Die Öfen kommen rascher auf Hitze, die Schmelzdauer wird verringert, der Ofen wird weniger mitgenommen; die Bedienung ist wesentlich einfacher, es wird daher an Löhnen gespart. Die Verbrennung ist bei geringstem Luftüberschuß vollständig; die notwendige Hitze kann genau eingestellt werden; der Brennstoffverbrauch soll nur 20–25% des Einsatzes betragen. Nach einem Umbau von 8 Stück 20-t-Öfen auf Kohlenstaubfeuerung konnte ohne weiteres der Einsatz auf 30 t erhöht werden; die Ersparnisse an Schmelzkosten gegenüber der Rostfeuerung von Hand sollen etwa 25% betragen. Schwierigkeiten durch die Asche der Kohle sollen bei einem Aschegehalt unter 8% nicht aufgetreten sein; da jedoch die deutsche Kohle der amerikanischen nachsteht, können in Deutschland mit der Kohlenstaubfeuerung nicht ohne weiteres genau gleich günstige Ergebnisse erwartet werden wie in Amerika.

Die in der Staubkohle enthaltene Asche wird im Schmelzraum als Schlacke verflüssigt, wodurch mit zunehmender Schmelzdauer eine starke Isolierschicht über dem Eisenbade gegen die Wärmeübertragung der Heizgase gebildet wird. Die Schlacke muß daher von Zeit zu Zeit mit Hilfe von Krampfstöcken aus dem Ofen entfernt werden, was eine mühsame Arbeit ist. Es hat daher nicht an Versuchen gefehlt, die Asche vor dem Eisenschmelzraum durch Anordnung einer Vorkammer abzusecheiden, in welcher der Kohlenstaub verbrennt und die Asche verflüssigt wird; von dort kann die gebildete

¹⁾ Foundry 1922. S. 590.

²⁾ Foundry 1926. S. 7 u. 666. Vgl. auch S. 157 vorl. Bd.

Schlacke ohne weiteres ablaufen. Dieses Verfahren ist jedoch mit großen Wärmeverlusten in der Vorfeuerung verbunden, die es unwirtschaftlich erscheinen lassen.

Es gelang dagegen auf anderem Wege, die Ablagerung der Kohlenasche im Schmelzraum zu verhindern, indem der Kohlenstaub mittels geeignet hohen Gebläsedruckes so stark in den Ofen geblasen wird, daß sich die Asche hinter dem Eisenbade als Sand absetzt. Dieses Verfahren wurde von der Firma J. D. Brackelsberg in Milspe ausgearbeitet unter Verwendung von Trommelöfen mit 3—5 t Einsatz, an deren einer Stirnseite der Brenner axial angeordnet ist (Abb. 398). Die Trommel dreht sich dauernd langsam mit 1 Umdrehung in der Minute, und zwar abwechselnd fünfmal nach der einen und fünfmal nach der anderen Richtung. Hierdurch wird eine vollkommene Mischung und gleichzeitige Entgasung des Eisenbades bewirkt. Es kann auch durch entsprechende Zuschläge eine Entschweflung bis auf 0,04% erzielt werden. Die Heizgase sind vollkommen neutral; der Abbrand beträgt daher nur 0,5—0,75% des Einsatzes, was als besonderer Vorteil dieses Ofens bewertet werden muß. Die erzeugte starke Wärme gestattet, das Eisen mit Sicherheit auf 1500° zu erhitzen, so daß auch die dünnsten Stücke ohne große Ausschußgefahr abgegossen werden können.

Die Abhitze wird dazu verwendet, die Gebläseluft stark vorzuwärmen. Es ist jedoch nicht notwendig, den Ofen zur Inbetriebsetzung vor dem Beschieken vorzuwärmen; auch die Trocknung des Kohlenstaubes ist entbehrlich. Er kann ohne weiteres mit einem normalen Feuchtigkeitsgehalt von 6—8% verfeuert werden. Der Kohlenverbrauch beträgt bei einem normalen Aschegehalt von 7—8% etwa 18% des Einsatzes. Bei Einsatz in den kalten Ofen werden 5 t Temperguß in 4 Stunden geschmolzen und überhitzt. Infolge des geringen Abbrandes können zur Verbilligung des Einsatzes 15—20% Schmiedeisenschrott gesetzt werden. Die Haltbarkeit der feuerfesten Ausstüpfung kann als sehr gut bezeichnet werden, da ein Ofenfutter etwa 200 Schmelzen aushält.

Die Ölfeuerung fand auch bei uns in Deutschland, besonders bei den Trommelöfen, vielfach Anwendung¹⁾. Diese Öfen bestehen aus einer wagerecht liegenden Trommel, die mit kreisrundem oder ovalem Querschnitt sauer aufgemauert oder billiger aufgestampft ist. Bei dem Ofen nach Abb. 399²⁾ befindet sich in der Mitte der einen Stirnseite ein Ölbrenner, dessen Flamme axial in den Ofen hineinbrennt und in der Mitte der dem Brenner gegenüberliegenden Stirnseite sehr heiß ausströmt. Die Abhitze wird dazu verwendet, um die zum Zerstäuben des Öls notwendige Verbrennungsluft möglichst hoch anzuwärmen. Dazu werden die Abgase in einen hinter dem Ofen stehenden Winderhitzer geleitet, in den sie nach Abb. 400 durch ein feuerfest ausgekleidetes Bogenstück und durch einen unter Flur gelegenen Kanal gelangen²⁾. Der untere Teil des Winderhitzers dient zum Trocknen bzw. Erhitzen der Handgießpfannen; in seinem oberen Teil wird die Gebläseluft im Gegenstrom auf 250—300° erhitzt.

Bei anderen Ausführungsarten strömen die Abgase aus einer in der Nähe der rückwärtigen Stirnwand gelegenen seitlichen Öffnung radial aus; da nun aber die Trommelöfen derart betrieben werden, daß sie abwechselungsweise auf die eine, dann auf die andere Seite gedreht werden, um das weißglühende, obenliegende Ofenfutter unter das Schmelzgut zu bringen, so können die Abgase nur bei einer Ofenstellung zur Winderhitzung benutzt werden, während bei der anderen Ofenstellung die Abhitze unausgenutzt verloren geht. Bei derartigen Öfen ist die Windvorwärmung wesentlich niedriger und

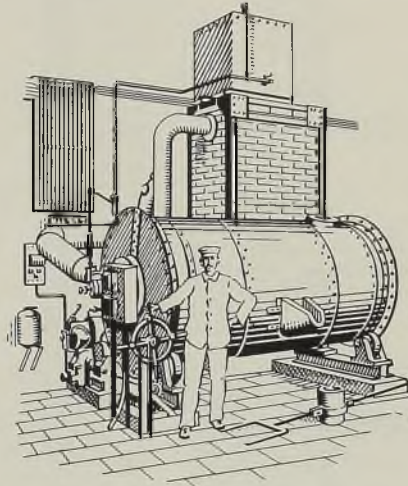


Abb. 399. Trommelofen mit Ölfeuerung für 1 t Fassung.

¹⁾ Vgl. S. 32. ²⁾ Ausgeführt von Dr. Schmitz & Co. in Barmen.

schwankt gewöhnlich zwischen 120 und 160°. In allen Fällen empfiehlt es sich, die Heißwindleitung bis zum Brenner gut zu isolieren, um möglichst hohe Windtemperaturen zu erhalten.

Die Vorteile dieser mit Öl beheizten Öfen sind: stete Betriebsbereitschaft, geringe Anlagekosten, Erzeugungsmöglichkeit eines Qualitätsgusses mit beliebig niedrigem Schwefel- und Kohlenstoffgehalt; ihre Nachteile sind aber: sehr teure Betriebskosten, starker Abbrand, gewisse Unsicherheit im Gußergebnis, die sich häufig erst nach dem Tempern bemerkbar macht (infolge Aufnahme von Oxyden bei oxydierendem Schmelzen).

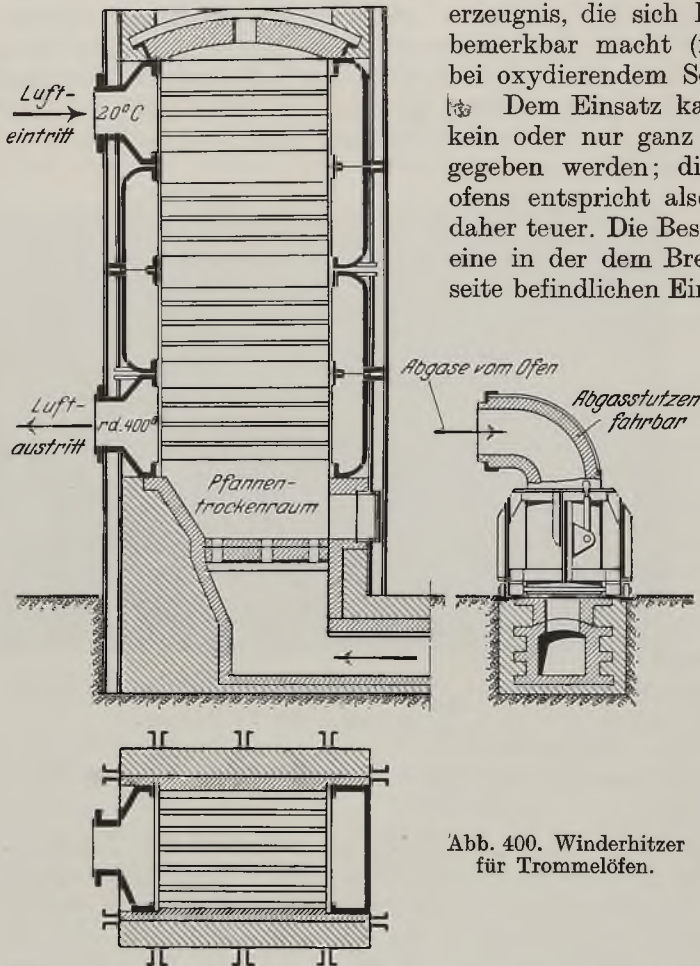


Abb. 400. Winderhitzer für Trommelöfen.

Dem Einsatz kann ähnlich wie beim S.M.-Ofen kein oder nur ganz wenig Schmiedeisenschrott zugegeben werden; die Gattierung eines Ölschmelzofens entspricht also der eines S.M.-Ofens und ist daher teuer. Die Beschickung erfolgt entweder durch eine in der dem Brenner gegenüberliegenden Stirnseite befindlichen Einsatztüre oder weniger praktisch dadurch, daß der über der Ausblaseöffnung angebrachte Deckel entfernt und dadurch eine größere Beschicköffnung freigegeben wird; längere Trommelöfen mit 1—2 t Fassung besitzen 2 solcher Beschicköffnungen. Mit dem Eiseneinsatz wird vielfach etwas Kalkstein aufgegeben, um rasch eine das Eisen schützende Schlacke zu bilden.

Da der Ofen bei jedem Betriebstillstand, also auch über Nacht, kalt wird, so muß er zu Beginn eines jeden Schmelzbetriebs etwa $\frac{1}{2}$ Stunde lang vorgewärmt werden, bis das Ofenfutter weißglühend ist; sodann erfolgt möglichst rasch die Beschickung von Hand. Das

Einschmelzen wird bei den Trommelöfen dadurch begünstigt, daß das oben befindliche weißglühende Ofenfutter durch wiederholtes Drehen der Trommel um 180° immer wieder unter die Beschickung gebracht werden kann. Diese Drehungen des Ofens bewirken auch eine gründliche Durchmischung seines Inhaltes. Zur größten Hitzeentfaltung muß die Ölflamme stets mit geringem Luftüberschuß arbeiten, sie wirkt also oxydierend. Eine neutrale Einstellung der Ölflamme würde die Schmelzdauer unzulässig stark vergrößern.

Der chemische Abbrand der mit Öl beheizten Flammöfen ist daher ziemlich groß, wie aus den Durchschnittswerten der Zahlentafel 97 hervorgeht. Der Gesamtabbrand dieser Öfen ist natürlich durch Auswurf und beträchtliche Eiseneinschlüsse in der Schlacke wesentlich höher und liegt zwischen 7 und 8% des Einsatzes.

Die Haltbarkeit des Ofenfutters¹⁾ hängt stark von seiner Form und ursprünglichen Dicke, von der Art der verwendeten Steine bzw. Stampfmasse und der Geschicklichkeit des Schmelzers ab. Ein gutes Futter hält 100—120 Schmelzen aus, ohne eine wesentliche

¹⁾ Vgl. hierzu auch S. 95.

Ausbesserung zu bedürfen. Je mehr das Futter herauschmilzt, desto größer wird die Fassung des Ofens. Beispielsweise fassen die kleinen, frisch zugestellten Trommelöfen anfangs nur 500 kg, dagegen nach 60 Schmelzen etwa 1000 kg. Daher kann für diese Öfen keine genaue Durchschnittsdauer für eine Schmelze angegeben werden. Kleine Einsätze von 500 kg werden in $1-1\frac{1}{4}$ Stunden geschmolzen; zu einer Durchschnittsberechnung kann man für 1 t Einsatz $2-2\frac{1}{2}$ Stunden Schmelzzeit annehmen. Dies muß als eine recht geringe Leistung dieser Öfen bezeichnet werden. Bei größeren Einheiten mit 2–5 t Einsatz geht das Einschmelzen verhältnismäßig rascher, doch ist anzunehmen, daß bei so großen Öfen eine andere Schmelzweise der Ölfeuerung überlegen ist, da der zur Zeit sehr hohe Ölpreis diesen Schmelzbetrieb zu sehr verteuert.

Zahlentafel 97.

Chemischer Abbrand im Öl-Flamm-Trommelofen.

	Abbrand		
	vom Einsatz	vom Element	bei einem Gattierungsgehalt von
Kohlenstoff	0,62%	20%	3,10% C
Silizium	0,26%	20%	1,30% Si
Mangan	0,11%	30%	0,36% Mn
Phosphor	0,00%	0%	0,08% P
Schwefel	0,00%	0%	0,06% S
Eisen	1,24%	1,3%	95,00% Fe
Summe:	2,23%	—	—

An Heizöl, gewöhnlich Steinkohlenteeröl¹⁾, werden zum Schmelzen 18–25% des Einsatzes gebraucht, und zwar wird der Bedarf um so günstiger, je mehr Schmelzen unmittelbar hintereinander gemacht werden. Zum Anheizen werden je nach der Größe des Ofens 20–40 kg Öl benötigt. Der Hauptnachteil dieser Öfen ist, daß fast die gesamte Abhitze verloren geht. Als ein Fortschritt ist daher der Flamm-Kuppelofen nach Wüst anzusehen²⁾. Bei diesem ziehen die Abgase durch das Schmelzgut hindurch, wärmen es stark vor und geben ihre letzte überschüssige Wärme noch zur Erhitzung des Gebläsewindes auf 300–400° ab. Durch diese gute Wärmeausnutzung wird der Ölverbrauch auf 10–12% herabgedrückt, wobei das schwefel- und kohlenstoffarme Eisen eine Abstichtemperatur von etwa 1500° besitzt.

Die chemische Zusammensetzung des in den verschiedenen Arten von Flammöfen erschmolzenen Temperrohrgusses kann bei entsprechender Erfahrung im Schmelzbetrieb ganz nach Wunsch eingestellt werden. Bei unrichtig geführtem Ofengang können aber ebenso wie beim S.M.-Ofen Schwierigkeiten entstehen, weshalb es einer peinlich genauen Überwachung des ganzen Schmelzbetriebes bedarf. Bei unrichtig geführtem Schmelzbetrieb kann es leicht vorkommen, daß der Abbrand an Kohlenstoff, Silizium und Mangan zu groß wird und sich das Eisenbad an Oxyden anreichert. Derartiges Eisen darf nicht vergossen werden, weil es wohl heiß aus dem Ofen kommt, aber zu rasch dickflüssig wird und nur ganz stumpfen, mit Gasblasen durchsetzten Guß ergibt und auch beim nachfolgenden Tempern nicht die nötige Temperkohlebildung aufweist. Dem Eisenbade ist dann so rasch als möglich Ferrosilizium oder Silikospiegel oder auch hochgekohltes Roheisen zuzusetzen, ferner sind in die Gießpfannen zur weiteren Desoxydation geringe Mengen Reinaluminium zu geben.

Um die Flammöfen durch Verwertung ihrer großen Abhitze wirtschaftlicher auszunutzen, wurde schon versucht, mit den Abgasen Dampfkessel zu beheizen. Da die großen Öfen jedoch meistens nur eine einzige Schmelze im Tag machen, so kann der Dampfkessel nicht dauernd durch sie beheizt werden und praktische Zusatzbeheizungen sind bis jetzt noch nicht gefunden worden. Die Frage der Abhitzeverwertung muß daher heute als noch ungelöst betrachtet werden.

1) S. Bd. I, S. 520.

2) Vgl. S. 78.

Der Elektroofen¹⁾.

Das Schmelzen mittels elektrischen Stroms kommt nur in den Gegenden in Betracht, wo der elektrische Strom sehr billig ist; der Preis einer Kilowattstunde sollte zum allermindesten unter 3 Pfennig liegen. Da die Elektroofen ein ideales Zusammenschmelzen gestatten, so ist auch ihr Erzeugnis von einwandfreier Güte. Allerdings sollen nach amerikanischen Berichten²⁾ beim Glühen des Elektro-Temperrohrgusses auf „Schwarzguß“ insofern Schwierigkeiten eingetreten sein, als der Zerfall des Zementits in Temperkohle erst bei anormal langsamer Abkühlung erfolgte. Als Grund hierfür wird die hohe Schmelztemperatur des elektrischen Lichtbogens angesehen.

Der Elektroofen bietet noch den Vorteil, außer Temperguß auch Stahlguß oder andere hochwertige Eisenlegierungen zu erschmelzen, wozu gegebenenfalls die Nachtschicht benützt werden kann. Für den Elektroofen ist es sehr vorteilhaft, ihn Tag und Nacht in Dauerbetrieb zu halten, um die sonst unvermeidlichen, nicht unerheblichen Anheizkosten zu ersparen. Auch leidet das Ofenfutter durch etwaiges tägliches Abkühlen sehr stark.

Verwendet werden nur kippbare Lichtbogenöfen mit einer Fassung von 2–5 t. Basische Ausstampfung von Dolomit kommt nur für ausgesprochenen Dauerbetrieb bei zeitweiliger Herstellung von hochwertigem Stahlguß in Betracht, da bei etwaigen längeren Betriebsstillständen der Dolomit starke Neigung besitzt, zu einem Pulver zu verwittern. Für die Herstellung von Temperguß genügt das billigere saure Ofenfutter vollständig, da im allgemeinen eine Entphosphorung oder Entschweflung nicht erforderlich ist. Um den Einsatz zu verbilligen, wird viel Stahlschrott gesetzt, wozu sich seine billigste Form als Drehspäne gut eignet; der Kohlenstoff- und Siliziumgehalt muß durch Roheisen und entsprechende Aufkohlungsmittel auf die notwendige Höhe gebracht werden. Der Abbrand ist gering und kann zu etwa 2–4% des Einsatzes angenommen werden.

Die chemische Zusammensetzung des Rohgusses kann genau nach Wunsch geregelt werden; allerdings sind bis jetzt noch keine Vorteile bekannt geworden, mit Hilfe des Elektroofens den Schwefel- und Phosphorgehalt unter die Grenzen herunterzudrücken, die auch im S.M.-Ofenguß eingehalten werden können. Man kann daher für den Elektro-Temperrohguß etwa die gleichen Gehalte wie beim S.M.-Ofenguß als üblich ansehen: 0,6–0,7% Si, 2,4–2,6% C, 0,2–0,25% Mn, 0,06–0,08% P, 0,04 bis 0,06% S. Das Einschmelzen von 2 t Einsatz dauert etwa 2 Stunden bei laufendem Betrieb; der Verbrauch an elektrischer Energie beträgt etwa 600–700 Kilowattstunden für 1 t Einsatz; der Verbrauch an Elektroden etwa 7 kg auf 1 t Einsatz. Ein Ofenfutter hält etwa 175 Schmelzen aus, das Deckengewölbe etwa 80 Schmelzen.

Kombinierte Schmelzverfahren.

Kuppelofen — Kleinbessemerbirne.

Da das Schmelzen im Kuppelofen das billigste und einfachste Schmelzverfahren darstellt, so wurde immer wieder versucht, dem Kuppelofeneisen durch Nachbehandlung eine für Temperguß günstigere chemische Zusammensetzung zu geben. Durch Verblasen in der sauren Kleinbirne kann sein Kohlenstoffgehalt nach Belieben heruntergedrückt werden, wobei das verbrennende Silizium die zum Überhitzen notwendige Wärme hergibt. Es bedarf hierzu jedoch sehr großer Erfahrung, um die Schmelzen bei der richtigen Zusammensetzung abzufangen, und der große Nachteil, einen doppelten Abbrand in Kauf nehmen zu müssen, läßt das Verfahren von vornherein als unwirtschaftlich erscheinen. Überhaupt kann seine Anwendung aus wirtschaftlichen und technischen Gründen nur dann in Frage kommen, wenn im Anschluß an eine Stahlgießerei

¹⁾ Vgl. S. 322.

²⁾ Foundry 1923. S. 671; Foundry Trade J. 1925, S. 325 u. 351; Fonderie Mod. 1926. S. 9.

die notwendige Einrichtung (Kuppelofenanlage, Birne, Kranen) schon vorhanden ist und auch noch anderweitig ausgenutzt werden kann.

Das Birneneisen ist sehr heiß und dünnflüssig; bei einem niedrigen Schwefelgehalt des Kuppelofeneisens ist es zur Erzeugung eines guten Tempergusses geeignet. Allerdings ist sein Schwefelgehalt mit etwa 0,1% reichlich hoch, da auch die siliziumreiche Kuppelofengattierung eine Zunahme des Schwefelgehaltes beim Schmelzen nicht verhindern kann und der Schwefel durch das nachfolgende Verblasen nicht entfernt wird.

Das Fassungsvermögen der Birne beträgt 1—2 t; kleinere Birnen sind ganz unwirtschaftlich. Die Blasezeit einer Schmelze dauert 8—12 Minuten; die Leistungsfähigkeit einer solchen Anlage ist also sehr groß und es bedarf schon eines bedeutenden Umsatzes, um sie täglich voll auszunutzen.

Die Gleichmäßigkeit des erzeugten Tempergusses läßt allerdings manchmal zu wünschen übrig, da es sehr schwierig ist, gleichzeitig den günstigsten Silizium- und Kohlenstoffgehalt zu erblasen. Je heißer die Schmelzen gehen, was naturgemäß mit zunehmender Anzahl der hintereinander folgenden Schmelzen der Fall ist, desto leichter verbrennt der Kohlenstoff vor dem Silizium. Diesem Umstand kann dadurch Rechnung getragen werden, daß man den Siliziumgehalt der Gattierung allmählich um 0,1—0,2% sinken läßt. Die chemische Veränderung, die das Kuppelofeneisen durch das Blasen erleidet, geht aus dem Beispiel der Zahlentafel 98 hervor:

Zahlentafel 98.
Temperrohguß aus der Kleinbirne.

	C %	Si %	Mn %	P %	S %
Rinneneisen	3,0—3,5	2—2,4	0,6—1	0,08—0,12	0,08—0,11
Birneneisen	2,4—2,6	0,5—0,8	0,2—0,3	0,08—0,12	0,08—0,11

Der Abbrand beim Blasen ist außerordentlich hoch und die Hauptursache für die schlechte Wirtschaftlichkeit des Verfahrens. Es wird kaum möglich sein, selbst bei großen Birneneinsätzen und gut geleitetem Blasen unter 6—8% Abbrand zu kommen; bei kleinen Schmelzen kann derselbe sogar 10—12% betragen. Hierzu kommt natürlich noch der Abbrand im Kuppelofen mit 4—6%.

Triplex-Verfahren: Kuppelofen — Birne — Elektroöfen.

Um auch noch den schädlichen Einfluß des beim Kuppelofenschmelzen unvermeidlichen höheren Schwefelgehaltes auszuschalten, wurde in Amerika ein Verfahren ausgearbeitet, bei dem im Kuppelofen geschmolzen, danach durch Verblasen in der Birne der Kohlenstoffgehalt heruntergedrückt und der Schwefelgehalt nach Überführung des Eisens in einen Elektroöfen beliebig stark erniedrigt werden¹⁾. Das Verfahren muß als sehr umständlich bezeichnet werden, und es ist anzunehmen, daß ziemliche betriebstechnische Schwierigkeiten hierbei zu überwinden sind, damit die einzelnen Arbeitsvorgänge in den verschiedenen Öfen zeitlich genau aufeinander abgestimmt sind und nicht der eine Ofen auf den anderen warten muß.

Das Verfahren wird dadurch noch weiter verwickelt, daß die Schmelze in der Birne nicht abgefangan, sondern fast vollkommen entkohlt wird. Hierbei wird ein Mischungsverhältnis des Kuppelofeneisens zum Birneneisen von 240 : 50 angewandt, um ein Eisen mit 2,6% C zu erhalten. Dieses Verhältnis bestimmt auch die Leistung des Konverters, da dieser $50/290 = 17\%$ vom Einsatz des Elektroofens liefern muß.

Die verwendeten Héroult-Elektroöfen haben eine Fassung von 6 und 15 t; die Birnen müssen daher 1,02 bzw. 2,35 t erblasen. Der Gesamtabbrand ist hierbei recht

¹⁾ Foundry 1920. S. 815; Foundry Trade J. 1925. S. 325, 351; Bericht Stahleisen 1921. S. 123.

bedeutend; er wird einschließlich des im Konverterbetrieb unvermeidlichen Auswurfs auf 10–15% angegeben; um diesen Betrag ist natürlich der Einsatz der Konverter höher als das zur Mischung benutzte verblasene Eisen.

Nach Überführung des gemischten Eisens in den Elektroofen wird sofort eine basische Entschweflungsschlacke aus etwa 78 kg Kalk und Koks sowie 45 kg Flußspat für einen Einsatz von 12 t gebildet. Die Menge der einzelnen Schlackenbildner wird aber nicht nach genauem Gewicht, sondern nach dem Aussehen der Schlacke gegeben. Der wirksame Bestandteil der Schlacke ist Kalziumkarbid (CaC_2), das sämtliche Metalloxyde des Eisenbades reduziert nach dem Vorgang: $3\text{FeO} + \text{CaC}_2 = \text{CaO} + 3\text{Fe} + 2\text{CO}$. Erst dann beginnt die Entschweflung unter Bildung von Schwefelkalzium einzusetzen. Zum Schluß werden auf Grund einer Schöpfprobe noch die nötigen Zuschläge von Ferrosilizium, Ferromangan oder Spiegeleisen gemacht. Die durchschnittliche chemische Zusammensetzung des Eisens in den einzelnen Arbeitsabschnitten geht aus Zahlentafel 99 hervor.

Zahlentafel 99.
Amerikanisches Triplex-Verfahren.

	Si %	Mn %	P %	S %
Kuppelofeneisen	0,8–0,95	0,12–0,19	0,14–0,19	bis 0,09
Birneneisen	Spuren	Spuren	0,17 und mehr	bis 0,12
Mischung aus Kuppelofen- u. Birneneisen	0,66–0,78	0,10–0,16	0,14–0,19	0,095 und mehr
Elektroofen-Fertigguß	0,66–0,78	0,10–0,16	0,14–0,19	0,05–0,07

Das Verfahren kann nur für eine sehr große Erzeugungsmenge angewendet werden; es wird von zweien der größten amerikanischen Tempergießereien mit einer Jahreserzeugung von je etwa 250 000 t Temperguß ausgeübt. Diese Gießereien sind mit 3 kleinen und 2 großen Elektroofen ausgestattet, was natürlich auch eine sehr gute Einrichtung an Kranen zu der häufigen Beförderung des flüssigen Eisens erfordert. Die Öfen laufen ununterbrochen, abgesehen von den unvermeidlichen kleinen Stillständen zur Ausbesserung geringfügiger Schäden. Jede Elektroofenschmelze dauert etwa $1\frac{1}{2}$ Stunden, so daß an einem Arbeitstag von 24 Stunden 16 Schmelzen fertig gemacht werden können. Das Beschicken, Abstechen, Ausflicken erfordert etwa $\frac{3}{4}$ Stunden; etwa 1 Stunde steht der Ofen unter Strom.

Durch das laufende Ausbessern des Herdes hält dieser beinahe unbeschränkt; die Seitenwände aus Magnesit sowie die Gewölbedeckel aus sauren Steinen halten 120 bis 140 Schmelzen. Die Kuppelöfen sollten mit einer Ausmauerung 1 Woche ununterbrochen laufen; sie werden aber nötigenfalls alle 24–72 Stunden ausgebessert. — Die Konverterböden halten etwa 1 Woche, die Oberteile beinahe unbeschränkt.

Kuppelofen — Ölflammofen.

Das gleiche technische Ergebnis wie bei dem geschilderten umständlichen und teuren Verfahren läßt sich auch dadurch erzielen, daß das Kuppelofeneisen in einen mit Öl beheizten Vorherd oder Flammofen übergeführt wird. Hierbei darf selbstverständlich die saure Kuppelofenschlacke nicht in den Ölflammofen gelangen, da in deren Gegenwart eine Entschweflung nicht möglich ist. Bei gut heißem Eisen kann in etwa 10 Minuten nach Aufbringen von etwa 5% Alkalien (Soda oder „Waltersche Entschweflungspakete“) auf das blanke Eisenbad eine Entschweflung bis auf 0,06% erreicht werden¹⁾. Hiernach ist die gebildete sehr dünne Schlacke abzuziehen, da sonst die Gefahr besteht, daß aus dem Ofenfutter verschlackte saure Teile oder durch Oxydation des Siliziums entstandene Kieselsäure die gebildeten Alkalisulfide zersetzen und dadurch eine Rückschweflung des Eisenbades verursachen.

¹⁾ Vgl. S. 443.

Soll nun auch noch der Kohlenstoffgehalt erniedrigt werden, so ist dies bei der oxydierend wirkenden Ölflamme ohne weiteres möglich; allerdings ist hierbei der Abbrand an Silizium sehr empfindlich, da bei nicht sehr heißem Eisenbade das Silizium einer stärkeren Oxydation unterworfen ist, als der Kohlenstoff. Es ist daher besonders wichtig, das Eisen aus dem Kuppelofen möglichst heiß in den Flammofen überzuführen und möglichst rasch in diesem eine hohe Temperatur zu erreichen. Dann ist es möglich, in etwa $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ Stunden 1 t Kuppelofenguß mit 0,2% S auf 0,06% S und 2,8—2,6% C bei einem Ölverbrauch von 8—5% des Einsatzes zu raffinieren.

Es sei noch darauf hingewiesen, daß in Amerika vereinzelt Versuche unternommen worden sind, um das Kuppelofeneisen im Elektroofen zu entschwefeln und seinen Kohlenstoffgehalt durch Stahlzusatz zu verringern¹⁾. Danach gelang eine Entschwefelung von 0,2% auf 0,057% S in 15 Minuten mit Hilfe einer Kalkschlacke, auf die etwas Petrolkoks zur Bildung von Kalziumkarbid gegeben worden war.

Die Vor- und Nachteile der verschiedenen zum Erschmelzen von Temperrohuß in Betracht kommenden Ofenarten sind in der Zahlentafel 100 zusammengestellt:

Zahlentafel 100.
Vergleiche der Schmelzvorrichtungen für Temperguß.

	Tiegel- ofen	Kuppel- ofen	Flammofen		Flamm- Kuppel- ofen	Siemens- Martin- ofen	Elektro- ofen	Klein- birne
			Kohle- feuerung	Öl- feuerung				
Anlagekosten	gering	gering	gering	gering	mäßig	sehr hoch	sehr hoch	hoch
Betriebskosten	sehr hoch	sehr nieder	mäßig	hoch	mäßig	mäßig ²⁾	hoch ³⁾	mäßig
Erzeugungsmenge	sehr klein	beliebig	groß ⁴⁾	gering	beliebig	groß ⁴⁾	groß ⁴⁾	groß ⁴⁾
Güte des Werkstoffes . .	sehr gut	schwan- kend	sehr gut	gut	gut	sehr gut	sehr gut	gut
Laufend oder periodisch Abbrand	periodisch sehr klein	laufend mäßig	periodisch mäßig	periodisch mäßig	laufend mäßig	periodisch mäßig	periodisch klein	laufend sehr groß
Eignung für Stahlguß . .	ja	nein	nein	nein	nein	ja	ja	ja
Anpassungsfähig an Be- darfswankungen	wenig	sehr gut	wenig	wenig	gut	nein	nein	sehr gut

Gießerei.

Da es sich bei Temperguß fast ausschließlich um kleine Abgüsse handelt, so müssen die Formen stets mit kleinen Handpfannen von 40—50 kg Inhalt vergossen werden. Der Guß hat im allgemeinen so heiß als möglich zu erfolgen und nur dann, wenn die betreffenden Abgüsse dazu neigen, bei hoher Gießtemperatur zu reißen, läßt man das Eisen etwas abkühlen.

Das Tempereisen mit einem Kohlenstoffgehalt unter 3% muß stets so rasch als möglich vergossen werden, da es schnell dickflüssig wird (absteht), wenn es nicht mit einer Temperatur abgestochen wird, die wesentlich über dem an sich schon hochliegenden Schmelzpunkt liegt. Es sei noch darauf hingewiesen, daß anormal niedriggekohltes Eisen mit etwa 2% C, das besonders heiß vergossen werden muß, sehr starke Neigung zum Reißen und Lunkern besitzt, weshalb es sich auch aus diesem Grunde empfiehlt, den Kohlenstoffgehalt nicht so tief sinken zu lassen.

Im Kuppelofen kann nicht so heiß geschmolzen werden wie im S.M.-Ofen; das Kuppelofeneisen wird daher stets unmittelbar in Handpfannen abgestochen und ver-
trägt nicht ein wiederholtes Umschütten, sobald sein Kohlenstoffgehalt unter 3,0%
0

¹⁾ Foundry 1919. S. 685. Bericht: Stahleisen 1920. S. 299.

²⁾ Bei sinkender Erzeugungsmenge sehr hoch werdend!

³⁾ Nur bei sehr billiger elektrischer Kraft wirtschaftlich!

⁴⁾ Nur bei großer Erzeugungsmenge wirtschaftlich.

liegt. Es empfiehlt sich daher auch, die Handpfannen vor dem ersten Guß sehr gut vorzuwärmen, was meist auf einfachen „Pfannenfeuern“ geschieht¹⁾. Bei der Bedeutung der richtigen Trocknung und Erhitzung der Handgießpfannen für Temperguß sei eine neue Vorrichtung hierzu²⁾ näher beschrieben, die sich infolge billigen und sicheren Betriebes sehr gut bewährt hat. Abb. 401 zeigt diese Anordnung in einer Ausführung für 4 Gießpfannen; es können aber ohne weiteres auch mehr Feuerstellen bei Bedarf eingebaut werden. Der Ofen a befindet sich in der Mitte, dies ist ein mit Klebsand ausgestampfter, oben offener, eiserner Behälter, in dem Koks von oben nach unten brennend vergast wird. Durch Anschluß des Brenners b an vorhandene Preß- oder Gebläseluft wird von oben her Luft durch den in Glut gebrachten Koks gesaugt und dieser vergast. Die erzeugten Heizgase treten bei d in einen einfachen feuerfest ausgemauerten Kanal g und von diesem durch die Stützen e in die Rohrstücke f, um unter den darüber gestülpten Gießpfannen zu verbrennen.

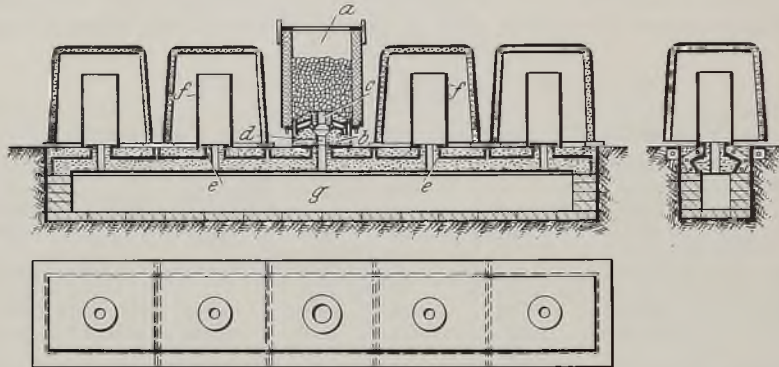


Abb. 401. Pfannenfeuer zum Trocknen und Erwärmen von Gießpfannen.

Beim Transport über größere Strecken erweisen sich Hängebahnen als sehr vorteilhaft, da das Eisen hierdurch rascher und ruhiger befördert werden kann und daher weniger stark abkühlt, als beim Tragen von Hand. Ein Beispiel für eine solche ganz einfache Einschienehängbahn gibt Abb. 402. Um in großen Gießereien die weiten Wege vom Schmelzofen bis zum Gießplatz zu vermeiden, wird auch die Anordnung getroffen, die Schmelzöfen nicht alle nebeneinander aufzustellen, sondern sie über verschiedene Stellen der Gießerei zu verteilen. Eine wesentliche Vereinfachung des Gießens wird ferner durch „fließende Fertigung“ erzielt, wobei auf Wandertischen alle Formen an eine bestimmte Gießstelle befördert werden.

Beim Flamm- und S.M.-Ofen kann entweder unmittelbar in die Handpfannen abgestochen werden oder bei weiten Wegen zuerst in eine Kranpfanne, aus der am bequemsten mittels Stopfen in der Nähe der Formen die Handpfannen gefüllt werden. Bei den großen amerikanischen Flammöfen entsteht mit zunehmender Badtiefe die Schwierigkeit, daß das unmittelbar über der Herdsohle stehende Eisen nicht ohne weiteres auf die richtige Gießtemperatur gebracht werden kann. Man hilft sich dadurch, daß mehrere Abstichöffnungen in verschiedener Höhe angeordnet sind und das untere Eisen während, bzw. nach dem Abstich des oberen Eisens weiterbeheizt wird. Nötigenfalls ist bei den späteren Abstichen der größere Abbrand an Silizium durch einen entsprechenden Zusatz von Siliziumeisen wieder auszugleichen.

Mit der Einführung der großen Schmelzöfen und Umsätze konnte das Gießen auch insofern vereinfacht werden, als mit dem alten Grundsatz, die Zusammensetzung des Eisens jeweils der Wandstärke der Abgüsse anzupassen, gebrochen werden mußte, so daß heute so gut wie stets — abgesehen von ganz besonderen Fällen — von jeder Gießerei ein für sie geeignetes Einheitseisen erschmolzen wird, mit dem dünne und dicke Guß-

¹⁾ Vgl. Bd. II, S. 546.

²⁾ Bauart Pollems-Küppers in München-Gladbach.

stücke sich vergießen lassen. Nur in Ausnahmefällen, z. B. bei kleinen Flammöfen, wird bei stark schwankenden Wandstärken entsprechend gesetzt, und der Gießer hat darauf zu achten, daß er das betreffende Eisen nur den dafür bestimmten Formen zuführt; sonst ist für das Vergießen dünner oder dicker Abgüsse nur die Temperatur des Eisens maßgebend.

Beim Vergleich amerikanischer Angaben für die Durchschnittszusammensetzung des Einheitseisens ist zu beachten, daß in Amerika die Durchschnitts-Stückgewichte (bis zu 10 und 15 kg und mehr) vielfach wesentlich größer sind, als bei uns, wo sie meistens unter 1 kg liegen; deshalb ist es dem Amerikaner auch leichter, die höchsten Festigkeitseigenschaften des Tempergusses durch starke Erniedrigung des Kohlenstoffgehaltes zu erzielen. Bei uns besteht in gesteigertem Maße die Gefahr, durch zu starke Erniedrigung des Kohlenstoffgehaltes zu viel Ausschuß beim Gießen infolge schlecht ausgelaufener Abgüsse zu bekommen.

Bei gewissen Abgüssen, die infolge ungünstiger Stoffverteilung zu Rissen neigen, ist es notwendig, sofort nach dem Guß die rotglühenden Stücke aus der Form zu entfernen und sie in Abkühlöfen zu verbringen. Dies sind kleine Muffeln oder Kammern, die mit einer einfachen Rostfeuerung durch Kohlen oder Koks auf Hitze gebracht werden und in denen die Abgüsse über Nacht langsam abkühlen können. Der rotwarme Guß ist überhaupt sehr empfindlich gegen Temperatureinflüsse; es muß daher streng darauf geachtet werden, daß die noch heißen Gußstücke keinesfalls einem starken Luftzug oder gar Wasserspritzern ausgesetzt werden, was beim unvorsichtigen Anfeuchten des gebrauchten Formsandes leicht der Fall sein kann. Werden die Abgüsse noch glühend aus der Form genommen, so muß mit besonderer Vorsicht der Einguß abgeschlossen werden, da bei unsachgemäßem Abklopfen sehr leicht Risse entstehen können.

Das Ausbringen an gutem Guß ist bei Temperguß gegenüber Grauguß wesentlich geringer, da einerseits viel mehr Trichter und Saugmasseln angewendet werden müssen und andererseits eine größere Ausschußgefahr besteht. Daher werden selten mehr als 50–55% des Einsatzes an Ware vergossen; von diesen sind 5–10% durchschnittlich Ausschuß, so daß die gute Rohgußware im Durchschnitt kaum mehr als 45–50% des Einsatzgewichtes beträgt. Das Durchschnittsausbringen kann aber noch weiter sinken, wenn die Gießerei hauptsächlich ganz kleine Abgüsse herstellt, die vollkommen dicht sein müssen, z. B. Ketten, wobei das Ausbringen an gutem Rohguß etwa 40% beträgt. Hier sei auch darauf hingewiesen, daß das Gesamtausbringen an fertig geglühtem Guß noch geringer ist, da weitere Gewichtsverluste durch das Abschleifen der Eingußüberreste von etwa 1%, durch Vergasen des Kohlenstoffs der Gußstücke beim Glühfrischen von etwa 2%, durch Probestücke und Ausschuß beim Glühen, durch Reißen, Verziehen, Verbrennen und dgl. von etwa 0,5–1% entstehen; endlich ist noch damit zu rechnen, daß von dem Verbraucher etwa 1–2% der versandten Waren infolge von Werkstoffehlern als Ausschuß wieder in die Gießerei zurückkommen.



Abb. 402. Hängebahn für Gießpfannen.

Formerei.

Da das Formen von Temperguß schon in Band II dieses Handbuches, S. 315/320 behandelt wurde, sollen an dieser Stelle nur einige Ergänzungen gemacht werden.

Das besondere Übel des Temperrohrgusses liegt in seiner außerordentlich großen Schwundung im Verein mit großer Sprödigkeit; dies hat zur Folge, daß die Abgüsse gerne

zu Lunkern, sog. schwarzen Stellen, und zu Rissen neigen. Zur Bekämpfung dieser Übel können folgende Maßnahmen angewendet werden: Geeigneter Anschnitt, nicht an den dünnen, sondern an den dickeren Stellen des Abgusses; genügende Größe der Anschnitte, insbesondere Dicke bei größeren Wandstärken¹⁾.

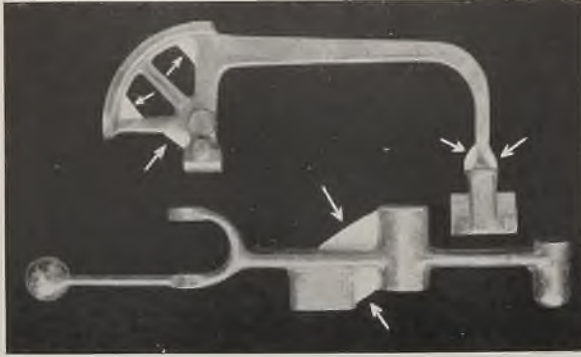


Abb. 403. Verstärkungsrippen gegen Reißen.

Starke Stoffanhäufungen an den Abgüssen vermeiden bzw. an den Modellen beanstanden; also Forderung möglichst gleicher Wandstärke der Abgüsse; keine massiven Naben und Augen, sondern Einlegen von Kernen in dieselben.



Abb. 404. Lunkerstellen in einem Probestab.

und dgl., auch „Federn“ genannt, verstärkt werden (Abb. 403).

Große harte Kerne vermeiden; also Kerne und Formen nicht scharf trocknen; Forderung, die Modelle möglichst in Natur, also ohne Kernstücke, herzustellen.



Abb. 405. Probestäbe mit Saugmasseln.

Keine zu große Sparsamkeit mit Saugmasseln und Steigtrichtern, und zwar in genügender Größe, besonders an Stellen mit Stoffanhäufungen; möglichst kurze Verbindung zwischen Saugmassel und Gußstück.

Anwendung von Kokillen (Schreckplättchen) an gefährdeten Stellen nur da, wo eine Verlegung der Lunkerstelle an eine weniger gefährdete Stelle unschädlich ist. Das Einstecken von Kühlnägeln an Stellen von Stoffanhäufungen bildet nur einen Behelf im äußersten Notfalle.

Scharfe Übergänge bei Verschiedenheit der Wandstärke vermeiden bzw. an den Modellen beanstanden; also Forderung von genügend großen Hohlkehlen und Vermeiden von scharfen Innenkanten. Als Notbehelf muß das Modell durch Rippen

Zu diesen Richtlinien seien noch einige praktische Beispiele gegeben:

Wird ein Stab gleichbleibenden Querschnittes ohne weitere Vorsichtsmaßnahmen geformt und gegossen, so bilden sich in ihm in kleinen Abständen Schwindungshohlräume, sog. schwarze Stellen (Abb. 404). Wird er dagegen nach Abb. 405 unter Anwendung von Saugmasseln abgegossen, so fällt er vollkommen dicht aus. Dies ist besonders beim Formen von Probestäben zu Festigkeitsuntersuchungen zu beachten, die mit sehr starken Saugmasseln zu versehen sind, um sie vollkommen dicht zu erhalten. Aus diesem Grunde wurden in

¹⁾ Bei gewissen Stücken kann es jedoch vorteilhafter sein, keinen allzu dicken Anschnitt anzuwenden, sondern statt dessen zwei dünnere, um eine poröse Stelle am Anschnitt zu vermeiden. Denn bei einem dicken Anschnitt wird an dieser Stelle die Form sehr stark erhitzt, das Eisen bleibt hier lange flüssig und hinterläßt an der zuletzt erstarrenden Stelle einen Schwindungshohlraum; bei 2 dünneren Anschnitten dagegen wird die Form gleichmäßiger heiß, das Eisen kühlt gleichmäßiger ab, und es ist kein Anlaß mehr für eine Lunkerstelle am Anschnitt vorhanden.

Amerika sogar die Abmessungen der Saugmasseln zum Formen der „Standardstäbe“ genormt.

Ein weiteres Beispiel für das Anschneiden an falscher und richtiger Stelle geben Abb. 406 und 407; der Anschnitt nach a am dünnen Teil ergibt Lunkerstellen, während der Anschnitt nach b einen vollkommen dichten Abguß bewirkt.

Wird ein Rad mit massiver Nabe gegossen, so wird dessen Bohrung sehr leicht porös; durch Einlegen eines Kernes in die Nabe wird aber die Stoffanhäufung so stark gemildert, daß die Abkühlung der einzelnen

Stellen des Abgusses gleichmäßiger erfolgt und daher keine Lunkerstellen mehr auftreten können. Gleichzeitig wird auch hierdurch die Gefahr des Reißens der Arme verringert, da die kleinere Masse der Nabe beim Erkalten keine so großen Schwindungsspannungen hervorrufen kann, wie eine massive Nabe.

Auf diese starke Zusammenziehung des Rohgusses während des Erkaltes ist beim Formen stets Rücksicht zu nehmen. Kerne von Hohlkörpern müssen sehr nachgiebig sein und sollten am besten aus grünem Sande bestehen; bei harten Kernen ist ein Riß des Rohgusses, wie ihn Abb. 408 zeigt, unvermeidlich. Es sei auch noch

darauf hingewiesen, daß Risse in einem Abguß dadurch entstehen können, daß dieser sich aufhängt, d. h. durch die Form des Gießtrichters, besonders wenn derselbe durch übergelaufenes Eisen fest mit dem Formkasten verbunden wurde, so daß er an seiner freien Schwindung gehindert ist. Daher kann ebenso wie bei Stahlguß die Notwendigkeit entstehen, die rotwarmen Abgüsse sofort nach ihrer Erstarrung aus der festen Form zu entfernen und sie unter losem Sande abkühlen zu lassen, damit sie ihrer Schwindung frei folgen können¹⁾.

Putzerei.

Das Putzen des Temperrohgusses unterscheidet sich nicht wesentlich von dem Putzen des Graugusses²⁾. Allerdings wird in Deutschland der Temperguß, da es sich hier zum weitaus größten Teil um kleine Stücke handelt, möglichst durch Rommeln in Scheuerfässern vom anhaftenden Sand befreit. Während früher hauptsächlich kleine Putztrommeln mit einer Fassung von etwa 300 kg beliebt waren, baut man sie heute bis zu 1 und 2 t Fassung, um durch Vergrößerung der Einheiten die Leistungsfähigkeit zu erhöhen und die Putzkosten zu verringern³⁾.

Es ist darauf zu achten, daß die Trommeln stets voll gepackt werden, damit die Gußstücke nicht aus großer Höhe aufeinander stürzen, sondern sich nur gegenseitig



Abb. 406. Hebel.
Links: a falsch angeschnitten; rechts: b richtig angeschnitten.



Abb. 407.
Untere Reihe: Bruchstücke mit Lunker von Hebel a.
Obere Reihe: Bruchstücke ohne Lunker von Hebel b.



Abb. 408. Risse infolge zu harten Kerns.

¹⁾ Vgl. auch Bd. I, S. 343 u. ff. ²⁾ Siehe S. 486 ff. ³⁾ Siehe S. 502.

abreiben. Zur Beschleunigung dieses Vorganges werden sechszackige harte „Putzsterne“ aus Temperrohguß mit in die Fässer gegeben. Da hierbei durch das Zermahlen des Sandes sehr viel Staub entwickelt wird und ziemlich viel Lärm entsteht, ist es günstig, die Rollfässer in besonderen Räumen aufzustellen; sehr zweckmäßig ist die neuere Ausführung der Rollfässer, bei der eine Staubabsaugung angebracht ist, so daß die damit beschäftigten Arbeiter nicht mehr unter dem lästigen Staub zu leiden haben. Die neueste Ausführung dieser Putztrommeln ist die für ununterbrochenen Umlauf, bei dem die Abgüsse auf der einen Seite aufgegeben werden, im Innern der Trommel unter selbsttätigem Weiterbewegen gescheuert werden und am anderen Ende fertig geputzt herausfallen¹⁾.

Zur Ersparnis von Transportkosten hat es sich als zweckmäßig erwiesen, die Scheuertrommeln erhöht aufzustellen, damit die gescheuerten Abgüsse unmittelbar aus den Trommeln auf schrägen Rutschen auf darunter befindliche Putz- und Sortiertische fallen. Nur sehr sperrige und zerbrechliche Abgüsse werden nicht gescheuert, sondern wie Grauguß mit Sandstrahl gereinigt. Nach dem Rommeln werden etwaige durch unsaubere Gußnähte verursachte Gräte, übergelaufene Kerne und dgl. durch Abschlagen mit leichten Hämmern möglichst gut entfernt. Die geputzten Abgüsse werden auf Gußfehler untersucht, wobei sie gegebenenfalls auch auf hellen Klang geprüft werden, um Stücke mit Rissen oder mit starken Graphitausscheidungen herauszufinden.

Das Abschleifen der Angüsse erfolgt gewöhnlich erst nach dem Glühen, da dies beim getemperten Guß angeblich leichter vonstatten geht, als beim harten Rohguß. Es ist streng darauf zu achten, daß für die zwei Arten von Guß mit ganz verschiedener Härte im rohen und geglühten Zustand auch jeweils die für die betreffende Gußart bestgeeignete Schleifscheibenart benutzt wird. Der harte Rohguß wird häufig deshalb geschliffen, um am Fertiguß gewisse härtere Stellen zu vermeiden, die dadurch entstehen können, daß durch das Abschleifen der „Eingußputzen“ die äußersten, weichen Schichten entfernt wurden und bei einer oberflächlichen Bearbeitung, beispielsweise durch Drehen, der Stahl nun an dieser Stelle auf die kohlenstoffreicheren härteren Schichten trifft, während die übrige entkohlte Oberfläche gleichmäßig leicht bearbeitbar ist. Außerdem kann es auch vorkommen, daß durch die beim Schleifen entstandene Wärme das fertige Stück so sehr erhitzt wird, daß hierdurch beim Bearbeiten härtere Stellen auftreten²⁾.

Da es sich bei Temperguß sehr häufig um kleine Massenware handelt, so kann vielfach die Arbeit dadurch erleichtert werden, daß den Schleifern für solche Kleinware Halter gegeben werden, mit denen sie die Abgüsse bequem fassen und in bestimmter Art an den Schleifstein drücken können.

Nach dem Tempern muß der Guß gewöhnlich nochmals geputzt werden, da er insbesondere bei einer hohen Glühfrisch-Temperatur leicht Reste von angefrittetem Tempererz aufweist. Dies geschieht hauptsächlich durch „Blankrommeln“ in Scheuerfässern, in die Lederabfälle zugegeben werden, um eine ganz glatt polierte Oberfläche zu erhalten.

Glüherei.

Glühtöpfe.

Die Tempertöpfe, in welche die Gußstücke zwecks Glühung eingepackt werden, haben gewöhnlich runden Querschnitt mit 400—800 mm Durchmesser und 600—1200 mm Höhe; in manchen Gießereien sind auch Töpfe mit ovalem oder rechteckigem Querschnitt mit abgestumpften Ecken beliebt. Die runde Form wird im allgemeinen deshalb bevorzugt, weil solche Töpfe wegen ihrer gleichmäßigen Wandstärke am wenigsten zu Rissen neigen. Andererseits kann bei der eckigen Form der Ofenraum vollständiger ausgenutzt werden. Da zuweilen auch längere Abgüsse geglüht werden müssen, die zum Wagerechtlegen zu große Durchmesser runder Töpfe erfordern und sich bei aufrechter Glühlage verziehen würden, so verfügen die Tempergießereien gewöhnlich auch über Glühtöpfe mit ovalem oder entsprechend langgestrecktem Querschnitt. Längen über 1200 mm kommen jedoch in einem normalen Glühbetrieb kaum vor.

¹⁾ Vgl. S. 536. ²⁾ Vgl. Bd. I, S. 265.

Je größer die Tempertöpfe sind, desto unbequemer sind sie beim Einpacken der untersten Lagen des Gusses und bei ihrem Fortbewegen. Ferner ist der Verbrauch bei hohen Töpfen stärker, als bei niedrigen, da gewöhnlich der oberste Teil eines jeden Glühtopfstacks am meisten durch die oxydierenden Feuergase leidet. Wird daher ein Topf durch Abzundern der obersten Teile unbrauchbar, so ist der abfallende Topfrest um so größer, je höher der Topf ist. Je größer der Querschnitt eines Topfes ist, desto schwieriger gestaltet sich das vollkommene Durchtempern des in seiner Mitte befindlichen Gusses, so daß im allgemeinen bei großen Töpfen höher oder länger geglüht werden muß, als bei kleinen. Die günstigsten Abmessungen besitzen die Glühtöpfe bei einem Durchmesser von 600–700 mm und einer Höhe von 600–700 mm; dann können jeweils zum Glühen 2–3 Töpfe aufeinandergesetzt werden. Es wäre sehr wünschenswert, wenn sich mit der Zeit ein Normalglühtopf einbürgern würde, wozu die Abmessungen der Abb. 409 vorgeschlagen werden. Insbesondere sollten sich die Ofenbauunternehmen beim Entwurf neuer Glühöfen nach dieser Größe richten.

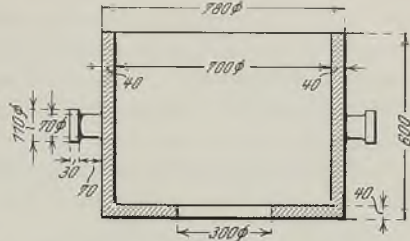


Abb. 409. Vorschlag für einen Normaltempertopf.

Die Töpfe sind gewöhnlich mit einem ringförmigen Boden versehen, der in seiner Mitte eine Öffnung von etwa 300 mm besitzt. Die Wände stehen fast immer senkrecht, doch gibt es auch Ausführungen mit einer geringen Verjüngung nach oben und ohne Boden (Abb. 410). Zur Beschickung von Tieföfen mittels Krans sind gewöhnlich an zwei gegenüberliegenden Seiten der Töpfe starke Nasen angebracht, um die Töpfe mit Hilfe darunter greifenden Krangehänges leicht fassen und fortbewegen zu können. Diese Nasen haben allerdings den Nachteil, daß sie besonders starker Verzunderung ausgesetzt sind und nach längerem Gebrauch der Töpfe keinen sicheren Halt mehr für das Krangehänge bilden. Die Töpfe müssen dann mittels um sie herumgeschlungener Ketten auf mühsame Weise aus dem Ofen gezogen werden. Einfacher ist es, die Wände der Töpfe ganz glatt auszuführen und sie zum Einsetzen in Tieföfen mittels einer am Kran hängenden Scherenzange zu fassen. Dieses Verfahren hat sich sehr gut bewährt.

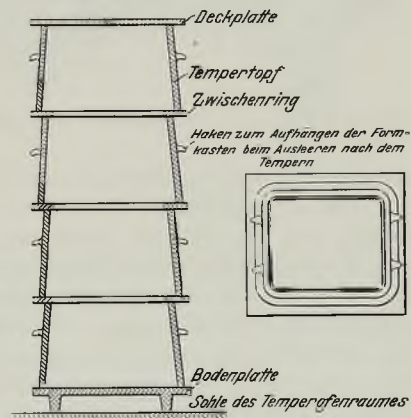


Abb. 410. Tempertöpfe mit schrägen Wandungen.

Die Glühtöpfe werden aus hartem Grauguß, Stahlguß oder aus feuerfesten Chromeisenlegierungen hergestellt. Für die Auswahl des Werkstoffes sind meistens die Schmelzeinrichtungen der betreffenden Gießerei maßgebend: Sind nur Kuppelöfen vorhanden, so werden gewöhnlich diese zum Schmelzen eines phosphorarmen, beinahe weiß erstarrenden Gußeisens benützt, wobei diese Töpfe eine Wandstärke von 35–40 mm erhalten. Zur Verbilligung der Gattierung wird sehr viel Schmiedeisenschrott und der gesamte Schrott an eigenem geglühten Temperguß gesetzt; dagegen muß von der Verwendung billigen phosphorreichen Roheisens und Gußbruchs abgeraten werden, da hierdurch die Feuerbeständigkeit stark leidet. Mit dem Anteil an Hämatit, also mit dem Gehalt an Silizium im Guß, darf nicht zu sehr gespart werden, da sonst die Töpfe zum Reißen neigen. Eine bewährte Glühtopfgattierung ist:

- 15–20% Hämatit mit etwa 3% Silizium.
- 10% Stahleisen mit etwa 3% Mangan.
- 45–50% Schmiedeisenschrott, Stahlabfälle u. dgl.
- 5% geglühten Tempergußschrott.
- 20% Glühtopftrichter bzw. -Reste oder Tempergußtrichter.

Diese Gattierung ergibt einen Guß mit folgender chemischen Zusammensetzung: 0,8—1,2% Si, 2,6—2,8% C, 0,4—0,6% Mn, 0,1—0,15% P, 0,12—0,14% S.

Wird der Temperguß im S.M.-Ofen erschmolzen, so werden auch die Tempertöpfe aus diesem als Stahlguß gegossen. Hierzu wird etwa eine Gattierung benutzt aus 15—20% Hämatit und 80—85% Schmiedeisenschrott. Der erzeugte Stahlguß hat etwa folgende chemische Zusammensetzung: 0,3% Si, 0,2—0,4% C, 0,5% Mn, 0,1% P, 0,08% S. Den Stahlgußtöpfen wird nachgerühmt, daß sie eine etwas längere Lebensdauer besitzen als gußeiserne Töpfe, und zwar selbst bei einer auf etwa 30 mm verringerten Wandstärke. Da der Preis der ersteren um 20—25% höher liegt, als der der letzteren, ist der Unterschied in der Wirtschaftlichkeit der beiden Gußarten nicht sehr wesentlich.

Neuerdings werden auch feuerfeste Sonderlegierungen für die Glühtöpfe in den Handel gebracht, die eine außerordentlich große Anzahl Glühungen ohne Zunderbildung aus-

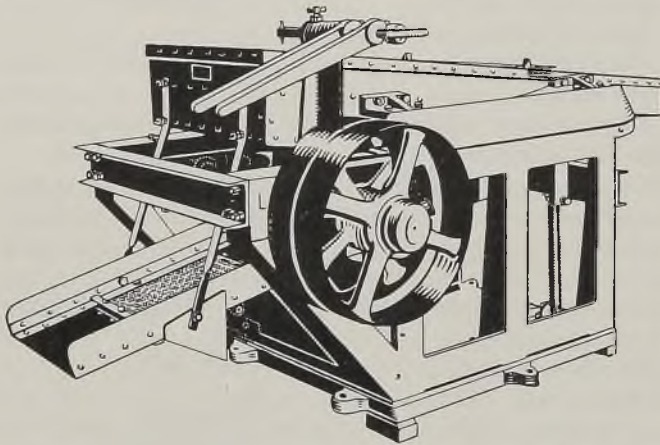


Abb. 411. Ortsfeste Siebmaschine zum Scheiden von Tempererz.

halten. Derartige „Alferon“¹⁾ genannte Glühtöpfe sollen über 100 Glühungen standhalten. Obwohl der Preis dieser hochwertigen Chromlegierung (etwa 24% Cr) das 5—6fache des Preises für Graugußtöpfe beträgt, so können diese Töpfe trotzdem in ihrer Wirtschaftlichkeit den bisher verwendeten Glühtöpfen aus unlegiertem Eisen überlegen sein. Auch die Firma Fried. Krupp, Essen, stellt für Glühgefäße einen nicht zundernden Sonderstahl her, der jahrelang ohne merkliche Zunderbildung den Glühgasen

standhalten soll²⁾; hierbei ist nur das halbe Gewicht von Stahlgußtöpfen erforderlich³⁾.

Die Anzahl der Glühungen, die gewöhnliche Tempertöpfe aushalten, ist abhängig von der Art der Beheizung, insbesondere von der Höhe der Glühtemperatur, von der Geschicklichkeit der Heizer und von der Wandstärke der Töpfe. Es gibt Gießereien, deren gußeiserne Glühtöpfe nach 5—6 Ofenreisen unbrauchbar sind, während sie bei anderen 12—16 Glühungen aushalten; die Lebensdauer der Stahlgußtöpfe ist um etwa 10—20% länger. Diese Angaben beziehen sich auf Glühen bei hoher Temperatur von 950—1000°; ein Temperaturunterschied von 50° übt bei dieser hohen Glühtemperatur einen sehr großen Einfluß aus, da bei etwa 1000° der Abbrand des Eisens durch Glühspannbildung sehr rasch erfolgt. Wird dagegen eine wesentlich niedrigere Glühtemperatur benutzt, wie sie z. B. für Schwarzguß bei 800—830° üblich ist, so müssen gute Tempertöpfe mindestens 50 Ofenreisen aushalten. Es ist anzunehmen, daß bei dieser Glühtemperatur die Töpfe aus hoch legiertem Eisen viele Jahre lang brauchbar bleiben, ohne eine wesentliche Gewichtsabnahme durch Verzundern zu zeigen.

Von mancher Seite wird immer wieder empfohlen, die Tempertöpfe mit einem Schutzmittel zu bestreichen, das ihre Haltbarkeit im Feuer wesentlich erhöhen soll, doch ist ein durchschlagender Erfolg damit noch nicht bekannt geworden. Andere anerkannt gute Schutzverfahren, wie das Alitieren⁴⁾, haben wohl des hohen Preises wegen keine wesentliche Anwendung zur Verlängerung der Lebensdauer der Glühtöpfe gefunden.

¹⁾ Geliefert von Meier & Weichelt in Leipzig-Lindenau; vgl. Feuerungskunde 1925. S. 127/128.

²⁾ Kruppsche Monatshefte Oktober 1926. S. 165.

³⁾ Der derzeitige Preis von über Mk. 3.—/kg ist zwar so hoch, daß die Anschaffung einer größeren Anzahl Glühtöpfe ein bedeutendes Anlagekapital mit viel Zinsen erfordert; doch kann die ganz außerordentliche Dauerhaftigkeit auch diese Töpfe schon bei 20facher Haltbarkeit gegenüber gewöhnlichem Stahlguß wettbewerbsfähig machen.

⁴⁾ Vgl. S. 581.

Der Verbrauch an Tempertöpfen bildet einen sehr wesentlichen Anteil der Gesteungskosten des Tempergusses. Für eine überschlägige Durchschnittsberechnung kann man annehmen, daß zum Glühfrischen von 100 t guten Tempergusses 25—30 t Tempertöpfe gebraucht werden; beim Glühen von „Schwarzguß“ bei niedriger Temperatur geht dieser Anteil auf etwa 5—10 t für je 100 t Guß zurück.

Das Füllen der Tempertöpfe hat beim Glühfrischen sehr sorgfältig zu erfolgen, indem abwechselnde Lagen von Tempererz und Gußstücken eingebracht werden. Die Beschickung hat möglichst dicht zu erfolgen, damit sie nicht bei der hohen Glühtemperatur wesentlich nachgeben kann und hierdurch ein Verziehen der Abgüsse bewirkt. Man hilft sich dadurch, daß beim Füllen mit schweren Hämmern an die Töpfe geschlagen wird, oder daß diese durch Schaukeln auf einer Wippe auf den Boden stark aufgestoßen werden; bei gewissen sperrigen Stücken kann der Neigung zum Verziehen dadurch entgegengewirkt werden, daß die gefährdeten Stellen durch feuerfeste Steine unterstützt werden. Wird dagegen nach amerikanischer Art auf Schwarzguß getempert, so können die Abgüsse ohne weitere Vorsichtsmaßnahme von Hand oder mittels Schaufel in die Töpfe hineingeworfen werden; von Zeit zu Zeit wird etwas Sand oder dgl. eingeschaufelt, um die Zwischenräume möglichst auszufüllen.

Sind die Töpfe gefüllt, so werden sie mit einem Deckel verschlossen und durch Lehm, Kaolin oder dgl. luftdicht verschmiert; meistens werden mehrere Töpfe aufeinandergestellt, wobei entweder zwischen jeden Topf eine eiserne Platte gelegt wird, wie Abb. 410 veranschaulicht, oder es wird vor dem Aufsetzen eines Topfes eine Lage feuerfester Sand aufgebracht, auf die der nächste Topf gesetzt wird. Immer ist streng darauf zu achten, daß keine Luft in das Innere der Töpfe eintreten kann.

Das Entleeren der Töpfe erfolgt am bequemsten durch Anhängen an einen Kranen; nach dem Umstürzen soll der Topfinhalt — nötigenfalls nach einigen Hammerschlägen — herausfallen. Mit Hilfe eines Siebes werden die Gußstücke von dem Glühmittel getrennt. Hierzu hat sich eine Siebmaschine als sehr brauchbar erwiesen, wie sie auf Abb. 411 und 412 wiedergegeben ist¹⁾. Durch einen 2-PS-Elektromotor werden zwei übereinanderliegende Schüttelsiebe bewegt, wodurch die Abgüsse, das körnige, noch brauchbare Glühmittel und der feine Abfall voneinander geschieden werden. Mit Hilfe dieser Siebmaschine und eines Krans vermögen 3 Mann arbeitstäglich Temperöfen mit etwa 6 t Guß unter gleichzeitiger Absiebung des Erzes zu entleeren, während bei reiner Handarbeit nur etwa die Hälfte geleistet wird.

Glühmittel.

Je nach der Art des zu erzeugenden Tempergusses mit weißer oder schwarzer Bruchfläche²⁾ haben wir oxydierende oder neutrale Glühmittel zu unterscheiden. Zur Herstellung der ersteren wird in Deutschland fast ausschließlich Roteisenstein aus der Dillenburg Gegend (Lahn) benutzt. Dieses Erz muß sorgfältig aufbereitet werden³⁾; es wird gewaschen, geschlämmt und durch Ausklauben von Hand auf Lesebändern von wertloser oder schädlicher Gangart, besonders von Schwefelkies, befreit. Das gewaschene und abgeseibte Tempererz wird in verschiedenen Körnungen gehandelt, die Körnungen 3—6 mm und 6—9 mm werden am meisten benutzt. Leider sind die reinsten Roteisen-

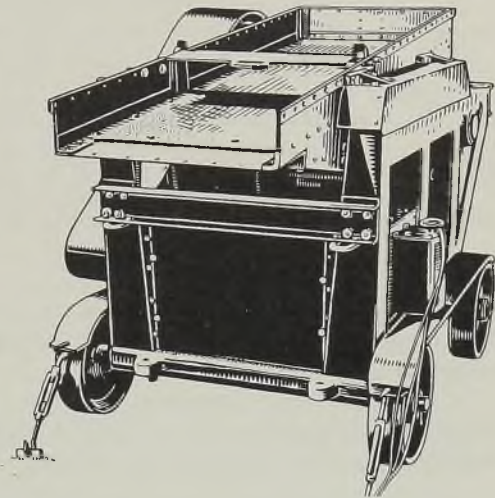


Abb. 412. Fahrbare Siebmaschine zum Scheiden von Tempererz.

¹⁾ Gebaut von der Firma Hering & Sohn in Milspe i. Westf.

²⁾ Vgl. Bd. I, S. 249.

³⁾ Stahleisen 1909. S. 97; Analysen vgl. auch Bd. I, S. 109.

steine nicht mehr im Handel erhältlich, da sich die besten Gruben in festem Besitz zur eigenen Verhüttung befinden. Deshalb ist auch der Gehalt des beim Glühfrischvorgang allein wirksamen Bestandteils, des Eisenoxyds, Fe_2O_3 , gegenüber früheren Zeiten sehr stark zurückgegangen und beträgt heute durchschnittlich nur noch 65–70%; der Rest des Erzes ist wertloser Ballast, meistens Quarz, Eisensilikate und wenig Kalk. Letzterer wird im Tempererz nicht gerne gesehen, da er durch das Glühen in Staub zerfällt, der beim Entleeren der Töpfe die Arbeiter belästigt. Schädlich sind Gehalte an Schwefelkies, da sich aus ihm beim Glühen schweflige Säure bildet, deren Schwefel vom Glühgut aufgenommen wird und den Tempervorgang verzögert. Da aber die guten Tempererze meist unter 0,1% S enthalten, ist im allgemeinen die Schwefelaufnahme des Temper-

Zahlentafel 101.
Chemische Zusammensetzung von Tempererz.

Roteisenstein aus	Fe %	FeO %	Fe_2O_3 %	SiO_2 %	CaO %	MgO %	Al_2O_3 %	P_2O_5 %	Mn %	S %	Glüh- verlust %
Dillenburg 1926 . . .	45–50	0,5–2	63–70	20–30	0–2	Spur	2–4	0,3–0,6	0,1–0,2	0,05–0,2	1–2
Haiger 1926	45–50	0,5–2	63–70	8–13	4–6	„	1–4	0,3–0,6	0,1–0,2	0,05–0,2	2–4
„ 1908	58–62	—	83–90	6–8	1–2	„	1–4	0,3–0,4	0,1–0,2	0,05–0,2	1–2
Schweden 1926 . . .	55–62	5–7	70–75	10–15	0,5	0,5	1–2	0,05–1	0,05–0,1	0,01	0,3–0,5

gusses aus dem Erz so gering, daß sie keinen Einfluß ausüben kann. Für die chemische Zusammensetzung deutschen und schwedischen Roteisensteins gibt Zahlentafel 101 einige Beispiele.

An Stelle von Roteisenstein wird von einigen Tempergießereien auch Hammer-schlag und Walzensinter benützt, der aus ziemlich reinem Eisenoxyduloxyd, Fe_3O_4 , besteht. Hierbei ist darauf zu achten, daß kein Sand versehentlich in das Glühmittel

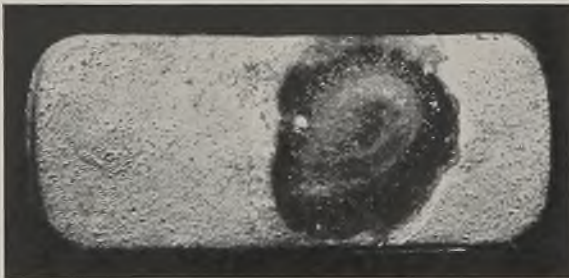


Abb. 413. Fleckenbildung durch schlechtes Tempererz.

gelangt, da sich sonst beim Glühen leicht schmelzbare Silikate, Schlacken, bilden würden, die an dem Gusse festhaften und ihn unbrauchbar machen können.

An dieser Stelle sei die beim Glühen vorkommende, so unerwünschte Fleckenbildung auf den Abgüssen erwähnt, die bei Benutzung gewisser Tempererze sehr leicht auftritt (Abbildung 413). Diese Flecken entstehen dadurch, daß bei einer gewissen chemischen Zusammensetzung einzelne Körner des Tempererzes einen so niedrigen Schmelzpunkt besitzen, daß sie bei der angewandten Glüh-temperatur schmelzen und tropfenartig auf dem Glühgut anfriften. Durch die starke Oxydationswirkung der eisenoxydreichen Schlackentröpfchen wird an der betreffenden Stelle nicht nur der Kohlenstoff des Gußstücks oxydiert, sondern auch das Eisen selbst. Dadurch bilden sich spröde, harte Stellen im Guß, an denen bei Beanspruchung leicht Risse auftreten, und die auch nach oberflächlichem Befeilen eine etwaige spätere Vernicklung infolge ihres Oxydgehaltes erschweren bzw. unmöglich machen.

In reinem Zustande wirken die oben genannten Glühmittel zu stark, da dann die Sauerstoffentwicklung beim Glühen so groß ist, daß nicht nur der Kohlenstoff, sondern auch die metallische Grundmasse der Gußstücke selbst oxydiert wird. Sie müssen daher für den praktischen Betrieb verdünnt werden, und zwar wird hierzu altes gebrauchtes Tempererz verwendet. Das Mischungsverhältnis muß derart eingestellt werden, daß beim Glühen

gerade so viel Sauerstoff aus dem Erz frei wird, wie Kohlenstoff im Guß vergast werden kann. Dies ist gewöhnlich bei einer Durchschnittsmischung von 3—4 Teilen altem und 1 Teil neuem Tempererz der Fall, die dann etwa 25—30% Fe_2O_3 enthält. Bei schwachwandigen Abgüssen kann die Verdünnung größer, im Verhältnis 5 : 1, oder bei sehr eisenoxydreichen Erzen auch bis zu 8 : 1 genommen werden; für dickere Stücke dagegen benützt man eine stärkere Mischung, 3 : 1, oder sogar zeitweilig 2 : 1, wenn es auf eine möglichst starke Entkohlung ankommt. Als Durchschnittsverbrauch beim Glühfrischen mittlerer Gußstücke rechnet man je 100 t guten Guß 30—35 t neues Tempererz, also 90—120 t Temperermischung.

Das Erz wird beim Tempern sehr stark reduziert, so daß es meistens metallisches Eisen enthält; Gehalte von 10—12% metallischen Eisens wurden schon in gebrauchtem Tempererz festgestellt. Durch Lagern im Freien läßt sich das Erz etwas regenerieren, da es sich durch die Luftfeuchtigkeit allmählich zu Fe_2O_3 oxydiert. Hierbei backt es jedoch oft im Laufe des langen Lagerns zusammen und muß dann mühsam zerkleinert werden. Auch ist diese natürliche Sauerstoffaufnahme ziemlich unregelmäßig, so daß weitaus die meisten Tempergießereien es vorziehen, den Überschuß an gebrauchtem Erz zusammen mit anfallendem Glühtopfzunder zur Verhüttung auf Eisen an Hochofenwerke zu verkaufen.

Da nach den Untersuchungen von Wüst¹⁾ die entkohlende Wirkung des Roteisens auf der Bildung eines bestimmten Gemisches von Kohlensäure und Kohlenoxyd beruht, so wurden nach seinem Vorschlag durch Versuche im kleinen die Bedingungen ausgearbeitet, die ein Glühfrischen ohne jedes feste Glühmittel, nur mit einem Gemisch von 50% CO_2 und 50% CO , ermöglichen²⁾. Eine praktische Anwendung dieses Temperverfahrens im großen ist jedoch nicht bekannt geworden.

Zur Herstellung des Schwarzgusses ist eine neutrale Glühatmosfera, also ein neutrales Glühmittel erforderlich. Da hierbei die Glühtemperatur verhältnismäßig niedrig genommen wird, so brauchen an dessen Unschmelzbarkeit keine so hohen Ansprüche gestellt zu werden, wie an die vorher genannten Glühmittel. Als solche können Abfallstoffe, wie gemahlene Schlacke, reiner Sand und dgl. benutzt werden. Gebrauchtetes Tempererz ist ein beliebtes Glühmittel, da es wegen seiner besseren Wärmeleitfähigkeit eine raschere Wärmeübertragung bewirken soll, als der ebenfalls mit sehr gutem Erfolg angewandte Quarzsand. Dieser besitzt dagegen den Vorteil der bequemen Handhabung und gestattet, den Glühtopf sehr dicht mit viel Guß zu beschicken und doch gleichzeitig sämtliche Zwischenräume vollständig auszufüllen. Der Bedarf an Quarzsand beträgt etwa 0,3—0,6 t je 1 t guten Guß, wobei aber sehr wenig Abfall entsteht, da der Sand ohne weiteres immer wieder verwendet werden kann.

In Amerika ist es auch gelungen, auf jegliches Glühmittel vollkommen zu verzichten, nachdem ein völliger Abschluß des Glühgutes von den oxydierenden Ofengasen erzielt worden ist.

Glühöfen.

Bei den zur Durchführung des Glühvorganges benutzten Temperöfen können wir zwei grundsätzlich verschiedene Hauptarten unterscheiden: Die älteren Kammeröfen mit einzelnen Heiz- und Abkühlperioden jeder Kammer und die neueren Tunnelöfen mit ununterbrochenem Betrieb. Erstere werden unter und über Flur, mit und ohne Wärmerekuperatoren ausgeführt. Andererseits unterscheidet man noch die Temperöfen nach Art ihrer Beheizung, die durch Kohle von Hand, Kohlenstaub, Halbgas, Gas oder Öl erfolgen kann.

Die Erfordernisse, die von jedem guten Temperofen erfüllt werden müssen, sind: gleichmäßige Temperatur im ganzen Glühraum; leichte Regelbarkeit derselben bzw. leichtes Anhalten der Höchsttemperatur; Möglichkeit einer genügend langsamen Abkühlung. Daher muß sich jede Kammer einzeln vom Essenzug durch einen in den Fuchs eingebauten Schieber oder besser durch ein Glockenventil vollkommen abschließen

¹⁾ Metallurgie 1907. S. 45.

²⁾ Ferrum 1916. S. 33.

lassen; keinesfalls dürfen Stichflammen aus der Feuerung gegen die Glühtöpfe schlagen. Durch Schaulöcher muß die Temperatur des freien Glühraumes und der Tempertöpfe beobachtet werden können. Das Mauerwerk ist sehr gut zu verankern, um ein Reißen und Verziehen der Öfen zu vermeiden.

Der einfachste Temperofen besteht aus einer über oder unter Flur zur Aufnahme der Tempertöpfe aufgemauerten Kammern, die durch Rostfeuerung beheizt wird (Abb. 414 und 415). Die Heizgase gelangen über eine Feuerbrücke bzw. durch Schlitze in den Glühraum, umspülen die Glühtöpfe und ziehen dann durch Öffnungen an der Decke oder im Boden in den Fuchs. Kammern mit über 3 t Temperguß-Inhalt erhalten

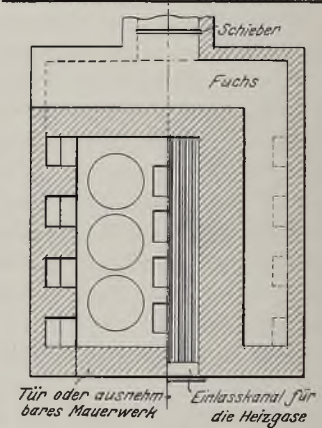
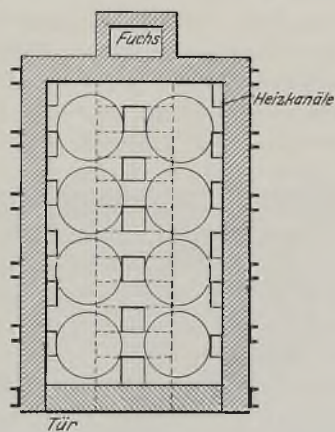
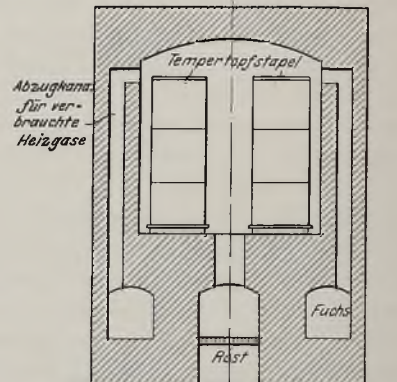
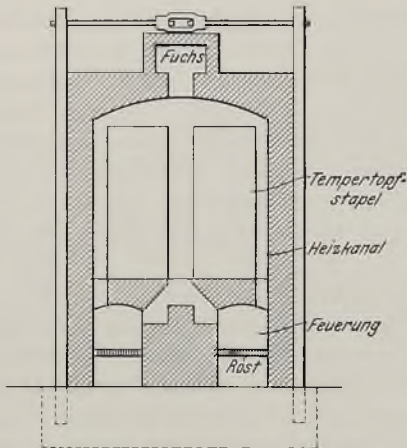


Abb. 414.

Abb. 415.

Abb. 414 u. 415. Temperofen mit Rostfeuerung.

zweckmäßigerweise auf zwei Seiten je eine Feuerung, um eine möglichst gleichmäßige Temperatur im ganzen Glühraum zu erzielen. Die in Deutschland am meisten benutzten Öfen besitzen nur ein Fassungsvermögen von 3–5 t (selten 10 t) Guß im Gegensatz zu den amerikanischen Öfen, die gewöhnlich 20–25 t Guß aufnehmen, aber auch bis zu Größen von 50 und mehr Tonnen Fassung gebaut werden. Der Brennstoffverbrauch je Tonne Guß wird um so ungünstiger, je kleiner der Ofen ist.

Als Brennstoff dient meistens Steinkohle; bei dem in Deutschland üblichen Glühfrischen bei hoher Temperatur werden in den kleinen Öfen 120–160% des Glühgutes an Kohle benötigt. Auf den Brennstoffverbrauch wirkt ein dickes Mauerwerk mit äußerer Isolierung sehr günstig ein, da hierdurch die Strahlungsverluste verringert werden; dieses soll daher eine Stärke von etwa 0,5 m besitzen. Häufig sind die Gewölbe zu dünn gehalten; in solchen Fällen konnten durch Aufbringen einer Isolierschicht aus Kieselgur an Brennstoff 5–10% gespart werden.

Die Kammeröfen werden bei uns gewöhnlich in Blöcken von drei und mehr Kammern zusammengebaut und an eine gemeinsame hohe Esse angeschlossen. In Amerika dagegen wird eine durch Zwischenräume getrennte Aufstellung eines jeden Ofens für

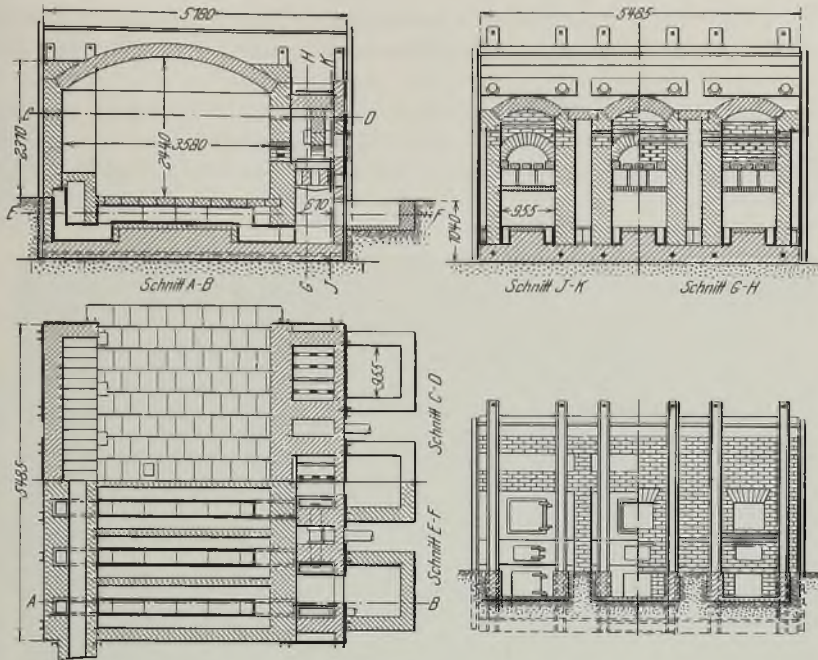


Abb. 416. Amerikanischer Temperofen.

sich häufig bevorzugt, um eine möglichst gleichmäßige Abkühlung zu erhalten. Hierbei erhält vielfach jeder Ofen seine eigene Esse mit verhältnismäßig geringer Höhe. Auch trifft man dort häufig eine sehr einfache Ausführung, die wohl gerade deswegen für die großen Erzeugungsmengen Anwendung gefunden hat. Abb. 416 zeigt den Grundriß, Längs- und Querschnitt durch einen solchen Ofen für eine Fassung von etwa 15 t Guß¹⁾. Eine Halbgasfeuerung befindet sich außerhalb des Ofens in der Mitte der Rückwand und wird mit Hilfe einer sehr hohen Feuerbrücke nach Art der Gaserzeuger mit erwärmter Zusatzluft betrieben. Der Kohlenverbrauch ist bei der in Amerika üblichen niedrigen Glüh-temperatur bei diesen sehr großen, gut isolierten Öfen verhältnismäßig gering und beträgt 80–50% des Glühgutes.

Bei einer anderen Ausführung werden alle Kanäle unter der Ofensohle streng vermieden, da sie nach amerikanischer Ansicht den Ofen nur unnötig verteuern und den Betrieb wegen ihrer schwierigen Reinigung erschweren. Bei der großen Belastung der Ofensohle durch die vielen Tempertöpfe wird auf deren Beheizung durch unterirdische Kanäle vollkommen verzichtet; dagegen wird sie nach Möglichkeit gegen Wärmeübertragung an das Erdreich durch Isoliersteine geschützt. Um jedoch die

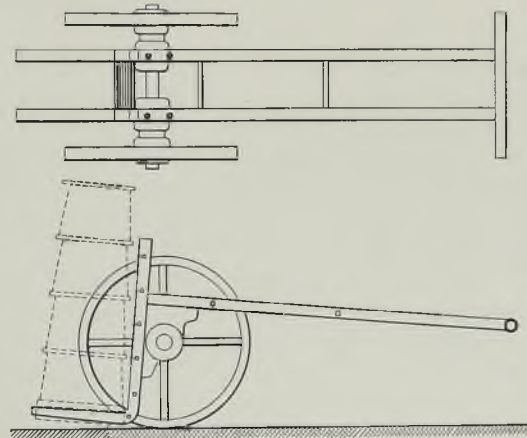


Abb. 417. Hubwagen für Tempertöpfe.

¹⁾ Vgl. auch Foundry 1922. S. 625.

Tempertöpfe auch von unten her beheizen zu können, wird der unterste Topf eines jeden Stapels auf eine mit Füßen versehene Unterlagsplatte aus Weißeisen (Temperrohfuß) gestellt. Unter diese Platte fassen dann auch die Hubwagen, auf denen die vor dem Ofen aufeinandergesetzten Topfstapel in den Ofen gefahren werden. Abb. 417 gibt einen solchen von Hand betätigten Wagen einfachster Bauart wieder; bei den großen Temperöfen werden die Wagen elektrisch, mit Preßluft oder Dampf betrieben.

Die Kammeröfen über Flur besitzen als vorderen Abschluß gewöhnlich zwei Flügeltüren, weniger häufig eine Falltüre. Besonders bei großen Öfen bereiten diese Türen auf die Dauer leicht Schwierigkeiten durch Verziehen der Öfen, und ihre Handhabung ist ebenso unbequem wie das Beschicken der Öfen mit den Wagen. Daher werden



Abb. 418. Temperofenanlage unter Flur.

vorteilhaft die Öfen mit einem abnehmbaren Gewölbe versehen; darüber wird ein Laufkran angeordnet, mit dessen Hilfe die Gewölbeteile abgenommen und die Öfen mit den Topfstapeln beschickt werden können. Eine solche Ausführung veranschaulicht Abb. 418. Die Ofenanlage wird sehr übersichtlich, wenn die Öfen möglichst tief unter Flur eingebaut werden können, soweit es die Grundwasserverhältnisse ohne Schwierigkeit zulassen. Stehen die Öfen ganz über Flur, so muß die Kranbahn hochgelegt werden, was ein hohes Gebäude erfordert.

Da bei dem deutschen Glühfrischen bei hoher Temperatur die Abgase unmittelbar hinter den Öfen noch eine Temperatur von $900-1000^{\circ}$ besitzen, und somit beträchtliche Wärmemengen durch diese unverwertete Abhitze verloren gehen, so werden auch gerne Öfen mit Rekuperatoren angewendet, durch die die Abhitze zur Vorwärmung der Verbrennungsluft und bei Gasfeuerung auch des Gases ausgenutzt wird. Die Anlagekosten dieser Öfen mit zugehörigem Gaserzeuger sind natürlich wesentlich höher als die der Öfen mit gewöhnlicher Rostfeuerung, jedoch sind ihre Betriebskosten geringer, weil der Brennstoffverbrauch um etwa 20% geringer und die Anheizzeit und damit auch die Gesamtdurchsatzzeit kürzer ist.

Bei dem in Abb. 419 dargestellten Ofen mit Gasfeuerung¹⁾ gelangen die in dem Gaserzeuger gewonnenen Gase in einen hinter den Kammern längslaufenden Gaskanal; von dort strömen sie durch den Gasverteilungskanal in die einzelnen Glühkammern.

¹⁾ Ausgeführt von Hager & Weidmann, G. m. b. H. in Bergisch-Gladbach.

Vor ihrem Austritt in diese mischen sie sich mit der vom Rekuperator kommenden vorgewärmten Luft; die Flamme umspült von einer Seite zur anderen überschlagend die Tempertöpfe und wird sodann durch geeignete Öffnungen im Boden abgezogen. Dadurch wird eine vollständig gleichmäßige Beheizung der Öfen gewährleistet. Unter den Temperkammern sind die Rekuperatoren angeordnet, die aus einer Anzahl neben- und übereinander liegender, aus dünnwandigen Platten gebildeter Kanäle bestehen. Durch diese strömen die abziehenden Gase, während die Frischluft im Gegenstrom zwischen diesen Kanälen hindurchzieht und sich dabei erhitzt. Die Regelung der Ofentemperatur geschieht 1. durch das Gasregulierventil, 2. durch den Luftschieber, 3. durch den Rauchschieber. Es sei darauf hingewiesen, daß sich bei jeder guten Gasfeuerung die Heizflamme so einregeln lassen muß, daß ein geringer Überschuß an Kohlenoxydgas

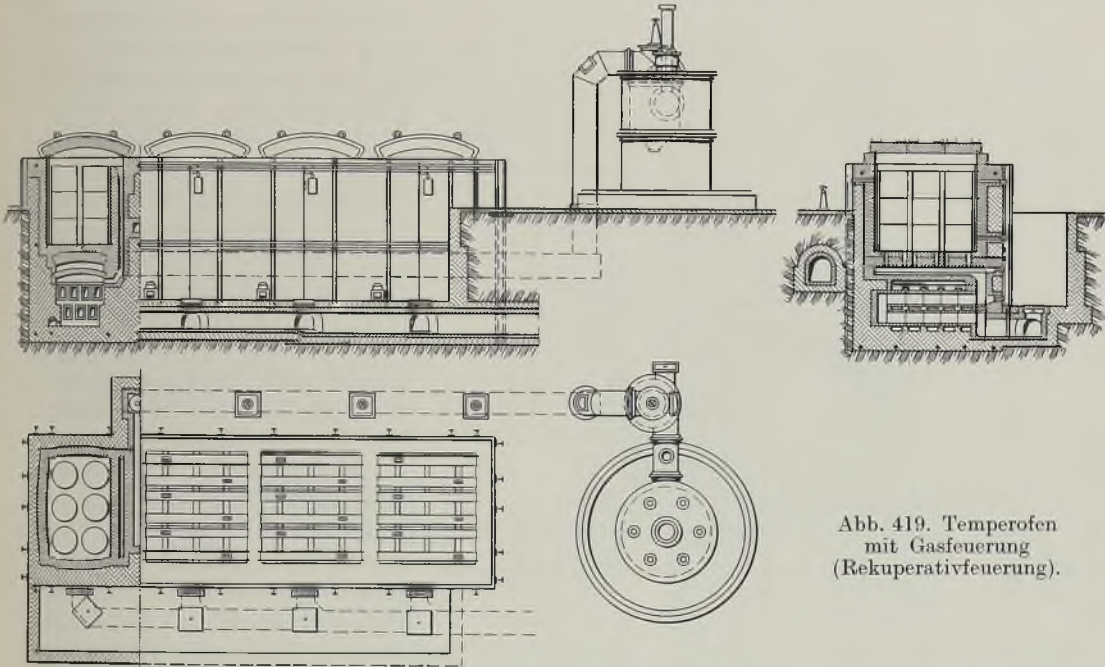


Abb. 419. Temperofen
mit Gasfeuerung
(Rekuperativfeuerung).

vorhanden ist, da es wirtschaftlicher ist, die Verzunderung der Glühtöpfe durch eine reduzierende Flamme auf ein Mindestmaß zu beschränken, als durch vollkommene Verbrennung mit geringem Luftüberschuß einen kleineren Brennstoffverbrauch anzustreben. Ein besonderer Vorteil der Gasfeuerung ist, daß bei richtiger Anlage viel bequemer und sicherer die Glühtemperatur genau gleichmäßig gehalten werden kann. Zur Erzeugung des Gases können anstatt Steinkohle auch billigere Braunkohlenbriketts verwendet werden, von denen 80–100% des Glühgutes erforderlich sind.

Neuerdings werden die amerikanischen Temperöfen auch mit Kohlenstaub beheizt, wodurch im Großbetrieb gute Ergebnisse erzielt worden sein sollen. Vor allem wird die sonst sehr lange Anheizzeit der großen amerikanischen Öfen um 50–70% verkürzt¹⁾ und die Gesamtleistung der Öfen erhöht. Kohlenstaubfeuerung kommt besonders für große Öfen in Betracht, bei denen die lange Flamme ausgenutzt werden kann. Dabei wurde eine Kohlenersparnis von über 50% festgestellt; der Kohlenverbrauch betrug bei Öfen von 25–50 t Gußinhalt 28–15% des Glühgutes. Ölfeuerung wird selbst in Amerika, das über billiges Öl verfügt, nur wenig angewandt, da seine Verwendung teurer ist als Kohlenstaubfeuerung. Die Brennstoffkosten einer großen amerikanischen Tempergießerei verhielten sich bei Versuchsglühungen von je einem Monat unter Verwendung von Staubkohle, Öl und Naturgas wie 1 : 3,2 : 1,8. Voraussetzung

¹⁾ Foundry 1919. p. 677 a. 680; 1925. p. 824; 1926. p. 666.

für die Einführung der Kohlenstaubfeuerung ist, daß eine geeignete Kohle zur Verfügung steht, die vor allem nicht zu viel Asche enthält. Die Reinigung des Ofens und der Kanäle, die etwa jeden Monat vorgenommen werden muß, ist dann mit keinen Schwierigkeiten verbunden.

Alle diese Kammeröfen haben natürlich den großen Nachteil, daß durch das dauernde Erhitzen und Abkühlen das Mauerwerk sehr leidet und die ganze im Mauerwerk steckende Hitze nicht ausgenützt werden kann. Es war daher ein ganz besonderer Fortschritt, als zum Tempern die ununterbrochen betriebenen Tunnelöfen¹⁾ in Amerika im Jahre 1919 aufkamen, nach deren Vorbild auch in Deutschland verschiedene Aufstellungen folgten. Allerdings kommen diese Öfen in erster Linie nur für große Erzeugungsmengen in Betracht; sie sind in Amerika für tägliche Durchsatzmengen von 50—70 t Guß in Betrieb. Ist die Gußerzeugung kleiner als 4 t im Tag, so besitzen die Tunnelöfen keine

wesentlichen Vorteile mehr gegenüber den Kammeröfen, insbesondere bei schwankender Erzeugungsmenge.

Diese Öfen bestehen aus einem langen Tunnel, durch den die Tempertöpfe auf Wagen sehr langsam hindurchgedrückt werden. Eine schematische Darstellung der Ofenanlage für einen täglichen Durchsatz von 60 t gibt Abb. 420. Die auf Wagen aufgestapelten Tempertöpfe werden links in den Ofenvorraum (mit 3,7 m Länge) gebracht. Dieser dient als Luftschleuse und kann einerseits durch eine innere Falltüre vom eigentlichen Ofenraum und andererseits durch eine äußere Türe von der Außenluft abgeschlossen werden. Der Wagen

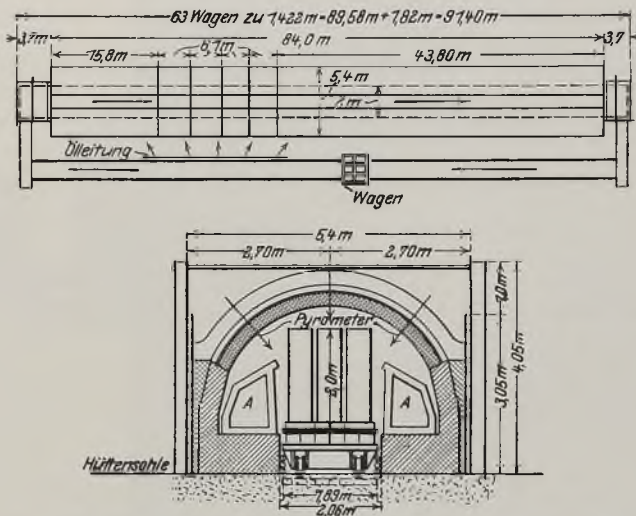


Abb. 420. Amerikanischer Tunnel-Glühofen für 60 t täglichen Durchsatz.

wird nach Schließen der äußeren und Öffnen der inneren Türe mit Hilfe einer Druckwasserpresse in den Ofen hineingeschoben, während gleichzeitig am anderen Ofenende ein Wagen in den Vorraum hinausgedrückt wird. Das Glühgut wird zunächst in der 15,8 m langen Anwärmezone in 20—25 Stunden auf die Glühtemperatur (870°) gebracht; hierauf folgt die eigentliche Glühzone von 24,4 m Länge, die durch je 5 Öl- oder Gasbrenner auf jeder Seite beheizt wird. Diese Zone wird durch seitliches Mauerwerk von der nun folgenden 43,8 m langen Abkühlzone abgeschlossen, in der das Glühgut zuerst rasch auf 760° und dann etwas langsamer bis auf etwa 300° abkühlt. Von da ab werden die Töpfe zwar so schnell als möglich abgekühlt, aber ihre Temperatur ist nach dem Verlassen des Ofens immer noch so hoch, daß Ventilatorluft gegen sie geblasen werden muß, bis sie bei Handwärme entleert werden können. Um die Abkühlung nach Bedarf regeln zu können und insbesondere, um bei geringem Umsatz die Abkühlung nicht zu rasch vor sich gehen zu lassen, sind unmittelbar hinter der Heizzone einige Brenner angeordnet; sie werden auch beim ersten Anheizen des Ofens benutzt, bei Vollbetrieb des Ofens aber nicht benötigt. An den Wänden des hinteren Teils der Abkühlzone sind Kühlrohre mit Frischluft eingebaut; gegebenenfalls kann diese Luft nach Anwärmen als Verbrennungsluft dienen.

Die Seitenwände und das Deckengewölbe der Tunnelöfen werden stets durch Sandgut isoliert. Die Gesamtlänge des beschriebenen Ofens ist 91,4 m, seine äußere Breite 5,4 m, seine Höhe 4,05 m; der lichte Durchgang für die Wagen 2,06 m; die nutzbare

¹⁾ Foundry 1920. p. 634; 1924. p. 43. Berichte Stahleisen 1921. S. 583; 1923. S. 1165; 1926. S. 1398.

lichte Ofenhöhe 1,7 m. Bei kleiner Erzeugung genügen geringere Längen, bei einem Durchsatz von 4 t täglich wird der Ofen etwa 40 m lang. Der Ofen wird auch als Muffelofen bezeichnet, weil die Verbrennungsgase überhaupt nicht in den Glühraum gelangen. Dies wird dadurch erreicht, daß in den beiden Längsseiten zwei voneinander unabhängige Verbrennungskammern angeordnet sind, die aus einzelnen aneinandergesetzten feuerfesten Hohlkörpern gebildet werden. Diese Elemente geben die in ihnen erzeugte Hitze nur mittelbar dadurch ab, daß sie als kleine Kamine wirken, bei denen die kältere Luft durch die unten an den Hohlkörpern angeordneten Öffnungen angesaugt wird, in den hohlen Schenkeln hochsteigt und zu den oberen Öffnungen heiß ausströmt; hierdurch wird eine ausgezeichnete Luftbewegung und gleichmäßige Erhitzung bewirkt. Diese Anordnung ist schematisch aus dem in Abb. 420 wiedergegebenen Ofenquerschnitt zu ersehen. Die Verbrennungskanäle sind gegen die Abkühlzone hin geschlossen, und die Verbrennungsgase ziehen im Gegenstrom dem in den Ofen wandernden Glühgute entgegen. Am Ofeneingang werden die verbrannten Gase mit einer Temperatur von $425-760^{\circ}$ durch einen Ventilator abgezogen und erhitzen hier die von den Brennern benötigte Luft auf $300-425^{\circ}$. Die Ofentemperatur wird mit Hilfe von 44 Thermoelementen dauernd überwacht.

Als Brennstoff dient Gasöl oder noch besser Gas, da ersteres die Steine der Verbrennungskammern stärker angreift. Solche Öle, welche Alkalien enthalten, dürfen natürlich nicht verwendet werden, weil sonst die Steine rasch geschmelzen. Für die heißesten Zonen haben sich Karborundumsteine am besten bewährt. Der Ölverbrauch beträgt bei günstigen Abgüssen etwa 12%, bei sperrigen kann er bis auf 16% ansteigen. Bei Gasheizung beläuft sich der Kohlenverbrauch für Durchschnittsware auf 15–20%.

Die Tunnelöfen benötigen wenig Ausbesserungen, so daß sie jahrelang ununterbrochen im Feuer stehen können. Besonders bei der geschilderten Ausführung als Muffelöfen hält das sonst sehr empfindliche Ofengewölbe sicher ein Menschenalter aus. Nachteile der Öfen sind ihr hoher Preis, das starke Ansteigen der Betriebskosten bei verringerter Erzeugungsmenge und der Platzbedarf für die erforderliche große Länge. Man hat sich schon durch ringförmige Anordnung des Tunnels zu helfen gesucht, doch ergab sich dadurch eine sehr ungünstige Bauweise.

Die Ausführungsform eines kleineren deutschen Tunnelofens¹⁾ gibt in schematischer Darstellung Abb. 421. Er ist für einen Durchsatz von 6–8 t in 24 Stunden entworfen,

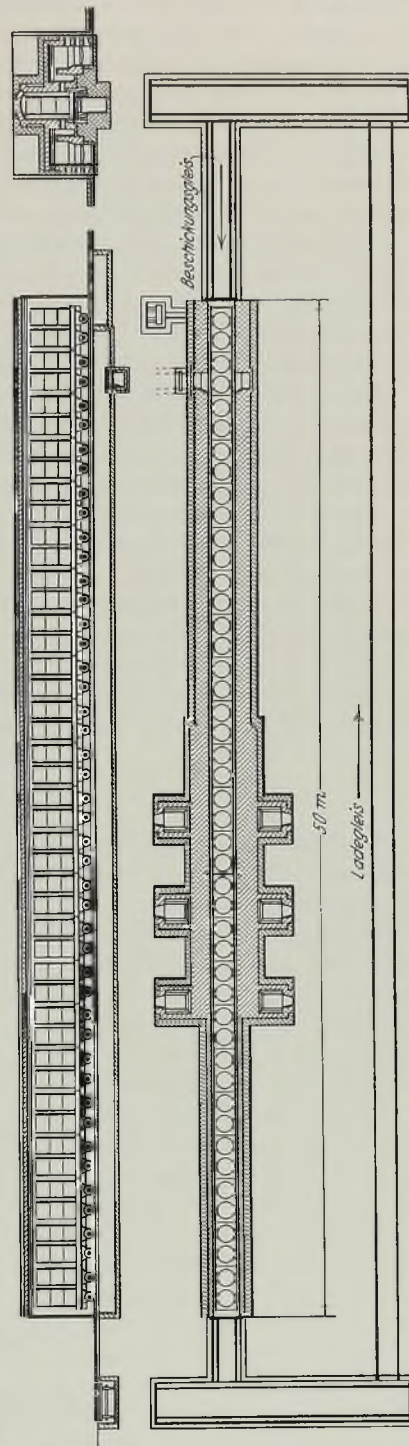


Abb. 421. Deutscher Tunnel-Ofen für 6–8 t täglichen Durchsatz.

¹⁾ Bauart Stettiner Chamotte-Fabrik, A.-G., vorm. Didier in Stettin.

also für eine Monatsleistung von 180—240 t Temperguß. Der Ofen faßt 23 Wagen, auf denen sich je 2 Stapel Tempertöpfe hintereinander befinden. Zur Beförderung der Wagen durch den Ofen dient eine elektrisch betriebene Winde. Die Beheizung erfolgt durch drei paarweise sich gegenüberliegende Halbgasfeuerungen, deren Brennstoffverbrauch beim Glühfrischen auf weißen Temperguß etwa 35% und beim Tempern auf schwarzen Guß etwa 25% des Glühgutgewichtes an Kohle beträgt.

Beim Entwurf der Tunnelöfen ist darauf zu achten, daß auf dem Abstellgleise für die Wagen mit ungetempertem und getempertem Guß genügend Platz vorhanden ist, um an Sonn- und Feiertagen sowohl eine genügende Menge Vorratsguß zur Verfügung zu haben, als auch die getemperte Ware bequem abstellen zu können. Zweckmäßig wird unmittelbar neben dem Abstellgleise, das dem ganzen Ofen entlang führt, das Einsetzen des Gusses in die Tempertöpfe und das Entleeren immer an der gleichen Stelle vorgenommen, um unnötige Transporte von Tempertöpfen und Erz zu vermeiden. Vor der Beschickung des Ofens läßt man jeden beladenen Wagen durch ein dem lichten Ofenquerschnitt entsprechendes Profil gehen, um ein Streifen der Tempertöpfe im Ofen zu vermeiden. Die Höhe der Topfstapel soll 1,5—1,7 m nicht überschreiten, da es sonst schwierig ist, die Glühtöpfe gleichmäßig zu beheizen.

Um die Wagen im Ofen leicht fahrbar zu machen und um nötigenfalls Ausbesserungen im Ofen ausführen zu können, ist unter den Wagen in der Ofenmitte ein begehrbarer Kanal vorzusehen; durch ihn wird den Achsen der Wagenräder Kühlluft zugeführt. Da durch diesen freien Kanal auch die oberen Teile des Wagens etwas gekühlt werden, ist es unerlässlich, auf die Wagenplattformen Untersätze aus feuerfesten Steinen oder aus Temperrohguß zu bringen, zwischen denen die Heizgase hindurchstreichen und die Böden der untersten Tempertöpfe erhitzen können. Die Abdichtung der Wagen gegen die Ofenwände erfolgt dadurch, daß längs der Wagenwände angebrachte rechtwinklig abgebogene Bleche in mit Sand gefüllten Rinnen streifen, die sich im Ofeninnern in entsprechender Höhe an den Längswänden befinden.

Glühbetrieb.

Die Glühbedingungen sind je nach Art der chemischen Zusammensetzung des Rohgusses und des zu erzeugenden Fertiggusses wesentlich verschieden. Wird ein möglichst stark entkohlter Temperguß mit weißer Bruchfläche angestrebt, so geht man mit der Glühtemperatur sehr hoch, und zwar um so höher, je dicker die Abgüsse sind und je mehr Schwefel sie enthalten. Die oberste Grenze für die Höhe der Glühtemperatur bildet der Schmelzpunkt des Glühmittels, der natürlich nicht erreicht werden darf; es kann daher 1000—1020° für die höchste zulässige Glühtemperatur angesehen werden. Wird eine so hohe Temperatur als normal angestrebt, so sind damit gewisse Gefahren verbunden, denn schon ein geringes Überschreiten durch Unachtsamkeit des Heizers oder ungenaues Anzeigen der Temperaturmeßeinrichtung kann äußerst unangenehme Folgen haben. Bei sehr hoher Glühtemperatur kann der Guß sehr leicht überhitzt werden, d. h. er erhält ein grobkristallines Gefüge, das keine Zähigkeit besitzt. Wird die Schmelztemperatur des Glühmittels oder einzelner Körner desselben auch nur kurze Zeit erreicht, so frittet es mit den Abgüssen zusammen, und das Entleeren der Glühtöpfe macht große Schwierigkeiten. Außerdem neigen die Abgüsse sehr stark dazu, sich in der hohen Glühtemperatur zu verziehen, so daß sie mühsam gerichtet werden müssen, was Kosten verursacht. Des weiteren ist der Verbrauch an Glühtöpfen, Brennstoff und feuerfesten Steinen zur Aufrechterhaltung einer Temperatur von etwa 1000° besonders groß.

Es ist daher ratsamer, dem Temperrohguß eine solche chemische Zusammensetzung zu geben, daß eine etwas niedrigere Glühtemperatur genügt; dazu ist vor allem erforderlich, die schädliche Wirkung eines hohen Schwefelgehaltes des Rohgusses auszuschalten, da, wie schon angeführt, die Glühtemperatur — insbesondere bei dicken Abgüssen — um so höher genommen werden muß, je höher der Schwefelgehalt ist. Da aber die Entkohlung unterhalb Temperaturen von etwa 950° zu langsam vor sich geht, so wird auch

beim Glühfrischen von schwefelarmem Guß diese Temperatur im allgemeinen nicht unterschritten.

Die Glühdauer ist in erster Linie abhängig von der Menge des Kohlenstoffs, der vergast werden soll; sie ist also um so länger, je dicker die Abgüsse sind und je höher der Kohlenstoffgehalt des Rohgusses ist. Die Kuppelofengießereien unterscheiden meistens eine Glühweise für leichte, mittlere und schwere Abgüsse, für die Glühzeiten von etwa 72, 96 und 108 Stunden bei Vollhitze als normal angesehen werden. Gleichzeitig wird auch vielfach die Vollhitze mit zunehmender Wandstärke abgestuft, z. B. 950°, 970° und 990°. Der schwefelarme Tiegel- und S.M.-Ofenguß kommt mit kürzerer Glühzeit aus, etwa 60—84 Stunden, im Durchschnitt 72 Stunden, bei einer Vollhitze von etwa 950°.

Die Länge der Anheizzeit ist abhängig von der Art und Größe der Glühöfen; sie beträgt bei den kleinen deutschen Öfen mit 3—5 t Gußinhalt 24—48 Stunden bis zur Erreichung der Vollhitze. Nach Ansicht der meisten Praktiker soll das Anheizen nicht zu sehr beschleunigt, sondern so geführt werden, daß die Hitze im Innern der Glühtöpfe nicht wesentlich hinter der Temperatur der Heizgase im Glühraum zurückbleibt. Ein allzu rasches Anheizen kann die Gefahr mit sich bringen, daß sich die Wandungen der Glühtöpfe infolge rascher Ausdehnung von ihrem Inhalt abheben und hierdurch die unmittelbare Wärmeübertragung verhindern; erst bei weiterer Wärmefaufnahme des Topfinhaltes sackt dieser allmählich zusammen, und die Abgüsse müssen sich bei der nachfolgenden Glühausehnung infolge Temperkohlebildung verbiegen, weil die Tempertöpfe schon vorher ihre größte Wärmeausdehnung erreicht haben. Durch langsames Anheizen in 36—48 Stunden soll auch der Fleckenbildung auf den Abgüssen durch geschmolzene Tempererzteilchen und überhaupt dem leichten Zusammenfrüthen des Tempererzes mit den Gußstücken entgegengewirkt werden können; allerdings wird bei den meisten kleinen Temperöfen die Anheizzeit kaum länger als 30 Stunden dauern.

Bei der Abkühlung der Öfen werden zuerst der Essenschieber, sowie sämtliche Stoch- und Schauöffnungen vollständig geschlossen; dann wird der Ofen 24, besser 36 Stunden einer langsamen natürlichen Abkühlung überlassen. Nach dieser Zeit öffnet man den Essenschieber, und nach weiteren 12—24 Stunden hat sich der Ofen derart abgekühlt, daß die Töpfe keine sichtbare Glühhitze mehr besitzen. Sie werden nun aus dem Ofen entfernt und erst nach Abkühlen an der Luft auf gewöhnliche Temperatur entleert. Da im allgemeinen der Temperguß möglichst große Weichheit und Zähigkeit besitzen soll, ist die Abkühlgeschwindigkeit möglichst klein zu halten; sie beträgt dann etwa 10—8° stündlich. Bei dieser Abkühlung der nicht vollständig entkohlten Stücke hat der bei der Glühtemperatur in fester Lösung als Martensit vorhandene Kohlenstoff genügend Zeit, sich allmählich in Form von Temperkohle und feinlamellarem Perlit abzuschneiden. Erfolgt jedoch die Abkühlung noch rascher, so enthält der Guß weniger Temperkohle und mehr Perlit; er besitzt also eine größere Zugfestigkeit bei verringerter Zähigkeit. In der planmäßigen Veränderung der Abkühlungsgeschwindigkeit besitzen wir daher ein Mittel, um die Festigkeitseigenschaften des Tempergusses nach Wunsch der Abnehmer beeinflussen zu können.

Die gesamte Glühperiode eines gewöhnlichen Kammerofens vom Anzünden bis zum Entleeren der Glühtöpfe dauert bei gewöhnlichem Kuppelofenguß 6—9 Tage und bei schwefel- und kohlenstoffarmem Rohguß etwa einen Tag weniger. Natürlich ist bei Tempergießereien, die nur sehr dünne kleine Teile, z. B. Fittings, herstellen, die Glühperiode noch kürzer und kann auf 5 Tage zurückgehen. Um nicht bei jeder Abkühlperiode die in der Ausmauerung der Öfen steckende Wärmemenge verlieren zu müssen, wird vereinzelt ein Verfahren angewandt, bei dem die glühenden Tempertöpfe zur Abkühlung in sog. Auskühlgruben gebracht werden, in denen sie ihrer allmählichen Abkühlung überlassen sind, während die heiß bleibenden Glühofenkammern sofort wieder neu beschickt und beheizt werden.

Den mit Rekuperatoren versehenen gasbeheizten Temperöfen rühmen ihre Erbauer nach, daß sie viel rascher angeheizt werden können, als die immer so gut wie vollständig erkaltenden gewöhnlichen Kammeröfen, wodurch bei einer Glühperiode bis zu einem Tag an Zeit und Anheizkosten gespart werden soll.

Behandelten wir im Vorangegangenen die Bedingungen des Glühfrischverfahrens, so ist noch der Glühbetrieb zur Erzeugung des Schwarzgusses zu schildern. Wesentlich ist, daß hierzu keine so hohe Glühtemperatur benötigt wird wie zu erstgenanntem Verfahren. Gewöhnlich wird das Glühen bei 820–870° durchgeführt, welche Temperatur bei kleinen Öfen nach 20–30 Stunden Anheizen, bei den großen amerikanischen Kammeröfen mit Kohlenfeuerung von Hand erst in 48–72 Stunden erreicht wird. Die Vollhitze wird 55–60 Stunden eingehalten und danach der Ofen möglichst langsam abgekühlt. Die Abkühlgeschwindigkeit soll nach amerikanischen Angaben 3–6° stündlich betragen, möglichst aber 3° stündlich nicht wesentlich überschreiten, bis eine Temperatur von unter 400° erreicht ist; von dieser Temperatur ab kann die Abkühlung rascher erfolgen.

Da die Amerikaner einen Temperguß bevorzugen, der gar keinen gebundenen Kohlenstoff enthält, so ist eine solche langsame Abkühlung unbedingt erforderlich. Erfolgt die Abkühlung rascher, so enthält der fertige Guß Perlit; seine Dehnung ist dann etwas geringer, aber seine Zugfestigkeit entsprechend höher. Eine amerikanische Vorschrift für rasches Glühen¹⁾ lautet: Erhitzen auf 870° in 30 Stunden; diese Temperatur 45 Stunden halten; abkühlen auf die kritische Temperatur Ar_1 (etwa 736°) und auf dieser 35 Stunden halten; endlich in 5 Stunden auf Handwärme abkühlen. Dies sind insgesamt nur 115 Stunden = $4\frac{3}{4}$ Tage; einschließlich Einsetzen und Ziehen der Glühtöpfe entspricht dies einer sechstägigen Glühperiode. Die wenigsten amerikanischen Tempergießereien kommen aber bei ihren großen Temperöfen mit einer so kurzen Glühperiode aus, und man rechnet im allgemeinen mit 7–8 Tagen bis zum Wiederbeschicken eines Glühofens, wobei mit der Größe des Ofens die Länge der Gesamtofenreise zunimmt. Bei ganz ausnahmsweise großen Temperöfen mit 70 und gar 100 t Fassung kann die Glühperiode auf 12 und mehr Tage hinaufgehen.

Nach der Keimtheorie von Tammann²⁾ und den Glühversuchen von Ruer und Iljin³⁾ soll zur möglichst starken Ausscheidung von Temperkohle die Glühperiode in folgender Weise am günstigsten durchgeführt werden: Erhitzen auf 900–950°, um durch mehrstündiges Glühen bei dieser Temperatur eine möglichst starke Keimbildung der Temperkohle zu erhalten; Abkühlen auf 800–780°, da die bei der höheren Glühtemperatur gebildeten Temperkohlekeime bei dieser Temperatur keine Wachstumsgeschwindigkeit besitzen, d. h. da bei der hohen Glühtemperatur sich zu wenig Temperkohle ausscheidet. Bei der niedrigeren Temperatur (800–780°) werden dagegen kaum neue Keime gebildet, aber durch anhaltendes Glühen bei dieser Temperatur der größten Kristallisationsgeschwindigkeit kommen die vorhandenen Temperkohlekeime rasch zum Wachsen. Um nun allen Kohlenstoff zur vollständigen Abscheidung als Temperkohle zu bringen, ist sehr langsam bis auf etwa 350° abzukühlen, denn selbst bei 400° wurde von Ruer und Iljin noch eine deutliche Temperkohleausscheidung festgestellt.

Die Überwachung der Glühtemperatur erfolgt am zweckmäßigsten durch selbstschreibende Pyrometer, wozu sich Thermolemente aus Platin-Platinrhodium am besten eignen. Da diese sehr teuer und gelegentlichen Diebstählen ausgesetzt sind, werden auch vielfach mit gutem Erfolg Thermolemente aus Nickel-Nickelchrom benützt⁴⁾. Hierbei sind verschiedene Gesichtspunkte zu beachten: Der Kopf des Pyrometers wird am zweckmäßigsten durch ein hitzebeständiges Rohrstück, aus Alferon⁵⁾ oder dgl., geschützt; er ragt entweder hängend durch das Ofengewölbe oder liegend durch die Ofenseitenwand in den freien Glühofenraum hinein. Die Stelle muß so gewählt werden, daß sie von keiner Stichflamme getroffen wird, und daß kein von den Glühtöpfen abblättern der Zunder den Pyrometerkopf zuschütten kann. Dabei wird natürlich nur die Temperatur des freien Glühraumes an einer bestimmten Stelle gemessen, die je nach ihrer Lage alle Temperaturschwankungen der Heizgase erkennen läßt. Es ist jedoch anzunehmen, daß das Glühgut selbst geringeren Temperaturschwankungen ausgesetzt ist, als solchen Pyrometerangaben entspricht, da der große Wärmeinhalt der Glühtöpfe

¹⁾ Iron Age 1924. S. 1797; Stahleisen 1926. S. 403 u. 886.

²⁾ G. Tammann: Lehrbuch der Metallographie. 3. Aufl. Leipzig 1923.

³⁾ Metallurgie 1911. S. 97. ⁴⁾ Vgl. Bd. I, S. 544. ⁵⁾ Siehe S. 462.

etwas ausgleichend wirkt. Daher würden am richtigsten die Pyrometer in das Innere eines Glühtopfes eingebaut, was aber für den Dauerbetrieb zu umständlich ist. Vergleichsmessungen der Temperaturen im freien Glühraum und in der Mitte eines Glühtopfes haben ergeben, daß beim Anheizen der Öfen die Temperatur in kleinen Glühtöpfen gegenüber der des Glühraumes ein wenig zurückbleibt, daß aber während des Haltens auf Vollhitze keine Unterschiede vorhanden sind; auch beim Abkühlen zeigen die Pyrometer einen etwas rascheren Temperaturabfall an, als das Glühgut. Bei großen Tempertöpfen kann der Temperaturunterschied zwischen Ofenraum und Topfinnerem, besonders beim Anheizen, so bedeutend sein, daß er nicht vernachlässigt werden darf.

Sehr zweckmäßig ist es, die Pyrometeranlage derart auszuführen, daß in unmittelbarer Nähe der Öfen ein Meßinstrument aufgestellt wird, mit Hilfe dessen durch Einschalten entsprechender Kontakte die Temperatur eines jeden einzelnen Ofens jederzeit

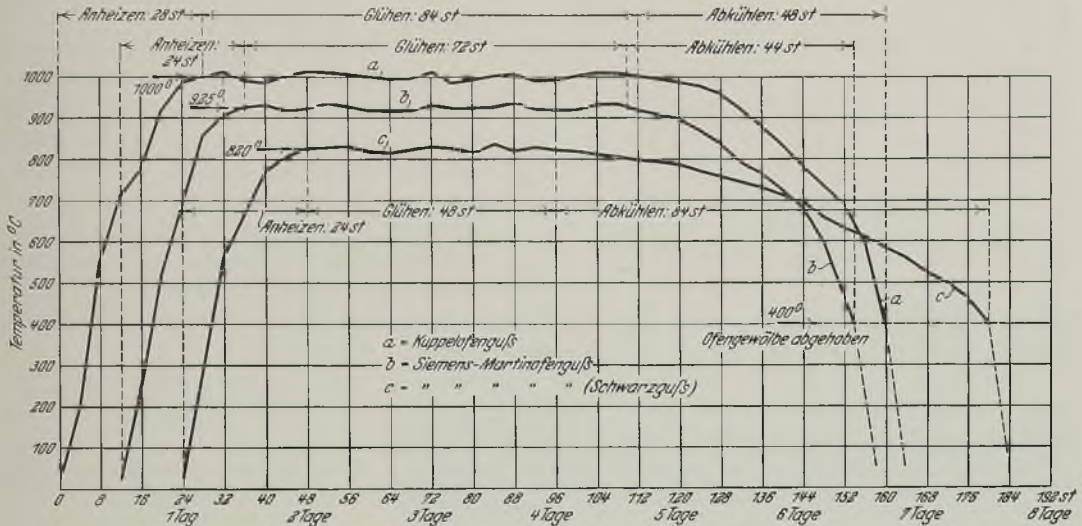


Abb. 422. Glühtemperatur von weißem und schwarzem Temperguß (Kammerofen).

abgelesen werden kann, während sich ein selbstschreibendes Meßinstrument auf dem Betriebsbüro von der Hitze und dem Staub des Glühofenbaues geschützt befindet. Als Beispiele für den praktischen Verlauf der Glühtemperatur von weißem Kuppelofen- und S.M.-Ofenguß, sowie von Schwarzguß aus dem S.M.-Ofen dienen die Schaulinien der Abb. 422, die auf Grund der Angaben selbstschreibender Pyrometer aufgezeichnet wurden.

Grundsätzlich abweichend von der geschilderten Betriebsweise der Kammeröfen ist die der Tunnelöfen, bei deren Beschreibung die Erzeugung des „schwarzen“ Tempergusses zugrunde gelegt sei. Da bei deren Ausführung als Muffelöfen nach Abb. 420 die Glühtöpfe keiner oxydierenden Atmosphäre ausgesetzt sind, so kann auf ein Glühmittel vollständig verzichtet werden, was das Einsetzen des Gusses sehr vereinfacht. Bei den großen amerikanischen Öfen werden viereckige Töpfe mit abgerundeten Ecken in einer Größe von 406 × 635 × 406 mm benutzt; diese fassen je 160–200 kg. Sie werden am zweckmäßigsten mit einem Boden versehen, sowie mit zwei diagonal einander gegenüberliegenden Zapfen, um die Töpfe bequem durch Kippen entleeren zu können.

Ein besonderer Vorteil dieser Öfen ist, daß jeder Arbeitsgang genau vorgeschrieben wird; die leeren Töpfe laufen selbsttätig auf einer schwach geneigten Rollenbahn zum Füllraum, wo die Gußstücke in sie hineingeschaufelt werden. Nur sehr schwierige, sperrige Abgüsse werden einzeln von Hand in die Töpfe eingelegt. Am Ende der Rollenbahn werden die gefüllten Töpfe mittels Krans in zwei Reihen zu je 3 Stapeln auf den Glühwagen gebracht; der unterste Topf erhält eine mit Füßen versehene Unterlagsplatte; auf ihn werden 3 weitere Töpfe gesetzt und der oberste wird mit einer Gußplatte

verschlossen. Sämtliche Fugen zwischen den einzelnen Töpfen werden mit feuerfestem Sand sehr gut verschmiert. In 24 Stunden werden 10–12 Wagen mit je 5 t Guß durchgesetzt, also alle 2,4–2 Stunden ein Wagen. Der Ofen faßt 60 Wagen, so daß also die gesamte Ofenreise 144–120 Stunden = 5–6 Tage dauert. Die Ofentemperatur wird nach der Wandergeschwindigkeit der Wagen eingestellt. Nach etwa 30 Stunden wird die Vollhitze erreicht; dieser wird das Glühgut mit raschem Durchsatz etwa 30 Stunden, das mit langsamem Durchsatz etwa 40 Stunden ausgesetzt. Die Abkühlungszeit beträgt dann 60 bzw. 74 Stunden. Der geschilderte Ofenzyklus von 5 bzw. 6 Tagen muß als sehr

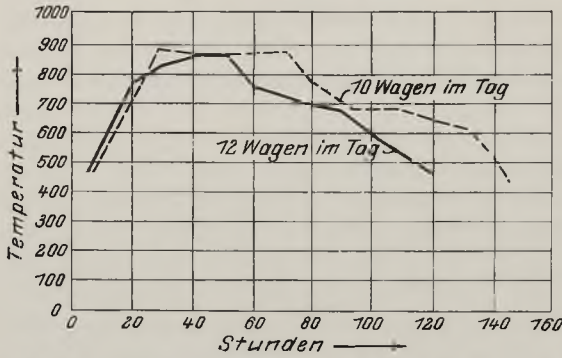


Abb. 423. Glüh Temperatur von schwarzem Temperguß.

rasch angesehen werden; bei anderen Gießereien dauert er ziemlich länger, etwa 7 Tage im Durchschnitt. Die Glühkurven von 2 beliebigen Wagen bei raschem und langsamem Durchsatz zeigt Abb. 423.

Da die Tunnelöfen ununterbrochen betrieben, also auch Sonn- und Feiertags beschickt werden müssen, so ist an jedem Wochenarbeitstag ein entsprechender Überschuß an Wagen zu beladen, damit an Sonn- und Feiertagen ein genügender Vorrat an beladenen Wagen vorhanden ist. Wird die Gußerzeugung kleiner, so können die Tunnelöfen auch

mit verringertem Durchsatz ohne Schädigung der Güte des erzeugten Gusses betrieben werden, doch gehen dann die Glühkosten sehr stark in die Höhe.

Die Haltbarkeit der Glühtöpfe in den Muffelöfen ist sehr gut; sie soll 3–4 mal so groß wie bei Kammeröfen sein. Bei Ölfeuerung halten sie im Durchschnitt 45–50, bei Gasfeuerung 50–100 Ofenreisen aus.

An Löhnen wurde eine Ersparnis von 40% gegenüber Kammeröfen gleicher Leistung festgestellt. Zu einem Tagesumsatz von 60–70 t Temperguß werden benötigt:

1 Ofenheizer in jeder achtstündigen Schicht	3 Mann
Zum Füllen der Töpfe	3 „
Zum Beladen der Glühofenwagen	3 „
Zum Verschmieren der Töpfe gegen Luftzutritt	1 „
Zum Entleeren der Töpfe	4 „
Je 1 Kran- und Wagenführer	2 „
<hr/>	
Insgesamt: 18 Mann	
Bei Generatorgasfeuerung außerdem 3 Stocher	3 „
<hr/>	
Insgesamt: 21 Mann	

Vergleicht man hiermit die zur Durchführung des deutschen Glühfrischverfahrens in Kammeröfen benötigte Arbeiterzahl für eine tägliche Durchschnittserzeugung von 5 t Temperguß (= 150 t im Monat), so erhalten wir folgende Aufstellung:

Heizer in dreifacher Schicht	3 Mann
Zum Schlackenabfahren	1 „
Zum Erzfahren, -aufbereiten, -mischen	1 „
Zum Füllen der Töpfe	4 „
Zum Leeren der Töpfe	3 „
<hr/>	
Insgesamt: 12 Mann	

Bei einem Wochenverdienst von durchschnittlich Mk. 50.— ergibt dies eine Lohnausgabe von Mk. 600.— auf eine Erzeugung von 35 t Guß, also kommt auf 1 t Guß Mk. 17.14 für Glühereilöhne. Da bei dem Tunnelofen 21 Mann in einer Woche 420 t Guß bei Mk. 1050.— Gesamtlöhnen glühen, so entfällt bei diesem Ofen auf 1 t Guß Mk. 2.50 für Glühereilöhne. Da ferner bei den Tunnelöfen die Kosten für Brennstoffe, Glühtöpfe, Reparaturen und dgl. etwa 1/4 von denen der bei uns im allgemeinen zum

Glühfrischen benutzten kleinen Kammeröfen betragen, so dürften sich die Temperkosten des großen Tunnelofens nur auf etwa Mk. 25.— je 1 t Guß belaufen, wenn wir die normalen Glühfrischkosten mit Mk. 100.— je 1 t Guß ansetzen.

Zu weiterem Vergleich diene noch die Zusammenstellung von rohen Durchschnittswerten, bezogen auf 100 kg erzeugten Temperguß, in Zahlentafel 102:

Zahlentafel 102.
Verbrauch an Glüherei-Hilfstoffen auf 100 kg Temperguß.

Verbrauch an	Kleine Kammeröfen für Glühfrischen	Kleine Kammeröfen für Schwarzguß	Große Kammeröfen für Schwarzguß	Kleine Tunnelöfen für Glühfrischen	Große Tunnelöfen für Schwarzguß
Brennstoff:					
Kohle von Hand .	140 kg	90 kg	60 kg	40 kg	30 kg
Kohlenstaub . . .	—	—	20 „	—	15 „
Öl	—	—	25 „	25 kg	14 „
Gas	100 kg	70 kg	45 „	35 „	17 „
Glühtöpfe	25 „	15 „	10 „	20 „	3 „
Tempererz	30 „	0 „	0 „	30 „	0 „

Da die Herstellung von Temperguß von einer großen Anzahl Umstände abhängt, deren Beeinflussung nach Wunsch wir häufig nicht vollkommen in der Hand haben, so kann das Erzeugnis hin und wieder mit gewissen Fehlern behaftet sein. Einer ungeeigneten chemischen Zusammensetzung des Rohgusses durch zu hohen Schwefel- oder zu niedrigen Siliziumgehalt kann zum Teil durch entsprechend hohes Glühfrischen entgegengewirkt werden. Gegebenenfalls müssen die Abgüsse, die nicht die nötige Weichheit oder Zähigkeit besitzen, einem zweiten Glühfrischen unterworfen werden. Letztere Notwendigkeit tritt leicht bei dickwandigen Stücken aus Kuppelofenguß ein.

Man hat sich jedoch dabei davor zu hüten, die Glüh-temperatur zu hoch zu nehmen, da hierdurch die Güte des Gusses leiden würde. Als Kennzeichen einer zu hohen Glüh-temperatur besitzen derartige Abgüsse auf ihrem Bruch einen hellweißen, glitzernden Rand aus groben Kristallen, deren Korngröße



Abb. 424. Verbrannter Temperguß.

bis auf über 1 mm anwachsen kann. Die Temperkohle scheidet sich dann in großen Flocken aus, was die Festigkeit ungünstig beeinflusst¹⁾. Auch äußerlich leiden die Abgüsse unter einer zu hohen Glüh-temperatur, der Guß erhält ein unsauberes Aussehen, er läßt sich schwer aus den Glühtöpfen entfernen und kann beim Losstoßen leicht beschädigt werden.

Wird die Tempererzmischung „zu stark“ genommen, d. h. mit nicht genügend viel altem Tempererz vermischt, so bildet sich auf den Abgüssen ein glitzernder Überzug aus oxydiertem Eisen. Bei sehr starker Ausbildung, besonders wenn durch irgendeinen mißlichen Umstand, etwa durch Reißen des Glühtopfes, Luft zu den Abgüssen gelangte, können sich diese mit einer ganzen Kruste von Eisenoxyden überziehen und völlig unbrauchbar werden, wie dies Abb. 424 veranschaulicht.

¹⁾ Siehe Bd. I, S. 253.

Von diesen verbrannten Gußstücken sind die mit einer Haut oder Schale umgebenen Abgüsse wohl zu unterscheiden. Bei solchen Stücken ist äußerlich überhaupt keine Fehlstelle zu erkennen, dagegen bemerkt man beim Verbiegen, daß sich eine etwas sprödere Schale von dem zäheren Kern löst (Abb. 425); besonders unangenehm ist diese Erscheinung, wenn, wie bei Fittings, Gewinde in dünne Stücke eingeschnitten werden müssen und sich hierbei, bzw. beim Rücklauf des Gewindeschneiders die ganze Schale löst. Die genaue Ursache dieses Übels ist trotz der mehrfachen Forschungen, die hierüber schon angestellt worden sind¹⁾, nicht ganz geklärt. Da es auch bei normaler

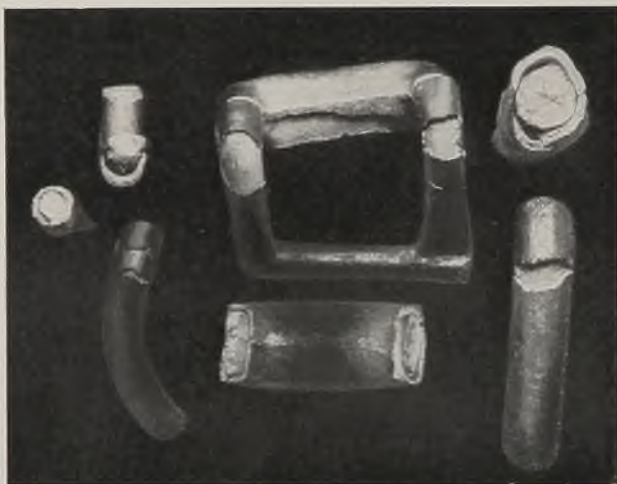


Abb. 425. Hautiger Temperguß.

chemischer Zusammensetzung vorkommt, so ist anzunehmen, daß weniger eine ungünstige chemische Zusammensetzung, als vielmehr Besonderheiten in den Glühverhältnissen den Anlaß zu der Erscheinung geben. Am wahrscheinlichsten ist, daß zunächst bei einer gewissen Temperatur die Glühatmosphäre so stark oxydierend wirkte, daß nicht nur der Kohlenstoff der äußeren Schichten, sondern auch das Eisen selbst ein wenig oxydiert wurde. Da nun aber in fertigen Abgüssen in dieser Haut häufig deutliche Perlitstellen gefunden wurden, und da dieselbe eine gewisse Zähigkeit besitzt, wie sie bei einem durch reine Oxydation verdorbenen Eisen nicht

mehr vorhanden ist, so läßt sich dies nur dadurch erklären, daß die vordem oxydierende Wirkung der Glühatmosphäre umgeschlagen ist und daß sich nach dem Vorgang $2\text{CO} \rightleftharpoons \text{C} + \text{CO}_2$ ein chemisches Gleichgewicht einzustellen sucht. Durch diese reduzierende bzw. rückkohlende Wirkung werden die vorher in der Haut gebildeten Oxyde zum Teil wieder unschädlich gemacht, ohne daß an den Abgüssen nachher irgend etwas von diesen Vorgängen äußerlich sichtbar ist.

Verlauf der Entkohlung.

Dieser Vorgang führt uns in die Vorstellung hinein, wie die Entkohlung wohl praktisch verläuft: Nehmen wir zunächst einen schwefelreichen Rohguß (Kuppelofenguß mit etwa 0,2% S) mit etwa 15 mm Dicke an; bei normalen Glühverhältnissen ist die Oxydationswirkung des Glühmittels gerade so stark, daß nur der Kohlenstoff, nicht aber das Eisen des Gußstückes oxydiert wird. Die oxydierenden Gase dringen von außen schneller in das Gußstück ein, als dessen Kohlenstoff durch Rückkohlung der entkohlten Schichten von innen nach außen zu diffundieren vermag. Hierbei ist anzunehmen, daß der hohe Schwefelgehalt eine wesentliche Ausscheidung der Temperkohle im Gußstück verhindert, da Abschreckproben aus einer Glühtemperatur von 980° nur ganz geringe Ausscheidungen von Temperkohle besaßen. Nach sechzigstündigem Glühfrischen sind die oxydierenden Gase etwa 6 mm tief eingedrungen und haben den Kohlenstoff bis auf etwa 3 mm gänzlich, aber auf die weitere Tiefe immer weniger stark verbrannt, so daß in 7 mm Tiefe noch ungefähr der ursprüngliche Kohlenstoffgehalt vorhanden ist. Bei der nun nachfolgenden langsamen Abkühlung diffundiert aus dem kohlereichen Kern noch mehr Kohlenstoff nach außen, so daß die Konzentrationsunterschiede in den einzelnen Schichten ein wenig ausgeglichen werden, und gleichzeitig scheidet sich auch

¹⁾ Siehe Oberhoffer und Zing: Über die Schalenbildung beim Temperprozeß. *Stahleisen* 1924. S. 1197. Vgl. auch *Stahleisen* 1915. S. 549; 1920. S. 997; 1923. S. 105 u. 301 und 1926. S. 1489. *Foundry Trade* 1925. p. 407 a. 457. *Foundry* 1925. p. 618, Bericht *Stahleisen* 1925. S. 1489.

noch Temperkohle hauptsächlich im Innern ab. Das Endergebnis ist, daß sich eine vollkommen entkohlte Oberfläche von etwa 1—2 mm Dicke gebildet hat, auf die nach der Mitte hin immer kohlenstoffreichere Schichten folgen. Der Gesamtkohlenstoffgehalt im innersten Teil beträgt auf alle Fälle noch über 1,5%, und nun ist es das Wichtigste, daß sich während der Abkühlung genügend Temperkohle gebildet hat, um in demselben einen Gehalt an gebundenem Kohlenstoff von weniger als 0,9% zu bekommen. Den größten Einfluß hierauf übt die chemische Zusammensetzung des Rohgusses aus, vor allem kann ein hoher Schwefelgehalt die notwendige Temperkohleabscheidung verhindern.

Aus dieser Darstellung erkennt man folgendes: Dünne Abgüsse mit etwa 6—8 mm Wandstärke können bei genügend hoher Glüh Temperatur auch bei ungünstiger chemischer Zusammensetzung mit hohem Schwefelgehalt stark entkohlt werden, da sich die Glühfrischwirkung auch ohne Temperkohlebildung bis auf diese Tiefe erstreckt. Dicke Abgüsse, bei denen sich diese entkohlende Wirkung nach dreitägigem Glühfrischen nur auf etwa 8 mm Tiefe bemerkbar macht, können in größerer Tiefe praktisch, d. h. wirtschaftlich nicht durch Glühfrischen, sondern zweckmäßig nur durch Umwandlung ihres Zementits unter Ausscheidung von Temperkohle weich und zäh getempert werden. Für sie ist also ihre chemische Zusammensetzung von größter Bedeutung. Die Wirkung eines Unterschieds im Kohlenstoffgehalt des Rohgusses zwischen 2,8 und 3,5% beispielsweise kann man sich folgendermaßen veranschaulichen: Nehmen wir zwei Normalprobestäbe mit diesen Gehalten und 12 mm Durchmesser an, so werden wir von ihrem innersten Teil nur etwa 0,6% C durch die Glühfrischwirkung nach außen hin verlieren; sie enthalten also danach noch 2,2 bzw. 2,9% C; ist ihre sonstige chemische Zusammensetzung die gleiche, so wird in beiden gleich viel Temperkohle abgeschieden, z. B. 1,3%. Die fertigen Abgüsse enthalten somit in ihrem Kern 0,9 bzw. 1,6% gebundenen Kohlenstoff; der erste Stab wird eine sehr gute Festigkeit und Dehnung, der zweite dagegen eine ungenügende Festigkeit und Dehnung und in seinem Kern eine große Härte aufweisen, da er in seinem Innern noch etwa 0,7% harten, spröden Zementit besitzt.

Anders verhält sich der schwefelarme Temperguß: Dieser kann bei einer niedrigeren Temperatur geglüht werden, da die Temperkohlebildung leichter erfolgt; allerdings wird dadurch nicht, wie man sonst vielfach annimmt, eine raschere Entkohlung bewirkt, sondern der Guß wird nur deshalb wesentlich weicher und zäher, weil die Temperkohlebildung so stark ist, daß normal auch im Innern dicker Abgüsse kein Zementit mehr vorhanden ist. Unterstützt wird diese Erleichterung im Glühen dadurch, daß guter schwefelarmer Temperguß (im Tiegel oder S.M.-Ofen erschmolzen) stets auch einen recht niedrigen Kohlenstoffgehalt besitzt, so daß überhaupt weniger Kohlenstoff durch Glühfrischen entfernt werden muß. Wird bei diesem Guß die Abkühlung besonders langsam durchgeführt, so kann die Temperkohleausscheidung im Innern dicker Stücke so vollständig werden, daß nur wenig oder gar kein Perlit vorhanden ist und ein schwarzer Kern gebildet wird. Andererseits kann es bei größerer Abkühlungsgeschwindigkeit erreicht werden, daß gerade nur so viel Temperkohle abgeschieden wird, daß die Grundmasse aus Perlit besteht und eine sehr große Zugfestigkeit erzielt wird. Wird hierbei das Glühmittel oxydarm und die Glüh Temperatur niedrig genommen, so erhält man den Übergang zu dem Schwarzguß amerikanischer Art.

Wir ersehen daraus, daß ein Unterschied im Glühfrischvorgang von schwefelreichem und schwefelarmem Temperguß bei dünnen Stücken bis etwa 8 mm Wandstärke nicht vorhanden ist, da hierbei die Temperkohlebildung keinen wesentlichen Einfluß ausübt. Mit zunehmender Dicke erfolgt das Zähmachen bei schwefelreichem Guß in allererster Linie durch Entkohlung, die um so tiefer eindringt, je länger die Glühdauer und je höher die Glüh Temperatur genommen wird, während der schwefelarme Guß durch Temperkohleabscheidung von innen heraus weich gemacht wird. Schwefelreicher Guß ist daher um so weniger homogen, je dicker er ist; seine Oberfläche enthält auf eine gewisse Tiefe keinen Kohlenstoff mehr. Nach dem Innern zu nimmt dieser jedoch rasch zu, so daß der innerste Kern dicker Stücke so gut wie stets eine gewisse Härte besitzt. Je öfter ein solches Stück geglüht wird, desto tiefer dringt die Entkohlung bei jedem Glühen ein, desto mehr tiefer gelegene Schichten werden weich. Der schwefelarme Guß kann dagegen

auch bei dicker Wandstärke so geglüht werden, daß durch ein einmaliges verhältnismäßig kurzes Glühen die besten Festigkeitseigenschaften erzielt werden, wobei die Stücke ein ziemlich homogenes Gefüge erhalten mit der Möglichkeit, dasselbe den jeweiligen Anforderungen der Abnehmer anzupassen.

Fertigmacherei.

Der aus dem Glühofen kommende Guß wird zur Entfernung der Eingußüberreste und Gußnähte geschliffen und darnach gerommelt oder mit Sandstrahl sauber geblasen. Sind an ihm Gräte vorhanden, die wegen der Form der Abgüsse zu schwierig durch Schleifen entfernt werden können, so müssen sie nach dem Tempern abgefeilt werden. Auch werden in dieser, von der Putzerei des harten Gusses zweckmäßig räumlich getrennten Feilerei und Richterei die durch das Glühen verzogenen Abgüsse wieder gerade gerichtet, sowie die Federn, Verstärkungs- und Abstandsleisten entfernt, die das Verziehen und Reißen der Stücke beim Tempern verhüten sollen.

Bei gewissen sperrigen Abgüssen, deren Verziehen sich beim Tempern nicht vermeiden läßt, kann es notwendig werden, besondere Gesenke — meistens genügt hierzu Grauguß — herzustellen, in welche die getemperten Stücke heiß hineingeschlagen werden. In Hohlkörper, deren Öffnungen sich bei geringer Wandstärke sehr leicht verziehen, müssen häufig Dorne eingepreßt werden, um genaue Abmessungen zu erhalten. Eine einfache Spindelpresse mit genügend starker Schwungkraft kann zu diesen Arbeiten sehr gute Dienste leisten.

Während das Nachrichten bei dünnwandigen Abgüssen in kaltem Zustand vorgenommen werden kann, müssen dickere Stücke entsprechend ihrer Wandstärke bis auf Dunkelrotglut erhitzt werden. Hierzu bedient man sich am zweckmäßigsten eines Muffelofens, während ein offenes Schmiedefeuer große Brennstoffverschwendung und eine ungünstige Beeinflussung des Gusses durch Kohlenstoff- und Schwefelaufnahme bedeutet. In Ermangelung eines Muffelofens kann das Erhitzen auch über einem Koks- oder besser Holzkohlenfeuer vorgenommen werden.

Auch an dieser Stelle sei besonders darauf hingewiesen, daß durch unsachgemäße Wärmebehandlung beim Richten schon viele Stücke verdorben worden sind. Ist bei größerer Wandstärke ein Erhitzen auf Dunkelrotglut unumgänglich nötig, so hat man scharf darauf zu achten, daß das Gußstück nicht länger als notwendig der Hitze ausgesetzt wird, daß es nicht zu hoch erhitzt wird und vor allem nicht zu rasch abkühlt. Ist letzteres doch der Fall, so entstehen Spannungen, die zu Rissen führen können; ferner neigt dann der Guß, hart und spröde zu werden, besonders wenn er nicht stark entkohlt worden ist. Letztere Gefahr wird naturgemäß mit zunehmender Wandstärke und erhöhtem Gehalt an Temperkohle größer, da diese beim Wiedererhitzen in Lösung geht und beim raschen Abkühlen im gebundenen, härtenden Zustande verbleibt¹⁾. Eine Erhitzung auf Glühtemperatur ist daher bei Schwarzguß überhaupt ganz zu vermeiden.

Hat die Gießerei laufend Abgüsse herzustellen, die rotwarm gerichtet werden müssen, so ist es ratsam, die gerichteten Stücke in eigens dafür gebauten Kühlöfen langsam erkalten zu lassen. Die Kosten dafür werden durch die nachfolgende leichtere Bearbeitbarkeit ausgeglichen. Ein Notbehelf ist es, die erhitzten Abgüsse mit trockenem Sand zu bedecken, wodurch sie langsamer als an der freien Luft abkühlen und keinem gefährlichen Luftzug ausgesetzt sind.

Von der genannten Eigenschaft der Temperkohle, sich beim Wiedererhitzen der Abgüsse auf Rotglut in dem Eisen zu lösen, wird hin und wieder absichtlich Gebrauch gemacht, um den Guß zu veredeln. Die Amerikaner gehen dabei so weit, daß sie für billige Waren die Arbeitsflächen durch Abschrecken in Öl härten; z. B. die Schneiden von Scheren und Äxten, Hammerbahnen, Bremsbacken und andere Teile, die einem starken Verschleiß ausgesetzt sind²⁾. Durch Erhitzen von Schwarzguß auf eine

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 265.

²⁾ Stahleisen 1923. S. 1166.

Glühtemperatur von etwa 800° während 15–30 Minuten und normales Abkühlen an der Luft wurde die Zugfestigkeit des unbehandelten Gusses von 36 kg/mm^2 auf $45\text{--}60 \text{ kg/mm}^2$ erhöht, allerdings auf Kosten der Dehnung, die hierdurch von etwa 12% auf $5\text{--}3\%$ erniedrigt wurde¹⁾. Da der normale Schwarzguß sehr weich ist, also eine geringe Verschleißfestigkeit besitzt, so kann dieses Vergütungsverfahren dazu benutzt werden, um ihm eine größere Härte und Festigkeit zu geben.

Eine weitere Vergütung kommt für Schwarzguß dann in Frage, wenn er verzinkt werden muß, da er ohne eine solche durch die Erhitzung beim Feuerverzinken spröde wird. Nach amerikanischen Forschungen²⁾ sinkt die Schlagfestigkeit des Tempergusses durch Abschrecken nach einer Erhitzung auf $250\text{--}550^{\circ}$ sehr stark, während sie nach dem Abschrecken aus Temperaturen von $600\text{--}750^{\circ}$ um 50% höher lag als bei dem unbehandelten Guß, wie aus Abb. 426 ersichtlich ist. Da nun das Feuerverzinken gerade bei der gefährlichen Temperatur von etwa 500° durchgeführt werden muß, so kann als Gegenmittel gegen das Sprödewerden des verzinkten Gusses ein vorheriges Abschrecken aus einer Temperatur von 650° benützt werden. Dieses in Amerika patentierte Verfahren wird in einem fortlaufend betriebenen Drehrohrofen durchgeführt, der in Abb. 427 wiedergegeben ist. Der Ofen wird durch einen axial angebrachten Brenner beheizt, der in 1 Stunde 36 l Heizöl verbraucht; die Ofenleistung beträgt 1 t in 1 Stunde. Das Verfahren wird von einer amerikanischen Gießerei auf ihre gesamte Tempergußerzeugung von 8000 t im Jahr angewendet, und zwar auch für solchen Temperguß, der nicht verzinkt wird, aber durch diese Wärmebehandlung eine größere Gleichmäßigkeit und leichtere Bearbeitbarkeit erhält.

Manche Verbraucher von Temperguß schreiben vor, daß er „härtbar“ ist³⁾. Dies kann Temperguß natürlich nur dann sein, wenn er — ebenso wie Stahl — einen gewissen Gehalt an gebundenem Kohlenstoff besitzt; andernfalls nimmt er durch Abschrecken aus Rotglut in Öl oder Wasser keine Härte an. Da die äußersten Oberflächenschichten von jedem weißen Temperguß, sowie dünne Abgüsse über den ganzen Querschnitt stark entkohlt sind, so müssen sie, um „härtbar“ zu sein, durch rückkohlende Glühung im Einsatz an der Oberfläche härtbar vorgerichtet werden. Die gekohlte Oberfläche darf natürlich nicht durch nachträgliche Bearbeitung wieder entfernt werden. Andererseits kann es vorkommen, daß dickere Abgüsse nach der Bearbeitung durch die Entfernung der kohlenstoffarmen Oberfläche ohne weiteres durch und durch härtbar sind. Wenn auch bis jetzt im Maschinenbau von dieser Möglichkeit des Härtens von Temperguß nur wenig Gebrauch gemacht wird, so sei doch

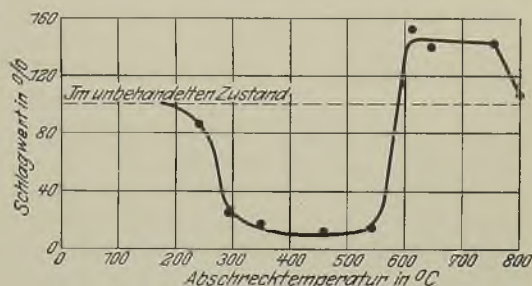


Abb. 426. Abhängigkeit der Schlagfestigkeit von der Abschrecktemperatur.

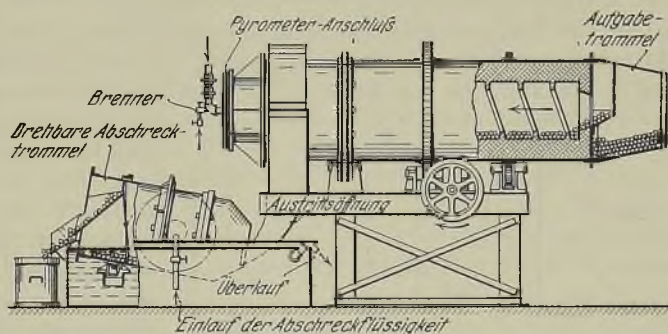


Abb. 427. Drehbarer Glühofen mit Abschreckvorrichtung.

an. Da die äußersten Oberflächenschichten von jedem weißen Temperguß, sowie dünne Abgüsse über den ganzen Querschnitt stark entkohlt sind, so müssen sie, um „härtbar“ zu sein, durch rückkohlende Glühung im Einsatz an der Oberfläche härtbar vorgerichtet werden. Die gekohlte Oberfläche darf natürlich nicht durch nachträgliche Bearbeitung wieder entfernt werden. Andererseits kann es vorkommen, daß dickere Abgüsse nach der Bearbeitung durch die Entfernung der kohlenstoffarmen Oberfläche ohne weiteres durch und durch härtbar sind. Wenn auch bis jetzt im Maschinenbau von dieser Möglichkeit des Härtens von Temperguß nur wenig Gebrauch gemacht wird, so sei doch

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 261 u. ff.

²⁾ Iron Trade Rev. 1925. p. 383. Foundry 1925. p. 741, 1926. p. 212; Bericht Stahleisen 1926. S. 719.

³⁾ Die alten Lieferungsvorschriften für Temperguß der deutschen Marinewerft Wilhelmshaven, lauteten z. B.: „... Er soll ohne Anwendung von Zusatzmitteln lediglich durch Abkühlen aus dem rotwarmen Zustande durch und durch härtbar sein“.

darauf hingewiesen, daß die Frage, ob sich ein vorliegendes Stück härten läßt oder nicht, sehr leicht durch Polieren und Ätzen der betreffenden Stelle entscheiden läßt. Erscheint danach dem bloßen Auge starker Perlmutterglanz (infolge Perlits), so ist das Stück härter; fehlt dieser, so ist zu wenig gebundener Kohlenstoff zur Härtung vorhanden und der Abguß muß im Einsatz gekohlt werden.

Auf die Eigenschaft des Tempergusses mit schwarzer Bruchfläche, durch Abschrecken aus Rotglut hart zu werden, wurde schon oben (S. 480) hingewiesen.

Dem Fortschritt unserer Schweißtechnik entsprechend kann heute mancher Temperguß, der wegen einer Gasblase, eines Risses und dgl. als Ausschuß verworfen werden müßte, durch sachgemäßes Schweißen gerettet werden¹⁾. Hierbei sind jedoch folgende Gesichtspunkte streng zu beachten: Eine Schweißung am fertigen Gußstück wird so gut wie stets eine mehr oder weniger starke Härtung in der Nähe der Schweißstelle hervorrufen, es sei denn, daß es sich um sehr dünne Abgüsse handelt, die fast keinen Kohlenstoff mehr enthalten. Die Zähigkeit eines Tempergußstückes wird also an der geschweißten Stelle verringert und seine Bearbeitbarkeit beeinträchtigt. Liegt daher die Fehlstelle in einem besonders beanspruchten Querschnitt des Abgusses, so sollte sie nicht geschweißt werden; dagegen müßte jede andere Schweißung, besonders zur Beseitigung von Schönheitsfehlern, ohne weiteres zugelassen werden. Ohne jeden Einwand dürften sachgemäße Schweißungen ungetemperter Abgüsse sein, die durch Aufgießen, elektrisch oder autogen mit Hilfe von Schweißstäben aus Temperrohguß ausgeführt werden, da durch das nachfolgende Glühen jede Ungleichförmigkeit des Stückes an der Schweißstelle und die gefährlichen Spannungen wieder ausgeglichen werden.

Modellentwurf.

Der Eigenart der Herstellung des Tempergusses entsprechend sind beim Entwurf von Modellen für diese Gußart gewisse Regeln zu beachten. Durch eine innige Zusammenarbeit von Zeichner und Gießer können viel Ärger, Ausschuß und Kosten gespart werden. Handelt es sich um weißen Temperguß, so liegt die günstigste Wandstärke der Abgüsse bei 6–12 mm, da die Entkohlung durch Glühfrischen mit zunehmender Wandstärke

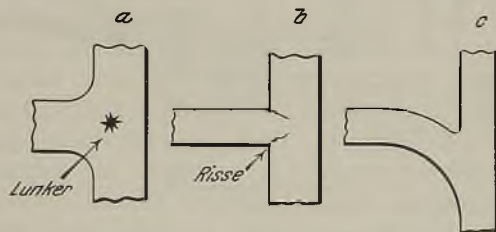


Abb. 428. a Lunker wegen zu großer Hohlkehle. b Risse wegen scharfer Ecken. c Allmähliche Übergänge, gleichmäßige Wandstärke.

immer schwieriger und teurer wird. Daher sind kreisrunde und quadratische Querschnitte möglichst zu vermeiden und besser langgestreckt rechteckige oder T-, H-, U- und + förmige Querschnitte zu verwenden. Bei schwarzem Temperguß dagegen ist die Form des Querschnittes ohne Einfluß auf die Glühung; die Modelle für diese Gußart können beliebige Querschnittsform erhalten. Bei sehr großen Wandstärken (z. B. 40 mm und darüber) kann allerdings die Gefahr eintreten, im Innern des Rohgusses zu starke

Graphitausscheidungen zu bekommen, welche die Festigkeit und Zähigkeit zu sehr beeinträchtigen. Diesem Übel kann durch entsprechende Berechnung der Rohgußgattung begegnet werden.

Schroffe Querschnittsänderungen und Stoffanhäufungen sind unter allen Umständen so gut wie irgend möglich zu vermeiden, da bei weißem Temperguß das gleichmäßige Glühfrischen dünner und dicker Wandungen praktisch nicht möglich ist, und da andererseits die Neigung zu Lunkern inmitten von Stoffanhäufungen durch teures Formen und Gießen mit Hilfe von Saugmasseln oder Abschreckplättchen bekämpft werden muß. Aus diesem Grunde sind auch allzu große Hohlkehlen zu vermeiden, da sonst, wie dies auf Abb. 428a angedeutet ist, im Innern dieser Stellen Lunker

¹⁾ Siehe auch S. 623.

auftreten. Würden solche Übergänge nach Abb. 428b scharfkantig angesetzt werden, so würden in den scharfen Ecken zu leicht Risse entstehen; Ansätze sind also in möglichst schlanker Form auszuführen, wofür Abb. 428c ein einfaches Beispiel gibt.

Auf das Verziehen sperriger Abgüsse, wie Gehäuse, Hauben, gabelförmige Teile und dgl. durch das lange Glühen ist beim Modellentwurf Rücksicht zu nehmen. Um dieses Verziehen möglichst zu vermeiden, müssen nötigenfalls die Teile der Modelle, die diesem Übel am stärksten ausgesetzt sind, durch Abstandsleisten miteinander verbunden werden, die man nach erfolgtem Glühen durch Absagen entfernt. Einen derartigen Abguß mit mehreren Verbindungsleisten gibt Abb. 429 wieder¹⁾.

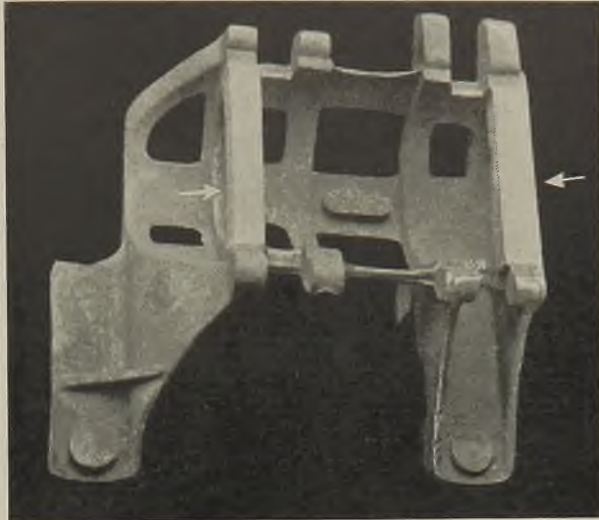


Abb. 429. Abguß mit Versteifungsleisten gegen Verziehen beim Glühen.

Anwendungsgebiete des Tempergusses.

Die Arten des Tempergusses finden entsprechend ihren besonderen Eigenschaften verschiedenerlei Anwendung. Nach dem Vorschlag für die Normung von Temperguß²⁾ unterscheidet man:

Handelsüblichen Temperguß mit mindestens	32 kg/mm ² und 2%	Dehnung
Hochwertigen weißen Temperguß mit mindestens	38 „ „ 4%	„
Hochwertigen schwarzen Temperguß mit mindestens	35 „ „ 9%	„

Der handelsübliche Temperguß findet in Deutschland fast ausschließlich als weißer Guß die ausgedehnteste Anwendung zu allen möglichen kleinen, dünnwandigen Teilen im Kleinmaschinenbau mit kleinen Stückgewichten herab bis auf wenige Gramm zu Hebeln, Rädchen, Schraubenschlüsseln, Unterlagscheiben, Stellringen, Verschraubungen, ferner zu Schloß-, Gewehr- und Fahrradteilen, zu Beschlägen von Fenstern, Türen, Wagen, zu Riemenverbindern, Faß-Spundbüchsen, Schnallen, zu Werkzeugen, wie Drehherze, Autoheber, Schraubzwingen und vielem anderen mehr. Bei allen diesen Stücken ist das Haupterfordernis, das an sie gestellt wird, Weichheit und ein gewisses Maß von Zähigkeit (Biegefähigkeit), während die Zugfestigkeit von keiner großen Bedeutung ist.

Der hochwertige weiße Temperguß hat mit zunehmender Wandstärke einen immer größer werdenden Gehalt an gebundenem Kohlenstoff; er kommt besonders für solche Abgüsse in Betracht, die auf starken Zug und Verschleiß beansprucht werden. Dies sind beispielsweise mittelschwere Teile des allgemeinen Maschinenbaues und der Elektroindustrie im hauptsächlichen Stückgewicht von 0,5–5 kg wie Zahnräder, Hebel, Gestelle, Stützen, Treib- und Stahlbolzenketten, Isolatorenkappen und dgl. Überhaupt sollten alle hochbeanspruchten Teile, wie sie im Motoren-, Automobil- und Landmaschinenbau in großen Massen gebraucht werden, stets aus hochwertigem und nicht aus dem handelsüblichen, d. h. gewöhnlichen Temperguß hergestellt werden.

Ein weiteres Anwendungsgebiet verdankt der Temperguß dem Umstand, daß er am wenigsten von allen unlegierten Eisenwerkstoffen zum Rosten neigt, da seine Oberfläche

¹⁾ Auf einige weitere Gesichtspunkte bezüglich Tempergußmodelle wurde in dem Abschnitt „Formerei“ auf S. 458 hingewiesen.

²⁾ Siehe Gieß. 1928. S. 145/148, 248/250.

nur aus einer Kristallart, dem Ferrit, besteht, und daher frei von örtlichen Potentialunterschieden ist, die sonst die elektrolytische Korrosion begünstigen. So werden Rohrverbindungstücke (Fittings) verschiedenartigster Abmessungen in großen Mengen hergestellt, ferner Becher, der Witterung ausgesetzte Gußteile für den Signalbau und dgl.

Da der Temperguß als phosphorarmes Eisen verhältnismäßig feuerbeständig ist, wird er auch zu Glühgefäßen, Härtetöpfen, Blei- und Zinkschmelzkesseln und Abgüssen für ähnliche Zwecke verwendet; die Temperglühtöpfe stellen vielfach nichts anderes dar als guten Temperrohguß.

Der hochwertige schwarze Temperguß amerikanischer Art zeichnet sich aus durch ein Höchstmaß von Weichheit, leichter Bearbeitbarkeit und Zähigkeit, während seine Zug- und Verschleißfestigkeit im allgemeinen nicht so groß ist wie beim weißen Temperguß, und zwar besitzt er diese guten Eigenschaften auch bei dicken Wandungen, also unabhängig von der Form und Größe des Querschnittes. Ferner besitzt der Schwarzguß für gewisse Zwecke die besten magnetischen Eigenschaften, nämlich die geringste Koerzitivkraft bei guter Permeabilität, was ihn für gewisse Teile magnetelektrischer Maschinen besonders geeignet macht. Mancher Anwendung des Schwarzgusses kann es hinderlich sein, daß er bei Glühhitze rasch seine Zähigkeit verliert; er sollte also nicht zu solchen Stücken verwendet werden, die stark erhitzt, geschweißt oder geschmiedet werden müssen. Andererseits wird die Eigenschaft der Härtbarkeit des Schwarzgusses durch Abschrecken aus Rotglut dazu benutzt, um Werkzeuge mit gehärteten Arbeitsflächen, wie Hämmer, Fallbären, Schraubenschlüssel, Schraubstöcke und dgl., daraus herzustellen.

Endlich sei noch erwähnt, daß auch der Temperrohguß mancherlei Anwendung zu Stücken findet, bei denen größte, durch den ganzen Querschnitt durchgehende Härte erwünscht ist, wie bei Rohrleitungstücken und Düsen für Sandstrahlgebläse, Schleifbacken, Schlagstiften, Mahlscheiben für Schrottmühlen und Einlagen zu allerhand Zerkleinerungszwecken. Auch der helle Klang des Temperrohgusses erschloß ihm ein Anwendungsgebiet: die Herstellung von Signalglocken, die sich gleichzeitig durch ihre Billigkeit auszeichnen.

Literatur.

- Moldenke, R.: The Production of malleable Castings. Foundry 1908. p. 257. 1909. p. 210. Bericht Stahleisen 1909. S. 593.
- Schömann, E.: Moderne Tempergießerei. Stahleisen 1909. S. 593.
- Lamla, M.: Die Herstellung des schmiedbaren Gusses in Theorie und Praxis. Gieß.-Zg. 1911. S. 197, 268, 300, 336, 408, 498, 530, 565, 631, 664, 687, 724, 649.
- Skamel, E.: Glühen und Glühöfen in Temper- und Stahlgießereien. Gieß.-Zg. 1913. S. 729.
- Erbreich, F.: Der schmiedbare Guß. Stahleisen 1915. S. 549, 652, 773.
- Durrer, R.: Bericht über die verschiedenen Erzeugungsarten von schmiedbarem Guß. Stahleisen 1917. S. 882.
- Diller, E. H.: Anneal Malleable in Tunnel Kiln. Foundry 1920. p. 638. Bericht Stahleisen 1921. S. 583.
- Schwartz, H. A.: The Triple Process of Making Electric Furnace Malleable. Transaction Amer. Foundrym. Assoc. Vol. 29, p. 342.
- — Malleable made by Triple Process. Foundry 1920. p. 815. Bericht Stahleisen 1921. S. 123.
- Merick, A. W.: The Refining of Cupola Malleable Iron in the Electric Furnace. Transact. Amer. Foundrym. Assoc. Vol. 28, p. 322. Bericht Stahleisen 1920. S. 299.
- Vogl, H.: Die Eignung des Elektroofens zur Herstellung von Stahlwerkskokillen und Temperguß. Mitt. KW. Inst. f. Eisenf. 1922. H. 2. S. 77.
- Touceda, E.: Making Malleable Castings. Foundry 1922. p. 588, 622, 676.
- Stotz, R.: Aus der Formertechnik des Tempergusses. Gieß.-Zg. 1922. S. 1.
- Felton, S. J.: Die Erzeugung von Temperguß in kleinen Mengen. Foundry 1923. p. 672. Bericht Stahleisen 1923. S. 1165.
- Dobson, D. J.: Melts with Oil in Air Furnace. Foundry 1923. p. 436.
- Landschoot, A. V.: Burning Oil in the Air Furnace. Foundry 1923. p. 862. Bericht Stahleisen 1923. S. 1372 und Gieß.-Zg. 1924. S. 464.
- Dressler, Ph.: The Adaption of the Continous Muffle Annealing Furnace in the Malleable Iron Industry. Transact. Amer. Foundrym. Assoc. April 1923. Bericht Stahleisen 1923. p. 1165.
- Schwartz, H. A.: American Malleable Cast. Cleveland (Ohio) 1922; auszugsweise Stahleisen 1924. S. 333.

- Mayne, B. R. and C. Joseph: Use Oil in Malleable Furnace. Foundry 1924. p. 472.
- Oberhoffer, P. und E. Zingg: Über die Schalenbildung beim Temperprozeß. Stahleisen 1924. S. 1197.
- Stotz, R. und Fr. Henfling: Die Schwindung und Glühausehnung von Temperguß. Stahleisen 1925. S. 2137/2147.
- Zankl, A.: Betriebserfahrungen mit dem Ölofen in der Tempergießerei. Gieß.-Zg. 1927. S. 35.
— Die Gasbeheizung der Temperöfen. Gieß.-Zg. 1925. S. 381.
- Schneider, W.: Aus der Praxis der Tempergußerzeugung. Gieß.-Zg. 1925. S. 521.
- Hathaway, W.: Malleable Furnace fired with pulverized Coal. Foundry 1925. S. 824.
- Wilkinson, D.: Malleable Cast Iron. Foundry Trade J. 1925, p. 28. Bericht Stahleisen 1925. S. 1485.
- Piwowsky, E.: Die thermische Schmelzbehandlung und ihre Anwendung auf den Temperguß. Stahleisen 1925. S. 2001.
- Emmel, K.: Niedrig gekohltes Gußeisen als Kuppelofenerzeugnis. Stahleisen 1925. S. 1466.
- Wilkinson, D.: Discuss Cupola Malleable. Foundry 1926. p. 102.
- Bremer, E.: Vermeidung des Sprödewerdens von Temperguß. Foundry 1926. p. 212. Bericht Stahleisen 1926. S. 719.
- Pat Dwyer: Verwendung von Kohlenstaub in der Tempergießerei. Foundry 1926. p. 666.
- Genwo, R.: Betriebserfahrungen mit einem Elektroofen im Gießereibetrieb. Stahleisen 1926. S. 1697.
- Bardenheuer, P.: Die Abscheidung des elementaren Kohlenstoffes in grauem Gußeisen und Temperguß. Gieß.-Zg. 1927. S. 365.
- Jungbluth, H.: Über Grauguß und Schwarzguß für Erntemaschinen. Stahl und Eisen als Werkstoff (Vorträge Werkstofftagung 1927). Bd. 3. Verlag Stahleisen 1928. S. 45/51; vgl. Stahleisen 1927. S. 2175/2176.
- Stotz, R.: Temperguß im allgemeinen Maschinenbau. Desgl. Bd. 3. S. 76/80; vgl. Stahleisen 1927. S. 2181/2182.
- Beckmann: Über Kohlenstaubfeuerungen unter besonderer Berücksichtigung ihrer Anwendung bei Gießereiöfen. Gieß.-Zg. 1928. S. 2.
- Quadrat, Ot. und Jos. Koritta: Über den schwarzen Kern des Tempergusses. Gieß. 1927. S. 849/854, 865/870.
- Gilmore, L. E.: Der Schwefel- und Mangangehalt im Temperguß. Foundry 1927. p. 734/735.
- Guedras, M.: Der Temperguß. Rev. Fonderie Mod. 1927. p. 30/32, 58/61, 185/190, 210/213, 375/376, 443/447; 1928. p. 7/14, 27/29.
- Stotz, Rud.: Über die magnetischen Eigenschaften von Temperguß. E.T.Z. 1927. S. 876/879.
— Die Festigkeitseigenschaften von Temperguß. Gieß. 1928. S. 145/148.
— Geänderte Vorschläge für die Normung von Temperguß. Gieß. 1928. S. 248/249.
- Hurren, F. H.: Tempergußeisen. Foundry Trade J. 1928. p. 301/302.
- Hruska, J. H.: Das Tempern in Tunnelöfen. Fuels Furn. 1928. p. 611/612.
- Henfling, Fr.: Über Schwindung und Glühausehnung beim Temperguß. Gieß. 1928. S. 534/541.
- Evans, W. T. and A. E. Peace: Temperguß. Foundry Trade J. 1928. Vol. 38. p. 423/436, 454/456, 478/481; Vol. 39. p. 24/25.

VIII. Die Gußputzerei.

Von

Professor Dipl.-Ing. U. Lohse.

Allgemeines.

Das Putzen des aus den Formen kommenden Gusses wurde noch bis vor nicht langer Zeit als notwendiges Übel empfunden, mit dem man sich abzufinden suchte, so gut es ging; man brachte die Putzerei infolge der untergeordneten Bedeutung, die man ihr zumaß, gewöhnlich auf dem Platz der Gießereianlage unter, wo sie am wenigsten im Wege war. Man verwies sie in die abgelegensten Winkel, damit man sie beim Gang durch die Anlagen möglichst nicht zu durchqueren brauchte, und erkor für sie Leute, die nichts weniger als zuverlässig genannt zu werden verdienten. Meist versahen das unsaubere Amt des Putzens invalide Former oder unbrauchbare Hofarbeiter, die sich bereit finden ließen, in diesen stauberfüllten Räumen mit mehr als primitiven Werkzeugen das Säubern der Gußstücke vorzunehmen.

Die Anforderungen, die die Abnehmer heutzutage an das Aussehen der Gießereierzeugnisse aus mancherlei Gründen stellen und stellen müssen, haben neben den Lohnverhältnissen und den auch im Gießereibetriebe mit Recht gesteigerten hygienischen Ansprüchen erst Wandel geschaffen. Mehr und mehr führte sich auch in der Putzerei die Maschine ein, die mit größerer Erzeugungsfähigkeit eine saubere Arbeit unter gleichzeitiger Verminderung der Arbeiterzahl verbindet. Die Maschinen wurden ferner mit Staubabsaugevorrichtungen verbunden, so daß die Putzereien neuzeitlicher Anlagen dem Arbeiter in reichem Maße Luft und Licht gewähren.

Besondere Anforderungen werden neuerdings an die Ausführung der zum Putzen verwendeten Maschinen und Einrichtungen durch die Einführung der fließenden Fertigung in den Gießereibetrieben gestellt¹⁾. Sie beziehen sich auf die Notwendigkeit, ein störungsfreies Arbeiten aller der Mechanismen zu gewährleisten, die in die Fließstrecke eingeschaltet werden, da eine länger dauernde Störung an einer Stelle ein Ausschalten der ganzen Arbeitsreihe zur Folge hat, was naturgemäß wiederum zu einer starken Behinderung der ganzen Fabrikation führen muß. In vielen Fällen verlangt die Fließarbeit außerdem bei der Anordnung der Maschinen ein Abweichen von der bisher üblichen, um sie einem durchlaufenden Transport der zu reinigenden Stücke anzupassen, bzw. sie zur Aufstellung an dem Fließband geeignet zu machen.

Die unter „Putzen“ zusammengefaßten Arbeitsvorgänge sind teils vorbereitender Natur, teils sind es Vollendungsarbeiten, durch die dem Gußstück die verlangte Sauberkeit der Oberfläche gegeben werden soll.

Sägen.

Die vorbereitenden Arbeiten bestehen im Beseitigen der Eingüsse, Steiger, verlorenen Köpfe und Gußnähte, im Ausstoßen der Kerneisen und Kerne, und im Entfernen des anhaftenden Formsandes von der Oberfläche der Stücke. Die Eingüsse und Steiger

¹⁾ Näheres vgl. Bd. IV.

werden, solange ihr Querschnitt das ohne Gefährdung des eigentlichen Gußstückes zuläßt, mit Handhämmern abgeschlagen; bei größeren Querschnitten und verlorenen Köpfen, vorzüglich bei Stahlguß, werden mit Vorteil Sägen zu ihrer Beseitigung verwendet, die, mit Transmissions- oder elektrischem Einzelantrieb versehen, von verschiedenen Firmen in mannigfacher Ausführung auf den Markt gebracht werden. Sehr

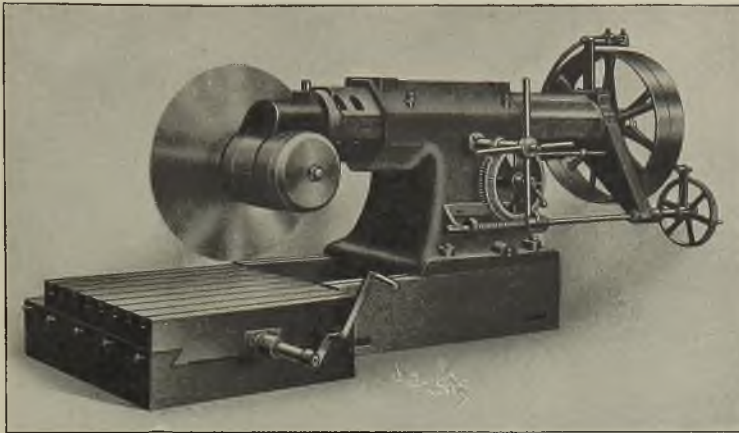


Abb. 430. Kaltkreissäge mit Transmissionsantrieb.

beliebt sind die Kaltkreissägen, von denen die Abb. 430—432 einige Beispiele¹⁾ zeigen. Die Maschinen sind auf einem Schlitten verschiebbar aufgestellt. Ihr Spindelstock besitzt eine doppelt gelagerte Antriebswelle und selbsttätigen Vorschub. Er ist so ausgiebig gelagert, daß ein gerader glatter Schnitt erzeugt wird. Bei Überlastung tritt zwecks

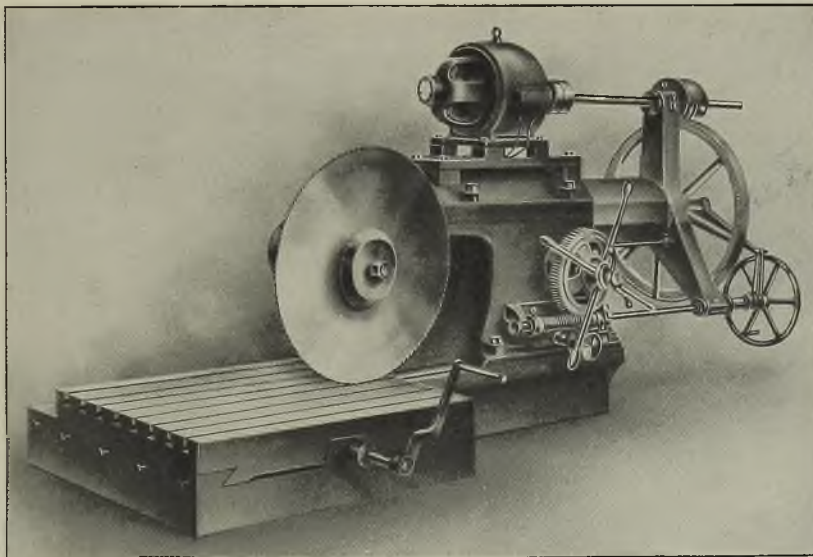


Abb. 431. Kaltkreissäge mit elektrischem Antrieb.

Schonung des Sägeblattes von selbst eine Regelung des Vorschubes ein. Nach beendetem Schnitt schaltet die Maschine von selbst stoßfrei aus, wodurch mehrere Sägen von einem Mann gleichzeitig bedient werden können. Der Kopf des die Säge tragenden Schlittens ist im ganzen Umkreis drehbar, so daß die Säge unter jedem beliebigen Winkel schneiden

¹⁾ Ausgeführt von Maschinenfabrik Gustav Wagner, Reutlingen.

kann. Die Aufspannplatte ist als Schlittensupport ausgebildet, wodurch ein leichtes, genaues Anstellen des Sägeschnittes ermöglicht wird.

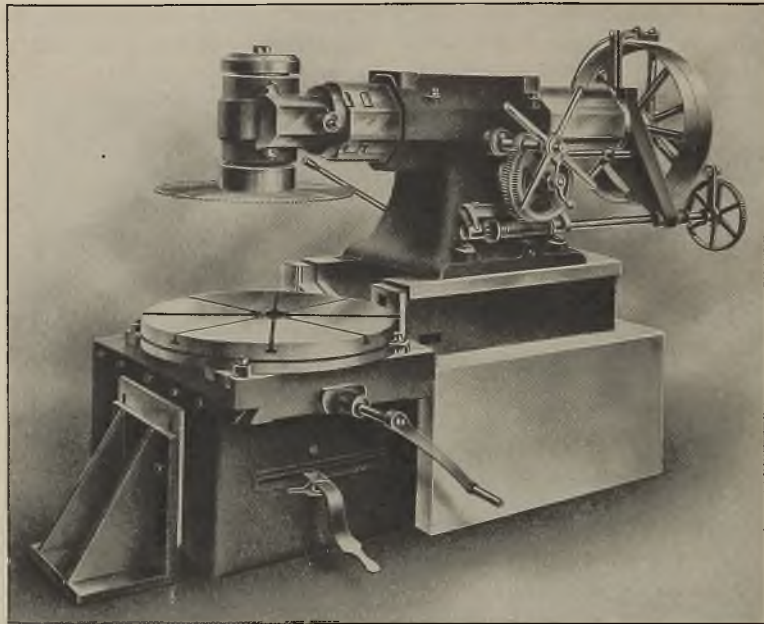


Abb. 432. Kaltkreissäge.

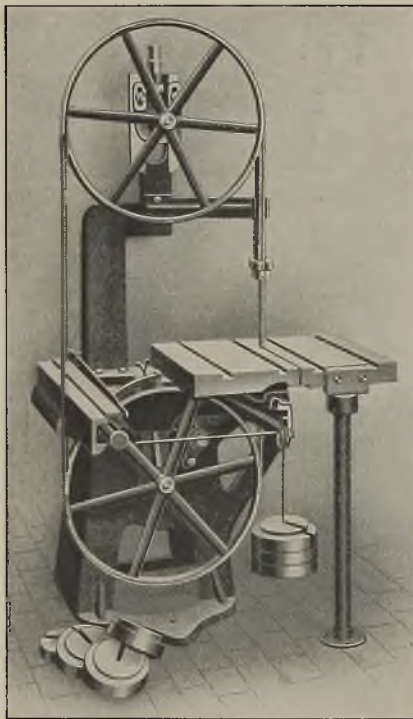


Abb. 433. Stahlbandsäge.

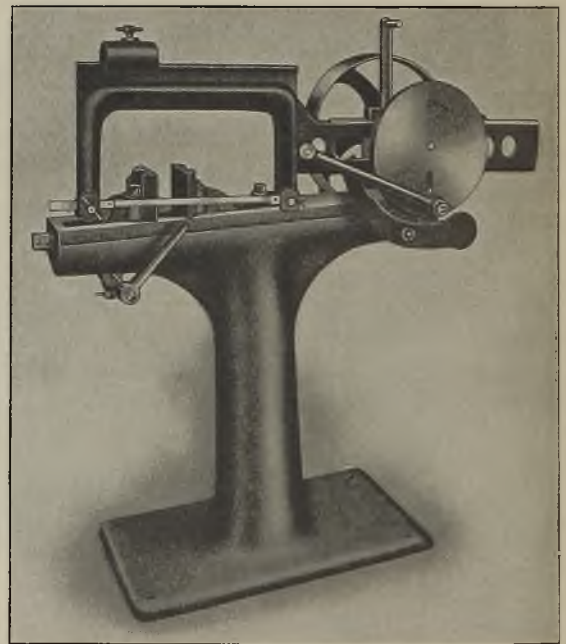


Abb. 434. Bogensäge.

Für kleinere und mittlere Stücke genügen Stahlbandsägen, die den Vorzug geringerer Anschaffungs- und Unterhaltungskosten haben. Nach Abb. 433 besteht die Bandsäge¹⁾

¹⁾ Ausgeführt von Fortuna-Werke Albert Hirth, Stuttgart-Cannstatt.

aus einem festen Unterteil mit Tisch und Antriebvorrichtung, sowie einem Oberteil, der in einer Kugelführung verschiebbar gelagert ist und die Laufrollen der Bandsäge trägt. Er führt auch die Vorschubbewegung beim Schneiden aus, wobei das Sägeblatt stets senkrecht bleibt. Erstere wird durch Gewichte reguliert und ist der Werkstoffhärte und dem Schneidquerschnitt anzupassen. Das Sägeband hat 1,25 mm Stärke und wird in einer Doppelführung gehalten, so daß saubere gerade Schnitte erzielt werden. Auch der Werkstoffverlust ist klein, da die größte Schnittbreite höchstens 1,5 mm beträgt. Ist der Schnitt fertig, so schaltet auch diese Sägenart von selbst aus. Der Antrieb erfolgt mittels Stufenvorgeleges, so daß die günstigste Schnittgeschwindigkeit entsprechend

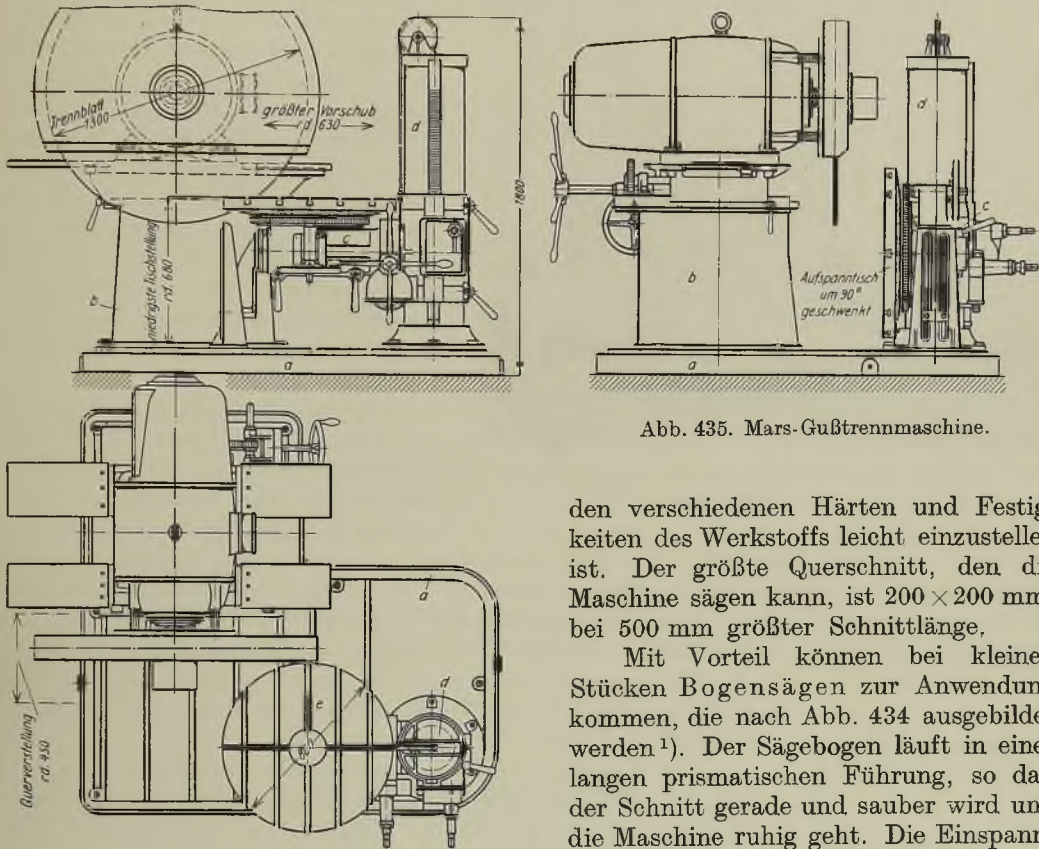


Abb. 435. Mars-Gußtrennmachine.

den verschiedenen Härten und Festigkeiten des Werkstoffs leicht einzustellen ist. Der größte Querschnitt, den die Maschine sägen kann, ist $200 \times 200 \text{ mm}^2$ bei 500 mm größter Schnittlänge.

Mit Vorteil können bei kleinen Stücken Bogensägen zur Anwendung kommen, die nach Abb. 434 ausgebildet werden¹⁾. Der Sägebogen läuft in einer langen prismatischen Führung, so daß der Schnitt gerade und sauber wird und die Maschine ruhig geht. Die Einspannvorrichtung ermöglicht durch Schräg-

stellen der Klemmbacken Gehrungsschnitte an Stücken bis 60 mm Stärke und bringt die Werkstücke genau in die Mitte der Schnittbewegung. Eine besonders zu liefernde Aufspannvorrichtung gestattet Gehrungsschnitte von 60—120 mm. Der Druck des Sägeblattes kann der Werkstoffhärte und dem zu schneidenden Querschnitt entsprechend eingestellt werden, auch die Schnittbewegung ist verstellbar, so daß das Sägeblatt auf seiner ganzen Länge ausgenutzt werden kann. Auch diese Maschine schaltet nach Beendigung des Schnittes von selbst aus. Sie schneidet Querschnitte bis zu $150 \times 150 \text{ mm}^2$ und benötigt etwa 0,2 PS. Die Maschine wird auch für Handantrieb mittels Kurbel oder für elektrischen Einzelbetrieb eingerichtet.

Wegen vielseitiger Verwendbarkeit, erheblicher Verkürzung der Schnittdauer und Sauberkeit des Schnittes selbst haben sich neuerdings die Mars-Gußtrennmaschinen²⁾, deren Aufbau in Abb. 435 u. 436 wiedergegeben ist, ausgezeichnet bewährt. Das Schneidverfahren beruht bei ihnen darauf, daß man eine schnell umlaufende, dünne

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

²⁾ Geliefert von Mars-Werke, A.-G., Nürnberg-Doos.

Stahlscheibe, deren Umfang nach Abb. 437 gestaltet ist, gegen das zu zerschneidende Werkstück preßt. Die dabei entstehende Reibung erzeugt so viel Wärme, daß die berührten Stoffteilchen zum Glühen kommen und herausgeschleudert werden. Die Trennscheibe ist aus einem besonderen Stahl hergestellt, genau zentrisch abgedreht und sauber plan geschliffen. Ihr Rand zeigt außer Kordierung und Verbreiterung in bestimmten Abständen

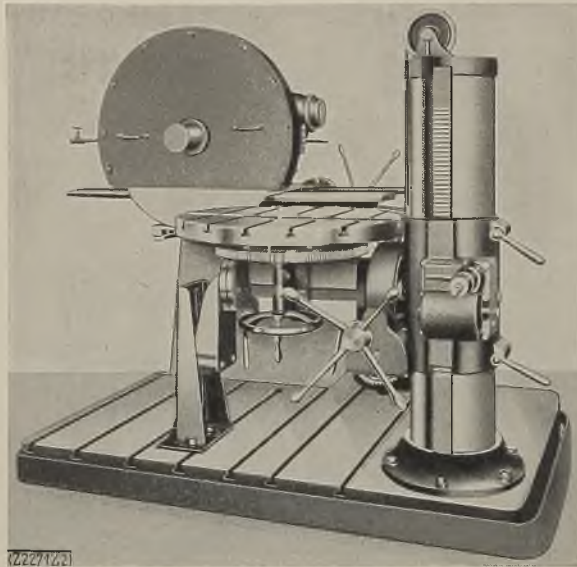


Abb. 436. Mars-Gußtrennschneidmaschine von 900 mm Scheibendurchmesser.

noch besondere Kerben von bestimmter Tiefe. Die Unterbrechung der Reibung durch die Kerben ist wegen des wärmetechnischen Verhaltens des Werkstoffs notwendig. Während Sandadern oder nicht selten besonders im Grauguß auftretende, harte Stellen den spanabhebenden Werkzeugen schädlich sind, ist die ungezähnte Trennscheibe ihnen gegenüber infolge ihrer Eigenart und ihrer hohen Umfangsgeschwindigkeit unempfindlich. Sie wirkt mehr in der Art einer Schmirgelscheibe, ist ihr aber insofern überlegen, als sie seitliche Beanspruchungen verträgt, während eine Schmirgelscheibe bei Auftreten solcher zerbricht.

Allerdings muß darauf geachtet werden, daß die Kerben am Umfang unversehrt bleiben. Sie nutzen sich der Stärke des behandelten Werkstücks entsprechend allmählich ab.

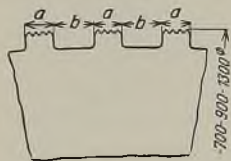


Abb. 437. Teil des Trennscheibenrandes.
a Riffelung, kennzeichnend für alle Mars-Trennscheiben. b Besondere Querkerben.

Wird ein stärkerer Abschleiß der Riefen bemerkbar, so müssen die Scheiben auf einer Kopfdrehbank abgedreht und mittels eines der Maschine beigegebenen besonderen Werkzeugs neu geriefelt werden. Je nach der Härte des zu behandelnden Werkstücks und dessen sonstigen Eigenschaften hat die Trennscheibe eine Lebensdauer von 500 bis 600 Arbeitstunden. Die Profile müssen immer so eingespannt werden, daß der Werkstücksquerschnitt der Trennscheibe eine möglichst kleine Reibungsfläche bietet.

Die Maschine wird für Trennscheibendurchmesser von 700, 900 und 1300 mm geliefert. Zur Kühlung der Scheibe wird in die sie umgebende Haube Wasser von 3—4 kg/cm² Druck eingespritzt. Es wird je nach der Scheibengröße in Mengen von 20—35 l/min gebraucht. Außerdem erzeugt die schnelllaufende Scheibe einen starken Luftstrom, der die kühlende Wirkung des Wasserstrahls unterstützt. Bei allen drei Größen ist der Aufbau der gleiche und aus Abb. 435 u. 436 ohne weiteres ersichtlich. Die Gußstücke werden auf dem runden Auslegertisch befestigt und mit ihm durch einfache Handgriffe in entsprechendem Winkel zum Trennblatt gebracht, worauf der auf einem Kreuzsupport befestigte Antriebsmotor gegen das Werkstück vorgeschoben wird. Der vielseitigen Verwendung wegen können Motor mit Trennscheibe und Werkstück miteinander vertauscht werden. Das ist besonders bei sperrigen Stücken zweckmäßig. Es wird in diesem Fall der Motor mit dem Rundtisch in die entsprechende Lage gebracht und das Werkstück vorgeschoben. Große Stücke können unmittelbar auf der Grundplatte befestigt werden, wobei der Motor mit der Scheibe je nach Art und Lage der zu schneidenden Teile auf dem Kreuzsupport oder dem Rundtisch befestigt und mit diesem an das Werkstück herangebracht wird. Da sowohl Werkzeug als auch Werkstück demnach um drei zueinander senkrechte Achsen bewegt werden können, ist jede beliebige

Einstellung im Raum möglich. Die Schnittleistungen der einzelnen Maschinengrößen an Rundstäben gemessen, sind in Zahlentafel 103 zusammengestellt.

Zahlentafel 103.
Schnittleistungen der Mars-Gußtrennmaschinen.

Stab- durchmesser mm	Kleines Modell Motor 20 PS		Mittleres Modell Motor 35 PS		Großes Modell Motor 60 PS	
	Grauguß sec	Stahlguß sec	Grauguß sec	Stahlguß sec	Grauguß sec	Stahlguß sec
25	10	7	6	4	—	—
30	15	10	8	6	—	—
40	27	16	15	12	—	—
50	42	25	20	15	—	—
60	60	36	30	25	—	—
65	70	45	35	30	—	—
70	80	—	—	—	—	—
75	—	—	52	40	—	—
85	—	—	65	60	—	—
95	—	—	75	70	50	35
100	—	—	85	80	60	40
120	—	—	—	—	90	65
140	—	—	—	—	120	90
150	—	—	—	—	—	110
160	—	—	—	—	160	—

Wichtig beim Trennen ist, daß weder ein zu schnelles noch zu langsames Schneiden erfolgt. Auf einem der Maschine beigegebenen Amperemeter ist ein roter Strich markiert, der die normale Belastung anzeigt, die während des Schneidens tunlichst einzuhalten ist. Sie soll nur während des Anschneidens unterschritten werden. Die obere Belastungsgrenze ist durch einen roten Zeiger gleichfalls angegeben. Bis zu ihr kann für kurze Zeit der Motor überlastet werden.

Bei sehr großen Stahlgußstücken, deren Beförderung und Aufspannen mit Schwierigkeiten verbunden ist, empfiehlt sich das Abschneiden der großen verlorenen Köpfe mittels Azetylen-Sauerstoff-, Wasserstoff-Sauerstoff-Flammen oder elektrischen Lichtbogens an Ort und Stelle¹⁾.

Preßluft­hämmer und -Meißel.

Erhebliche Schwierigkeiten bietet bisweilen das Entfernen großer harter Kerne mit ihren Kerneisen von Hand. Hier sind Preßluft­hämmer am Platze, etwa in der Anordnung der Abb. 438²⁾. In der Abbildung steht der Kolben a in seiner rechten Endstellung. Die bei b eintretende Preßluft, die durch den vom Ventil c freigegebenen Spalt in den linken Zylinderraum d getreten war, ist durch den nunmehr vom Kolben freigegebenen Spalt e entwichen. Dadurch wird ermöglicht, daß das Ventil c infolge des Überdrucks nach links gehen kann, so daß die Preßluft nunmehr in den Raum e eintritt und den Kolben nach links treibt, bis sie nach Überlaufen des Schlitzes f entweicht usw.

Der Hammer ist mit selbsttätigem Außendrall eingerichtet, der folgendermaßen wirkt. Der Schlagkolben g läuft mit schrägen Federn in entsprechenden Nuten der drehbaren Bohrhülse h und des mit der letzteren verbundenen Sperrades i, das durch kleine Sperrklinken k nur in einer Richtung drehbar ist. Geht der Kolben nach rechts, so erfolgt seine Bewegung geradlinig, da das Sperrrad jetzt durch die Klinken nicht festgehalten wird und sich mitdreht, und zwar wird es durch die Drallnuten um einige Zähne weiter gedreht. Nach erfolgtem Schlag, beim Rückgang des Kolbens, drehen die Kolbenfederrippen das Sperrrad im entgegengesetzten Sinne herum, da es an dem Drehen in dieser

¹⁾ Geeignete Brenner und Einrichtungen liefern u. a. die „Autogen“-Werke für autogene Schweißmethoden, G. m. b. H., Berlin SW 21, die Chemische Fabrik Griesheim-Elektron, Frankfurt a. M., und die Deutsche Oxyhydric, G. m. b. H., Düsseldorf-Eller.

²⁾ Ausgeführt von Deutsche Niles-Werkzeugmaschinenfabrik, Oberschöneweide-Berlin.

Richtung durch die kleinen Klinken *k* verhindert wird. Die mit dem Sperrrad verbundene Bohrhülse *h* dreht sich daher nach jedem Schlage um einige Millimeter. Durch diese sinn-

reiche Einrichtung ist ein Drehen des Hammers von Hand unnötig gemacht und die Arbeitsgeschwindigkeit des Hammers erheblich vergrößert. Der Hammer wiegt 14 kg und verbraucht in der Minute etwa 1,2—1,5 m³ angesaugte Luft.

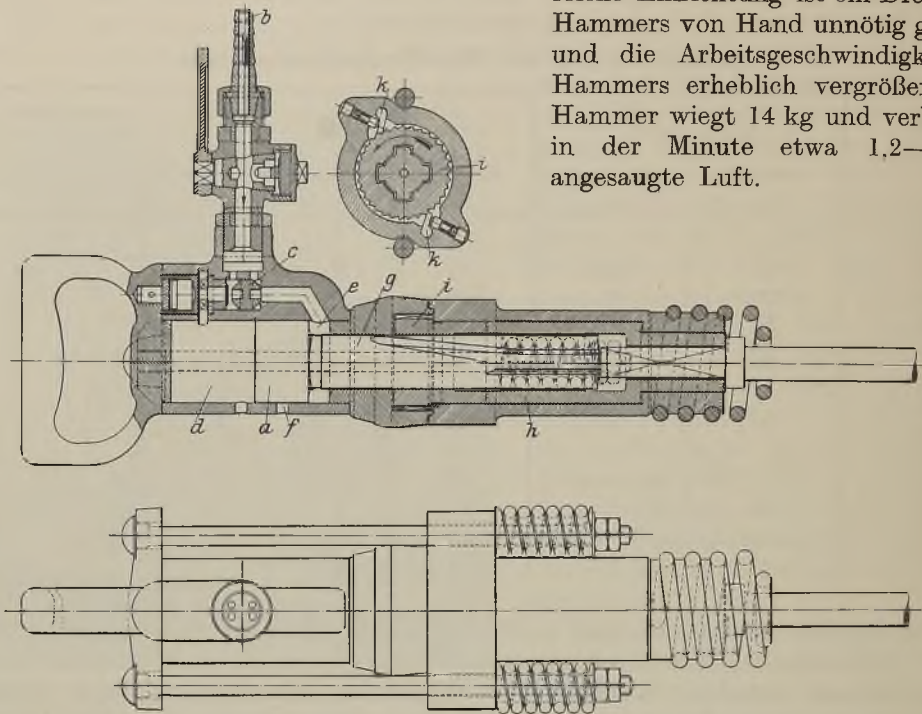


Abb. 438. Prebluft-Bohrhammer.

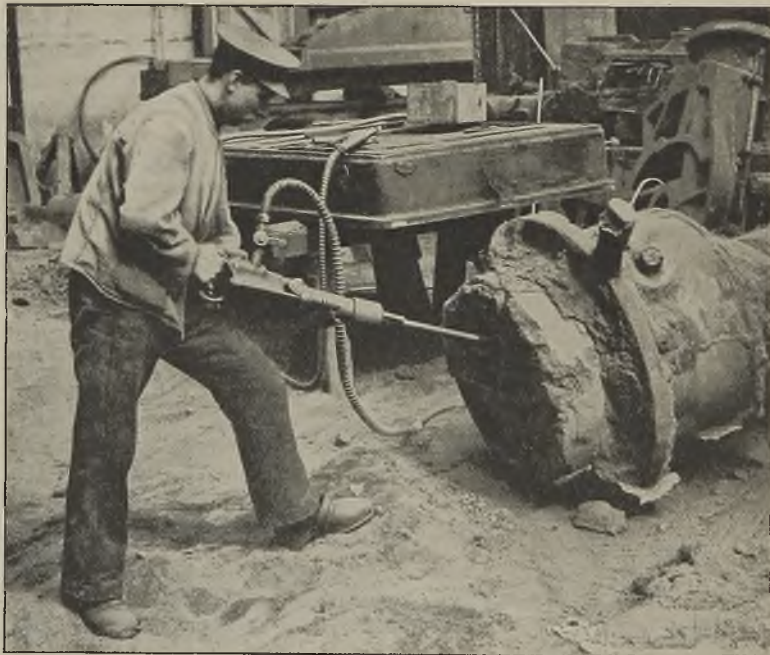


Abb. 439. Prebluft-Bohrhammer in Tätigkeit.

Abb. 439 zeigt einen solchen Bohrhammer in Benutzung beim Entfernen harter Kerne aus einem größeren Gußstück. Zum Beseitigen der Gußnähte und Eingußreste,

ferner zum Abmeißeln von Ansätzen und Unebenheiten und ähnlichen Arbeiten werden Preßluft-Meißelhämmer benutzt, von denen Abb. 440 eine Ausführung¹⁾ in drei verschiedenen Arbeitstellungen zeigt. Durch Niederdrücken des Daumenhebels H öffnet das Einlaßventil E den Zugang für die bei T aus der Schlauchleitung eintretende Luft, die bei der gezeichneten Stellung (Abb. 440 A) des Schlußventils V durch den Kanal a und den Hohlraum b im Handgriff und die Kanäle c und d in die innere Eindrehung des Ventils V und von hier durch die Bohrung e in Pfeilrichtung unter den Schlagkolben k tritt, wodurch letzterer nach oben geht. Die über dem Kolben befindliche Luft entweicht dabei so lange durch den Auspuffkanal f und die Löcher g im Griff, bis die obere Kolbenkante den Kanal f abschließt, worauf eine Kompression der über dem Kolben k noch befindlichen Luft eintritt. Steigt der Kompressionsdruck über den Druck der Frischluft, so wird, da ersterer auf die größere Steuerventilfläche wirkt, das Ventil V nach oben gedrückt, wobei es den Ring R in die obere Endlage mitnimmt (Abb. 440 B). Durch die Eindrehung h des Steuergehäuses tritt jetzt die Preßluft über den Kolben k, diesen nach unten bewegend, so daß die unter ihm vorhandene Preßluft durch den Kanal e, die Eindrehung des Ventils, den Auspuff i und die Grifföffnungen g entweicht. Sobald die Oberkante des Kolbens k bei dessen Abwärtsbewegung den Expansionskanal k freigibt, kann durch diese

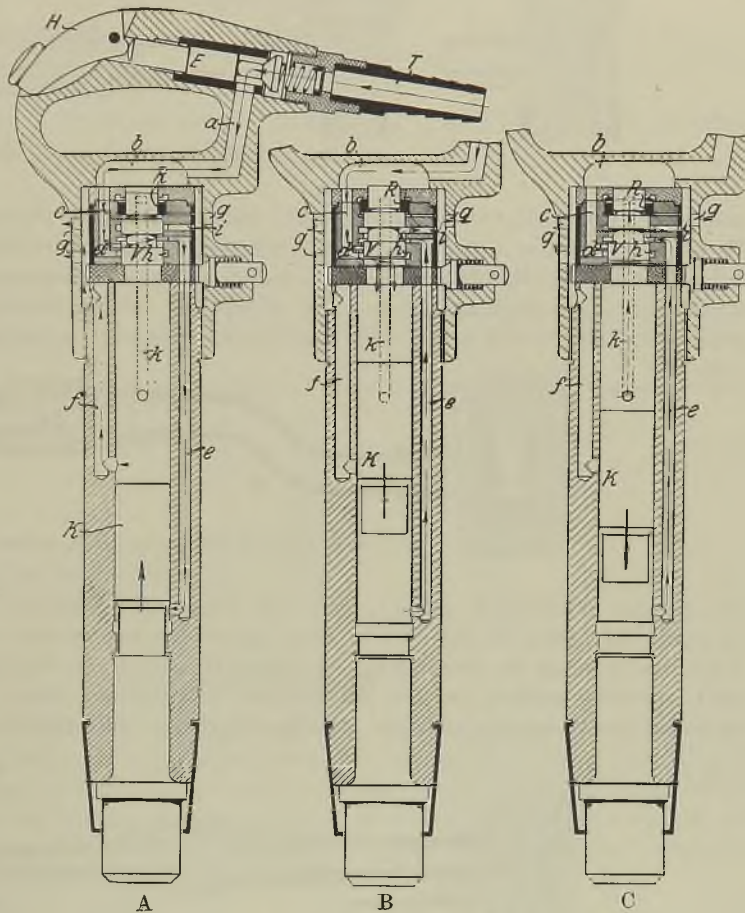


Abb. 440 A—C. Preßluft-Meißelhammer.

Preßluft aus dem Zylinder über die obere Fläche des Ringes R treten. Die Ringfläche zusammen mit der ständig unter Druck stehenden oberen Ventilfläche ist nun größer als die untere Ventilfläche. Daher werden Ring R und Ventil V soweit verschoben, bis der erstere in seine tiefste Lage kommt, wobei das Ventil seine unterste Stellung noch nicht erreicht, wohl aber die Eindrehung h (Abb. 440 C) abschließt, so daß keine Preßluft mehr in den Zylinder treten kann, auch nicht unter den Kolben, da ja d ebenfalls noch geschlossen ist. Der Luftauspuff unter dem Kolben kann dagegen nach wie vor erfolgen. Es findet infolgedessen nunmehr eine Expansion der über dem Kolben vorhandenen Luft statt, bis der Auspuffkanal f kurz vor dem Eintreten des Schlages geöffnet wird. Durch das hierdurch veranlaßte Sinken des Druckes wird die untere große Fläche des Steuerventils V entlastet, und letzteres wird durch den auf der oberen kleinen Fläche stehenden Frischdruck in seine tiefste Endlage geschoben, wobei der Ring R die eingenommene Lage beibehält, so daß jetzt ein neues Spiel beginnen kann (Abb. 440 A).

¹⁾ Ausgeführt von Frölich & Klüpfel, Maschinenfabrik, Barmen.

Derartige Meißelhämmer werden von verschiedenen deutschen Firmen in gleich guter Ausführung gebaut. Die Teile der Hämmer sind austauschbar nach Toleranzlehren hergestellt, so daß Ersatzteile, wenn nötig, ohne Schwierigkeit beschafft werden können. Die Zahlentafel 104 gibt eine Übersicht über Preßluft-Meißelhämmer, aus der weitere Einzelheiten entnommen werden können. Der übliche Betriebsdruck beträgt 7 at.

Zum Beseitigen von Sandkrusten u. dgl. werden außer leichten Preßluft-Hämmern vielfach Preßluft-Abklopfapparate mit oder ohne Staubabsaugung benutzt. Es



Abb. 441. Preßluft-Abklopfapparat.

sind dies, wie Abb. 441 erkennen läßt, kleine ventillose Hämmer, die nur einen kurzen Hub haben, da nur schwache Schläge angewendet werden sollen. Die Schlagzahl beträgt etwa 6000 in der Minute, während bei den Meißelhämmern nur 3000 minutliche Schläge üblich sind. Bei dem Abklopf nach Abb. 441¹⁾ ist der Schlagkolben zugleich als Werkzeug ausgebildet und nebst dem Gehäusemundstück verzahnt. Die Kolbenverzahnung,



Abb. 442. Preßluft-Abklopfapparat, andere Ausführung.

die auf das Werkstück schlägt, läßt sich leicht nachschleifen. Ist sie zu weit abgenutzt, so kann der kleine Kolben leicht ohne große Kosten ersetzt werden. Durch die Art der Verzahnung sowie die Anordnung des Auspuffs und der Luftkanäle, die nicht radial gebohrt sind, sondern seitlich an der Mittelachse vorbeigehen, wird eine Drehung des Kolbens während des Arbeitens bewirkt, gleichzeitig bläst die ausgeblasene Luft die abgeklopften

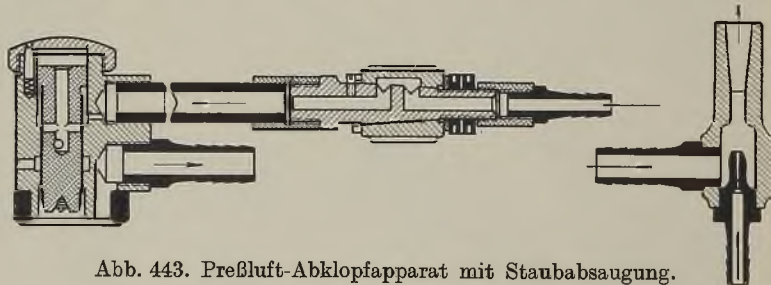


Abb. 443. Preßluft-Abklopfapparat mit Staubabsaugung.

Teile fort. Der Abklopf ist doppelt wirkend, denn durch den Rückstoß schlägt auch der Gehäusezahnkranz auf das Werkstück. Durch einen am Schaft angebrachten Konushahn wird die Zuführung der Preßluft geregelt. Das Werkzeug wiegt etwa 1,5 kg und benötigt 0,15 m³/min angesaugte Luft.

Abb. 442 zeigt eine andere Ausführung des Abklopfers²⁾. Die Hubbegrenzung des Kolbens erfolgt hier durch eine im Zylinderkopf befindliche Spiralfeder, und das Schaftrohr ist gekröpft, um ein bequemes Handhaben zu ermöglichen. Der Abklopf nach

¹⁾ Ausgeführt von Frankfurter Maschinenbau-A.-G. vorm. Pokorny & Wittekind, Frankfurt a. M.

²⁾ Ausgeführt von Deutsche Niles-Werkzeugmaschinenfabrik, Oberschöneweide bei Berlin.

Abb. 443¹⁾ ist mit Staubabsaugung versehen, die gerade in diesem Falle wegen des schädlichen Einflusses des abgeklopften Staubes auf die Atmungsorgane sehr wünschenswert ist. Durch einen in der Abbildung rechts ersichtlichen, mit Preßluft betriebenen Ejektor wird mittels eines zweiten Schlauches der entwickelte Staub unten am Werkzeug abgesaugt und ins Freie geblasen. Eine andere Lösung, die keiner besonderen Luft zur Absaugung bedarf, bietet die in Abb. 444 wiedergegebene Vorrichtung²⁾. Hier saugt die aus dem Werkzeug tretende Luft den Staub unten ab und bläst ihn fort. Dadurch ist gleichzeitig ein Aufwirbeln des abgeklopften Staubes durch die Auspuffluft erfolgreich vermieden.

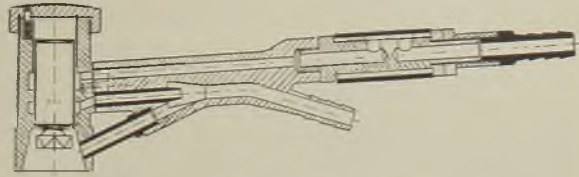


Abb. 444. Preßluft-Abklopfapparat, andere Ausführung.

Zahlentafel 104.

Preßluft-Meißelhämmer.

Verwendungszweck	Gezante Länge	Luftbedarf (freie, angesaugte Luft)	Gewicht
	mm	m ³ /min	etwa kg
Schwerste Meißelarbeiten	460	0,5	6,5
	470	0,45	6
Schwere Meißelarbeiten	360	0,4	5,5
	310	0,35	5
Mittlere Meißelarbeiten	260	0,30	4,5
	270	0,25	4
Leichte Meißelarbeiten	280	0,22	3,5
	255	0,2	3
Ganz leichte Meißelarbeit (besonders leichte Modelle, zur Bearbeitung ganz feiner Gußstücke)	240	0,3	2,5

Schleifmaschinen.

Gräte, Eingußstellen, Unebenheiten und sonstige Schönheitsfehler an Gußstücken beseitigt man am besten mittels Schleifscheiben, die, entsprechend der Vielseitigkeit der mit ihnen vorzunehmenden Arbeiten, in verschiedenster Weise mit Maschinengestellen und Antriebvorrichtungen verbunden werden. Als Schleifmittel zur Anfertigung der Schleifscheiben kommen vorzugsweise die natürlichen, tonerdehaltigen, wie Schmirgel und Korund, sowie die künstlichen, Siliziumkarbide, in Betracht³⁾.

¹⁾ Ausgeführt von Frankfurter Maschinenbau-A.-G. vorm. Pokorny & Wittekind, Frankfurt a. M.

²⁾ Ausgeführt von Frölich & Klüpfel, Maschinenfabrik, Barmen.

³⁾ Schmirgel (von *σμιρίτζω* „ich schleife“) ist ein dunkelbraungraues Gestein, das vorwiegend auf der Insel Naxos und in Kleinasien vorkommt. Es besteht bis zu etwa 50% aus Korund, und ist weiter aus Margarit, Magneteisenstein, Chlorit, Turmalin und anderen wechselnden Beimengungen zusammengesetzt.

Korund ist reine kristallisierte Tonerde (Al_2O_3). Die Korundsteine werden zu Schleifzwecken mit wenigen Prozenten nicht schleifender Bestandteile **vermengt**. Vollkommen reine Korunde sind Edelsteine (Rubin, Saphir), deren Anwendung für den gedachten Zweck zu kostspielig wäre.

Siliziumkarbid, Karborundum, ist eine chemische Verbindung von Kohlenstoff und Silizium, SiC. Es wird von der Amerikanischen Carborundum Comp., Niagara-Falls N. Y., im elektrischen Ofen bei etwa 3000° aus Kohle bzw. Koks, Quarzsand und Salz gewonnen. Durch Beigabe von Sägespänen oder Kork wird die Masse porös bzw. gasdurchlässig gemacht.

Die Herstellung der Schleifscheiben erfolgt durch Zusammenfügen der in verschiedene Körnungen zermahlenden Schleifmittel mittels eines Bindemittels in Formen unter einem bestimmten Druck. Die frischen Scheiben machen dann ein Erhärtungsverfahren durch; sie werden je nach dem gewählten Bindemittel getrocknet, vulkanisiert, oder gebrannt. Als Bindemittel kommen dabei mineralische: Magnesit und Zement, silikathaltige: Wasserglas, vegetabilische: Gummi, Schellack, Harz, Öl, und keramische: Ton, in Frage.

Zum Schleifen von harten und spröden Stoffen wie Gußeisen, Hartguß usw. wählt man am besten Siliziumkarbid, während die Korunde sich mehr für zähen, weichen Werkstoff eignen, wobei man für allgemeine Schleifarbeiten mineralische und silikathaltige Bindungen, für Sonderscheiben vegetabilische und keramische wählen soll. Die Härte der Scheibe hängt von der Härte der Bindung und ihrer Pressung, nicht von der Härte des Schleifmittels ab, es ist demnach bei der Wahl der Schleifscheibe auf den zu schleifenden Stoff Rücksicht zu nehmen, also darauf ob Hartguß, Gußeisen, Stahl- oder Temperguß geschliffen werden soll. Dabei ist es außerdem nicht gleichgültig, ob freihändig oder auf Support geschliffen wird, und ob die Zuführung gegen die Scheibe von Hand oder selbsttätig erfolgt.

Im allgemeinen sollen für weiche Stoffe harte, für harte Stoffe weiche Scheiben gewählt werden, also für Kanten- und Gradschliff weichere Scheiben; außerdem ist

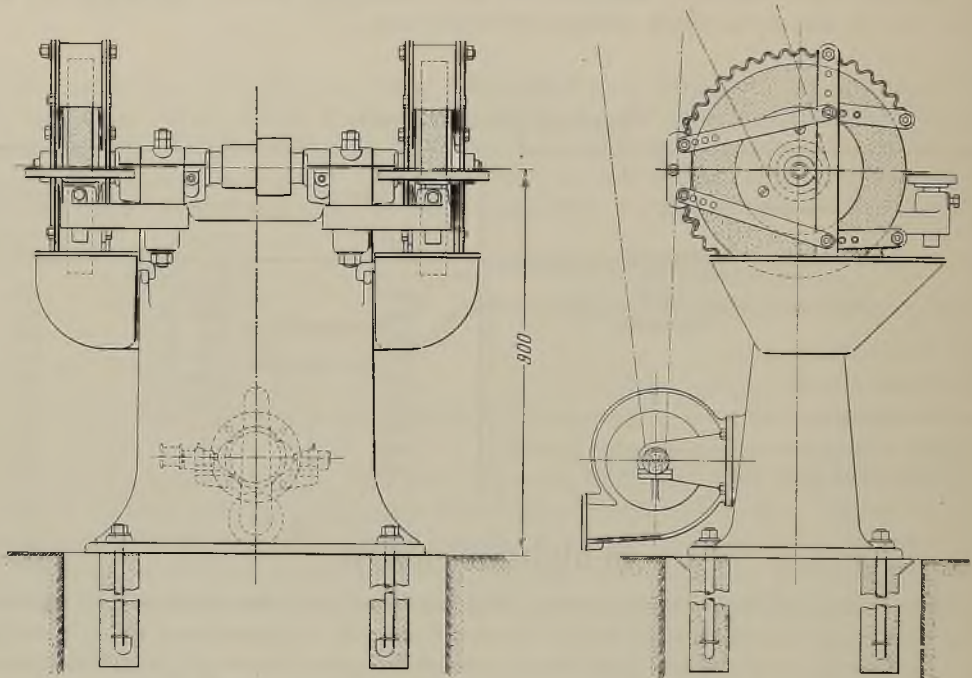


Abb. 445. Normale Schleifmaschine mit Schutzhaube.

zu beachten, daß die Schleifscheibe um so weicher sein muß, je breiter ihre Angriffsfläche ist. Die Schleifkraft einer Scheibe steht im umgekehrten Verhältnis zu ihrer Lebensdauer; je weicher also eine Scheibe ist, um so mehr schleift sie zwar, aber sie verschleißt auch entsprechend schnell, je härter sie ist, um so weniger schleift sie, hält aber dafür länger. Schleift eine Scheibe wegen zu großer Härte ungenügend, so kann man durch Verringerung der Umlaufzahl die Schleifleistung erhöhen. Andererseits kann bei zu schnellem Verschleiß durch Vergrößerung der Umlaufzahl die Lebensdauer der Scheibe verlängert werden.

Versuche der Vereinigten Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz haben ergeben, daß die besten Schleifleistungen bei 25—35 m/sec Umfangsgeschwindigkeit erreicht werden¹⁾. Bei den großen Zentrifugalkräften, die sich aus diesen Zahlen ergeben, sind Schutzmaßregeln zu treffen, um ein Zerspringen der Scheibe zu verhüten oder wenigstens unschädlich zu machen. Namentlich keramisch gebundene Scheiben werden daher von 300 mm Durchmesser ab, ehe sie in Gebrauch genommen werden, mit 45, die größeren mit 40 m/sec Umfangsgeschwindigkeit geprüft.

¹⁾ Vgl. auch W. Herminghausen, Schleifscheiben, ihre Herstellung und Verwendung. Stahleisen 1911. S. 830.

Sehr bewährt haben sich Schutzhauben¹⁾, die nach Abb. 445 durch mehrfaches Übereinanderlegen von 1—1,5 mm starken Blechstreifen gebildet sind und in Breiten von etwa 70—242 mm für Schleifscheiben von 30—150 mm Breite und 180—1000 mm Durchmesser geliefert werden. Auch bei mehreren Lagen der dünnen gewellten Blechstreifen ist die Vorrichtung noch sehr elastisch, was wesentlich ist, da infolge des federnden Nachgebens bei einem Zerspringen der Scheibe die Schleuderwirkung der abfliegenden Stücke sehr schnell abgeschwächt wird. Weiter gestatten die dünnen Streifen ein leichtes Nachstellen der Schutzvorrichtung bei Abnutzung der Scheibe. Die Schutzhauben werden in der aus der Abbildung ersichtlichen Weise beiderseitig an einstellbaren Flacheisen befestigt. An der Schleiföffnung werden die Bolzen von einer geschlossenen Öse des Bandes umfaßt, wodurch ein Abrutschen oder böswilliges Abziehen desselben ausgeschlossen ist.

Nicht so zuverlässig sind die aus Gelenken, Gliedern und anderen Elementen meist aus Temperguß gefertigten Schutzhauben wegen der vielen Bruch- und Zerreißmöglichkeiten, die in den vielen Einzelteilen liegen. Auch die einfachen Bügel-schutzhauben aus Schmiedeisen sind weniger geeignet, weil sie nicht nachstellbar sind.

Wie jedes Werkzeug muß natürlich auch die Scheifscheibe sachgemäß instand gehalten werden. Wesentlich ist dabei ihr ruhiger Lauf. Die Schleifmaschine muß daher gut fundamementiert sein, namentlich die Scheibenwelle muß ausgiebig gelagert und kräftig bemessen werden. Weiter muß dafür gesorgt werden, daß das Profil der Scheibe unveränderlich erhalten bleibt; besonders ist seitliches Schleifen an Scheiben, wofür besondere Zylinder- oder Topfscheiben erhältlich sind, zu vermeiden. Auch das Unrundwerden der Scheiben muß verhindert werden. Es ist deshalb zum Instandhalten nötig, die Scheibe von Zeit zu Zeit abzdrehen, wobei das Abdrehwerkzeug je nach dem Bindemittel zu wählen ist. Mineralisch gebundene Scheiben müssen, wenn sie sehr unrund geworden sind, und daher viel Stoff fortzunehmen ist, mit Diamant abgedreht werden, während für leichteres Aufrauen ein Rädchen mit Abdrehwerkzeug genügt. Vegetabilisch gebundene können nur mit Diamant abgedreht werden. Keramisch gebundene werden am besten mit einem Rädchen-Abdrehwerkzeug behandelt. Das erforderliche Werkzeug²⁾ ist mit einem aus gehärtetem Werkzeugstahl hergestellten Rädchen versehen, dessen Walzhaut auf dem Stahl belassen wird, um es noch haltbarer zu machen.

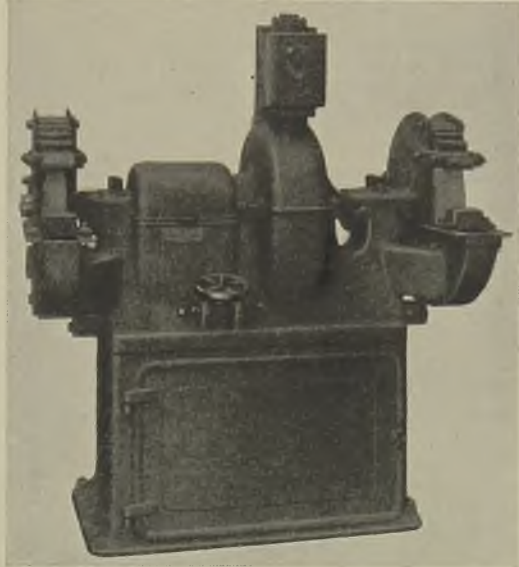


Abb. 446. Schleifmaschine mit elektrischem Antrieb.

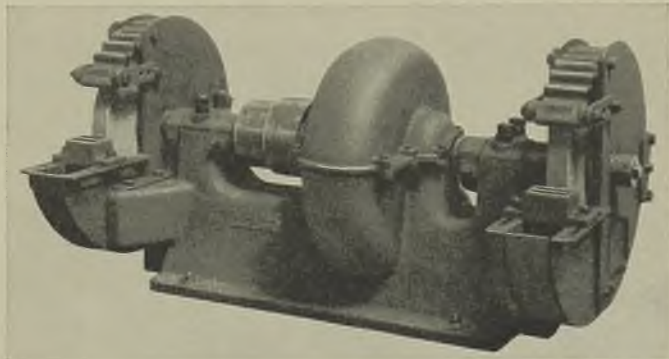


Abb. 447. Schleifmaschine für Sonderzwecke.

¹⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz.

²⁾ Geliefert von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

Die normale Ausführung einer Schleifmaschine für Gußputzzwecke läßt Abb. 445 erkennen. In einem kräftigen Hohlgußgestell, an dem seitlich ein Ventilator zum Absaugen

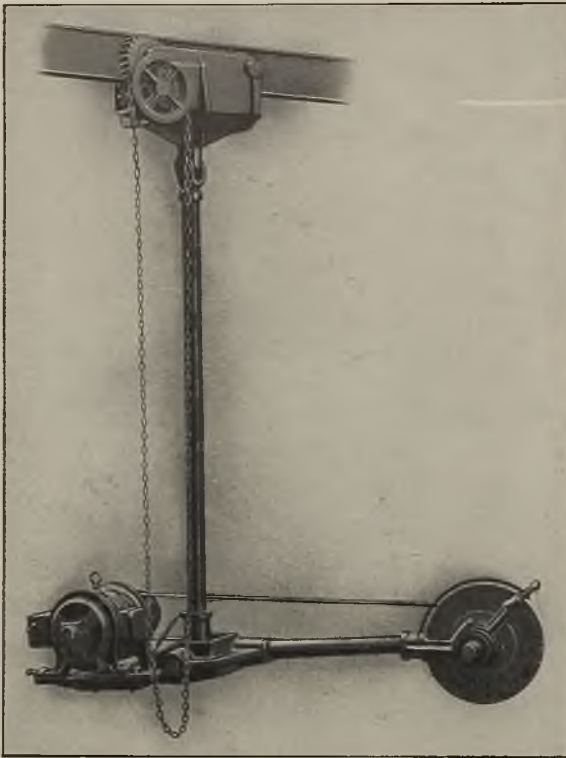


Abb. 448. Fahrbare Schleifmaschine.

des Schleifstaubes angebracht ist, liegt in bequemer Arbeitshöhe die in Kugellagern in langen Zapfen staubdicht gelagerte kräftige Arbeitswelle, die durch eine in der Mitte aufgekeilte Stufenscheibe von einer Deckentransmission aus angetrieben wird. An beiden Enden der Welle ist fliegend je eine Schleifscheibe mit Schutzhaube gelagert, vor deren Umfang einstellbare Auflegetische vorgesehen sind. Der Scheibenring ist durch zwei seitliche Scheiben, die miteinander durch Schrauben verbunden und mit einer Nabe auf die Arbeitsspindel geschraubt sind, festgeklemmt, da ein Befestigen der Scheibe auf letzterer wegen der dadurch veranlaßten Spannungen nicht zugänglich ist. Der Ventilator wird ebenfalls vom Vorgelege aus angetrieben. Die Hohlräume des Ständers werden mit Filterstoffen, z. B. Koks, ausgefüllt. Hierauf setzt sich der Schleifstaub ab, so daß die gereinigte Luft in den Arbeitsraum geblasen werden kann. Absaugeleitungen fallen dann fort. Bei einer anderen Bauart derselben Form ist die eine Scheibe so am Ende der Welle befestigt, daß ihre Seitenfläche

zum Schleifen benutzt werden kann. Der Exhaustor ist seitlich am Gestell angebracht und wird durch einen Riemen von der Arbeitsspindel aus angetrieben.



Abb. 449. Handschleifmaschine mit biegsamer Welle.

Bei der Anordnung nach Abb. 446¹⁾ ist elektrischer Antrieb vorgesehen. Der Motoranker und das Exhaustorrad sitzen hier unmittelbar auf der Schleifwelle. Auf dem Ventilatorgehäuse ist der Anlasser befestigt. Für Sonderschleifzwecke ist die Maschine nach Abb. 447¹⁾ mit niedrigem Sockel eingerichtet. Auch hier sitzt der Exhaustor auf der Antriebswelle, die hier mittels Stufenscheibe betätigt wird. Die Maschinen nach Abb. 445 bis 447 können auch für eine Scheibe eingerichtet werden, was aber mit Rücksicht auf

die wirtschaftliche Ausnutzung der Betriebskraft und der Grundfläche kaum zu empfehlen ist und nur für kleine Putzereien in Frage kommt.

¹⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

Der Kraftbedarf normaler Schleifmaschinen beträgt nach Mitteilungen der Badischen Maschinenfabrik in Durlach:

bei 1 Schleifscheibe von 350 mm Durchmesser, 40 mm Breite	1 PS
„ 1 „ „ 600 „ „ 60 „ „	2 „
„ 2 „ „ 350 „ „ 40 „ „	1,5 „
„ 2 „ „ 600 „ „ 60 „ „	3 „

für eine Umdrehungszahl von 1600 in der Minute.

Werden die Gußstücke so groß, daß sie von Hand nicht mehr an die Schleifscheibe gebracht werden können, oder zu sperrig, so kehrt man das Arbeitsverfahren um und führt die Schleifmaschine an das ruhende Werkstück. Eine solche Maschine¹⁾ ist in Abb. 448 wiedergegeben²⁾. Sie ist mittels Laufkatze an einem Deckenträger fahrbar gemacht und mit Elektromotor versehen, der gleichzeitig der Schleifscheibe und ihrem Ausleger das Gegengewicht hält. Die Scheibe hat 350 mm Durchmesser, 40 mm Breite, macht minutlich 1600 Umdrehungen und benötigt einen zweipferdigen Antriebsmotor. Die Maschine wird auch mit Riemenantrieb von einem Deckenvorgelege aus geliefert, ist aber dann an ihren Aufhängepunkt gebunden.

Zum Entfernen dünner Gräte an verwickelten sperrigen Gußstücken sind besonders Handschleifmaschinen mit biegsamer Welle und Elektromotor-Antrieb nach Abb. 449²⁾ geeignet. Die Welle ist von einem sie schützenden Metallschlauch umgeben. Die Vorrichtung kann man an jeder beliebigen Stelle aufstellen. Sie braucht nur durch einen Steckkontakt an die Stromleitung angeschlossen zu werden. Man kann auch den Motor auf die Scheibenwelle setzen oder letztere mit Preßluftmotoren antreiben. Derartige Maschinen werden dann an Drahtseilen aufgehängt, sind aber nicht so bequem zu handhaben, wie die mit biegsamer Welle.

Putztische.

In kleinen Betrieben und auch sonst wird sich trotz der Vielseitigkeit der beschriebenen Vorrichtungen die vorbereitende Arbeit des Putzens der Gußstücke von Hand mittels Meißel, Hammer, Feile und Drahtbürste nicht ganz umgehen lassen. Eine Bürste, die

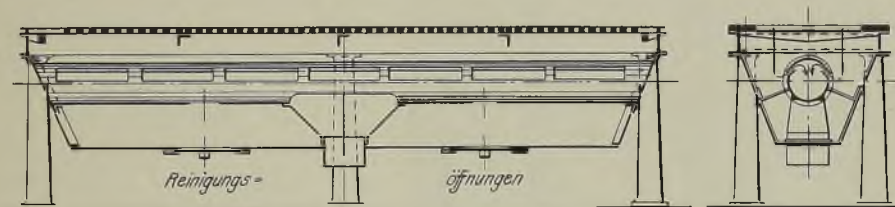


Abb. 450. Putztisch mit Staubabsaugung.

sich besonders für Gußputz Zwecke eignet, ist die sog. „Minerva“-Bürste³⁾. Sie besteht aus einzelnen, paarweise oder zu Bündeln geordneten Drähten, die nach allen Richtungen beweglich sind, da die Bohrungen im hölzernen Bürstenkörper, in dem die Drähte befestigt sind, größer sind als die Bündel. Dadurch wird ein Anschmiegen der Drähte an die Gestalt des Gußstückes ermöglicht und die Dauerhaftigkeit der Bürste erhöht.

Gerade diese von Hand zu leistenden Arbeiten entwickeln eine Menge Staub und sollten daher nur auf besonderen Putztischen mit Staubabsaugung vorgenommen werden. Die in Abb. 450 wiedergegebene Anordnung³⁾ besteht aus einem kräftigen [-Eisen-Rahmen, der auf gußeisernen Säulen befestigt und oben mit rostartig durchlöcherter Platten abgedeckt ist, die abnehmbar sind. Unten schließt sich ein geschlossener Blechkasten an den Rahmen an, in dem sich die durch die Schlitze fallenden Gußabfälle, Staub und Sand, sammeln. Durch Reinigungsöffnungen kann der Schutt entfernt werden.

¹⁾ Vgl. auch Gieß.-Zg. 1912. S. 60.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

³⁾ Gieß.-Zg. 1905. S. 458.

Um eine möglichst gleichmäßige Staubabsaugung über der ganzen Tischfläche zu erzielen, wird ein den ganzen Tisch durchziehendes Rohr eingebaut, dessen Saugschlitzte so

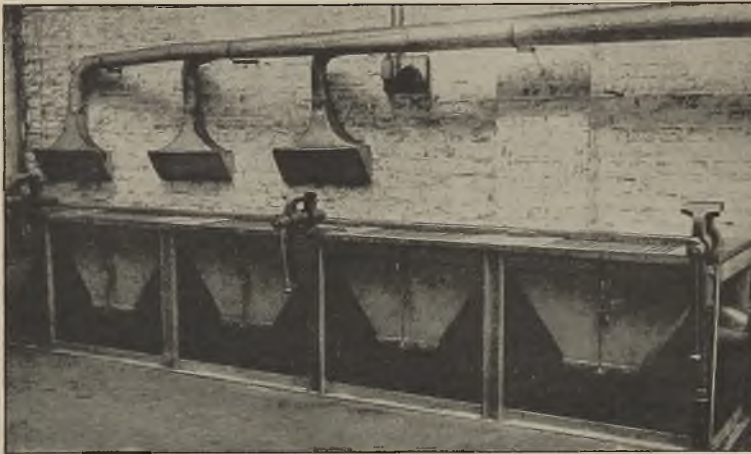


Abb. 451. Schmiedeiserner Putztisch mit Staubabsaugung.

angeordnet sind, daß keine größeren Verunreinigungen in den in der Mitte dieses Rohres anschließenden Saugstutzen gelangen können. Die Tische werden in einfacher Breite von 750 mm und doppelter von 1400 mm ausgeführt, je nachdem sie an der Wand der Putzerei für einseitige Benutzung oder freistehend für zweiseitige angeordnet werden sollen. Sie werden in normalen Längen von etwa 2000, 3000 und

5000 mm geliefert, so daß sie entsprechend dem zur Verfügung stehenden Raum beliebig vereinigt werden können.

Die Tische nach Abb. 451¹⁾ sind ganz aus Schmiedeisen hergestellt. Die Tischfläche

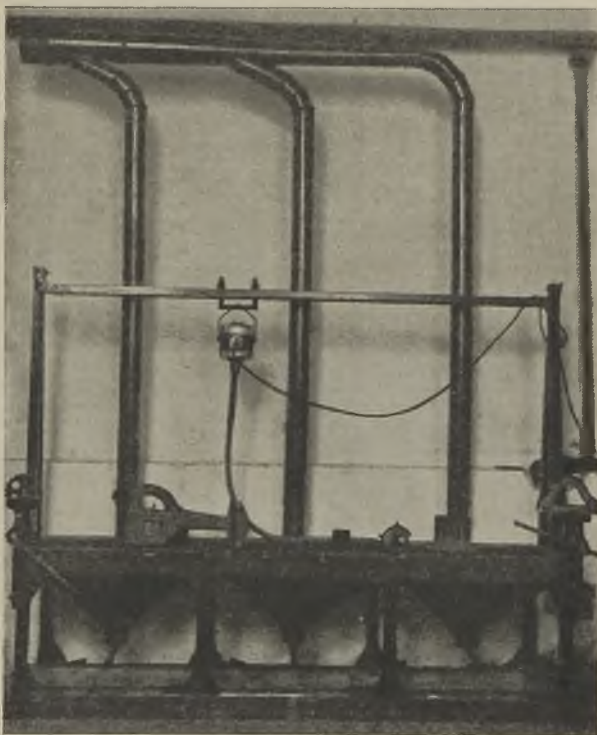


Abb. 452. Putztischanlage.

ist mit schmiedeisernen Rosten belegt, die wegen der Schmalheit der Stäbe eine große freie Durchlaßfläche gewähren. Außerdem wird über der ganzen Länge des Tisches ein schmiedeiserner Quersteg angebracht, gegen den der Putzer beim Meißeln das Gußstück setzen kann, so daß das bei kleineren Stücken häufig eintretende Rutschen vermieden wird. Sind größere Teile zu bearbeiten, bei denen der Querstab hinderlich wäre, so kann er, da nur lose eingelegt, leicht abgenommen werden. Der Schutt fällt in unter den Rosten befindliche, trichterartige Behälter und kann durch Öffnen einer Bodenklappe leicht daraus entleert werden. Die Staubabsaugung wird entweder nach unten oder nach oben angeordnet, je nach den örtlichen Verhältnissen und der Art des zu putzenden Gusses²⁾.

Die Putztischanlage (Abb. 452)³⁾ ist durch zweckmäßige Anordnung der Entstaubung bemerkenswert, deren Rohre so angebracht sind, daß Stöße und Spannungsabfälle in den Leitungen möglichst vermieden werden.

Außerdem ist der Putztisch mit einer elektrischen Handschleifmaschine ausgerüstet,

¹⁾ Ausgeführt von A.-G. Vulcan, Köln-Ehrenfeld.

²⁾ Gußputztische aus Beton vgl. Gieß.-Zg. 1913. S. 56.

³⁾ Geliefert von Vogel & Schemmann, Kabel i. W.

an deren Motorwelle eine biegsame Welle angeschlossen ist. Der Motor ist an einer kleinen Laufkatze aufgehängt, die auf einer den Putztisch überspannenden Schiene läuft. So ist ein sehr handliches Benutzen der Schleifscheibe zum Entfernen der Gußnähte erreicht. Macht man die biegsame Welle lang genug, so können auch größere Stücke auf dem Boden vor dem Putztisch liegend mit der Schleifscheibe bearbeitet werden.

Die in Abb. 450—452 dargestellten Putztischanordnungen gestatten das Anbringen von Schraubstöcken ohne Schwierigkeit.

Putzen mit Säure.

Die Vollendungsarbeiten, die ein gutes, sauberes Aussehen der Gußstückoberfläche bezwecken, werden auf trockenem Wege durch Putzfässer u. dgl., besonders aber durch Sandstrahlgebläse ausgeführt, seltener auf nassem Wege durch Beizen mittels Säuren.

Zu letzterem Zwecke wird vorzugsweise Schwefelsäure benutzt, die man so verdünnt, daß auf ein Teil 66%ige Schwefelsäure 2 Teile Wasser kommen. Beim Verdünnen ist stets die Schwefelsäure unter Umrühren vorsichtig und langsam in das Wasser zu gießen, nicht etwa umgekehrt, weil sonst ein explosionsartiges Aufkochen der Lösung eintritt, das leicht zu ernsthaften Verletzungen führen kann. Als Behälter kommen mit Blei ausgekleidete Holztröge oder Tongefäße in Frage. Am besten wirkt die Säurelösung bei 25—30° C. Die Säure durchdringt die Sandschicht und entwickelt an der Oberfläche des Gußstücks Wasserstoff, wodurch die Sandkruste abgesprengt wird.

Je nach den Abmessungen der Gußstücke ist verschieden zu verfahren. Große Stücke werden auf eine Säurebank gelegt und mit einer Brause mit Säurewasser abgespritzt. Darauf werden sie mit Wasser zum Entfernen der Säure abgewaschen und etwa 48 Stunden liegen gelassen, damit sich die Sandkruste lockert und leicht mit Wasser abgespült werden kann¹⁾. Um die Einwirkung der Schwefelsäure auf das Eisen aufzuheben, empfiehlt es sich, sie vor dem Abspülen mit Wasser durch Kalkmilch zu neutralisieren. Kleinere Stücke, wie Nähmaschinenteile, Radkörper, Automobilguß u. ä. bringt man sofort in das Säurebad ein, wo man sie je nach Stärke der Sandkruste 3—15 Sekunden liegen läßt. Dann spült man sie, nachdem sie unter Umständen vorher in Kalkmilch getaucht sind, am besten mit warmem Wasser ab, da sie dann schneller trocknen und weniger rosten. Die sauberste Oberfläche wird erzielt, wenn man die Stücke vor dem Warmabspülen trocknet. Um das Trocknen der gereinigten Teile zu beschleunigen und Rostbildung zu verhüten, umgibt man sie nach dem Abspülen mit Sägemehl. Der Vorzug der Säurebeizung besteht im wesentlichen darin, daß auch die Sandkörner, die in die Poren des Gußstückes eingedrungen sind und die Härte der Gußhaut in erster Linie bedingen, beseitigt werden, so daß die bearbeitenden Werkzeuge mehr geschont werden.

Aus dem Gesagten geht hervor, daß die Reinigung durch Schwefelsäure keine durchaus gleichmäßige sein kann, da sie von der Dicke der Sandschicht abhängt, die von der Säure erst zu durchdringen ist, ehe sie zur Wirkung kommt. Gute Erfahrungen sind in den letzten Jahren auch mit dem von Amerika übernommenen Putzen mit Flußsäure²⁾ gemacht worden. Die Flußsäure hat ein besonders großes Lösungsvermögen für alle Siliziumverbindungen, während sie das Eisen nur wenig angreift. Sie löst daher leicht die Gußhaut und den im wesentlichen aus Kieselsäure bestehenden eingebrannten Formsand auf. Man kann also mit Flußsäure das Gußstück bis auf das reine Gußeisen putzen. Nachteilig ist, daß Flußsäure Glas mattiert, hierauf muß bei der Aufstellung der Beizbottiche Rücksicht genommen werden.

¹⁾ Näheres: Gieß.-Zg. 1904. S. 188. Mitt. d. V. D. Eisengießereien 1910. S. 57. Stahleisen 1908. S. 547.

²⁾ Bei den Arbeiten mit Flußsäure ist größte Vorsicht geboten, da dieselbe die Hände und die Schleimhäute erheblich angreift. Es empfiehlt sich daher, die Hände durch Gummihandschuhe zu schützen. Schon die Dämpfe dieser Säure wirken nachteilig auf die Lunge; man soll daher damit nur im Freien oder in sehr gut gelüfteten Räumen arbeiten.

Die Handelsflußsäure wird für Beizzwecke zweckmäßig auf etwa 15—20% Fluorwasserstoffgehalt verdünnt. Die Stücke werden an Kupferdrähten in die Säure gehängt. Je nach Größe der Stücke und beabsichtigtem Reinigungsgrade läßt man sie 1—12 Stunden im Flußsäurebad. Nach dem Auflösen der Kruste wird mit warmem Wasser abgewaschen und manchmal mit Sodalösung nachgespült.

Es bestehen auch Einrichtungen, die besonders für das Beizen kleinerer Gußstücke geeignet sind, so z. B. eine Naßputztrommel¹⁾, die zur Hälfte im Säuretrog läuft, aus dem sie mittels Gegengewichthebel ausgehoben werden kann. Die Säure tritt durch Löcher der Trommelwand in das Innere und unterstützt die scheuernde Wirkung. Nach Beendigen des Putzens wird die Trommel hoch gehoben und eine Seite des achteckigen Trommelumfanges heruntergeklappt, über die der Trommelinhalt entleert werden kann.

Im allgemeinen ist das Putzen mit Säuren wegen der vielen damit verbundenen Übelstände und der Gefährlichkeit des Betriebes wenig verbreitet und sollte nur in Fällen, in denen es aus besonderen Gründen auf eine unbedingt sandfreie Oberfläche der Stücke ankommt, angewendet werden.

Putztrommeln und Scheuerfässer.

Das älteste Verfahren zum mechanischen Befreien der Gußstückoberfläche von der Sandkruste auf trockenem Wege beruht darauf, daß man die Stücke in eisernen Trommeln, die sich um ihre Mittelachse drehen, einige Zeit poltert. Durch die gegenseitige Reibung und Erschütterung wird der Formsand abgelöst; bisweilen werden zur Erhöhung

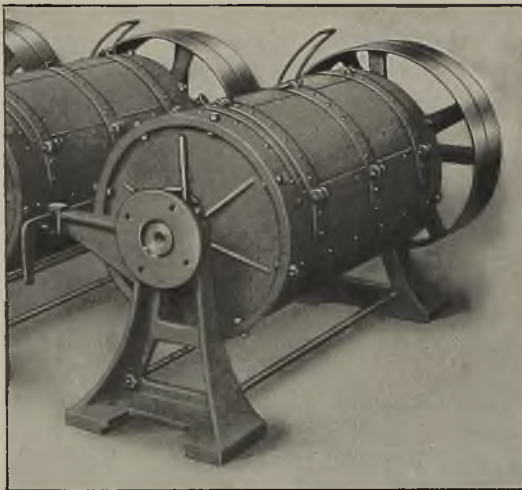


Abb. 453. Scheuerfaß.

der Scheuerwirkung abgeschlagene Eingüsse und Steiger oder besonders zu diesem Zweck gegossene, sternförmige, scharfkantige Hartgußkörper mit in die Trommeln getan. Es ist darauf zu achten, daß in dasselbe Faß nur Stücke von annähernd gleicher Größe gegeben werden, da man sonst Gefahr läuft, daß die kleinen Stücke von den großen beschädigt werden. Vielfach glaubt man, daß sich dieses Verfahren nur zum Reinigen einfach gestalteter Abgüsse eigne, doch lassen sich selbst Nähmaschinenfüße und andere sperrige Stücke so putzen. Die Trommeln dürfen nur so weit mit Gußstücken angefüllt werden, daß noch hinreichend Platz zum Überstürzen derselben bleibt. Indessen darf man auch nicht zu wenig Stücke einfüllen, damit sie nicht aus zu großer Höhe herunterfallen und zu Bruch gehen. Je nach-

dem, ob die Trommeln, die am besten um ihre wagerecht liegende Längsachse nicht exzentrisch sich drehend angeordnet werden, in Drehzapfen oder auf Rollen gelagert sind, unterscheidet man Scheuerfässer und Putztrommeln.

Bei dem Scheuerfaß nach Abb. 453 ist der Trommelmantel aus Blech mit einer großen, leicht zu öffnenden und zu schließenden Klappe versehen, durch die das Faß besickt wird. Die Lagerung erfolgt durch hohle Stirnzapfen; auf dem einen sitzt das Antriebsrad, während an dem Lager des andern ein Flansch angegossen ist, an den die Saugleitung zum Entfernen des Staubes angeschlossen wird. Derartige Scheuerfässer können auch nach Abb. 454 mit Wasserspülung als sog. Naßscheuerfässer versehen werden. Unter der gelochten Trommel wird dann ein schmiedeiserner Wasserbehälter angebracht, in den die Trommel zum Teil eintaucht. Im Trogboden ist ein Hahn vorgesehen, um den sich dort absetzenden Schlamm zeitweise ablassen zu können. Der

¹⁾ Ausgeführt von Bopp & Reuther in Mannheim-Waldhof.

Kraftbedarf für den Antrieb der Scheuerfässer schwankt je nach Größe zwischen 0,5 und 4 PS. er wird außerdem von der Füllung beeinflusst.

Abb. 455 zeigt eine Putztrommel¹⁾. Um den durchlöcherten Trommelmantel aus

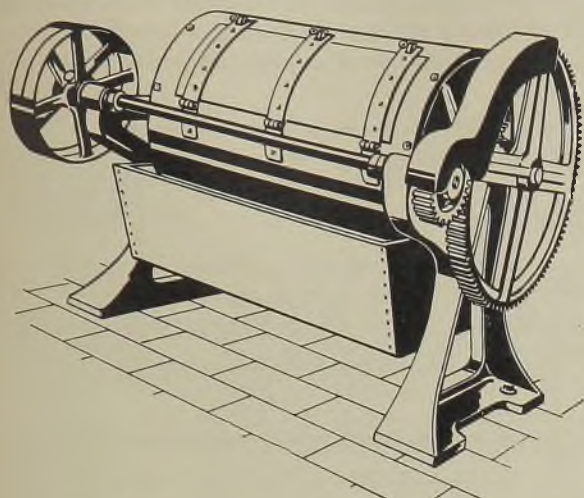


Abb. 454. Scheuerfaß mit Wasserspülung.

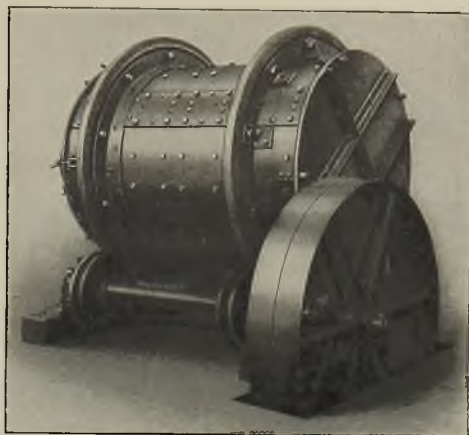


Abb. 455. Putztrommel.

kräftigem Stahlblech sind zentrisch sitzende gußeiserne Laufringe gelegt, die in zwei Rillenräderpaaren laufen, von denen das eine Paar vom Vorgelege aus angetrieben wird. Elektrischer Antrieb empfiehlt sich bei Scheuerfässern und Putztrommeln wegen der wechselnden Stöße im allgemeinen nicht. Da bei solchen Trommeln die Stirnflächen keine Zapfen zu haben brauchen, stehen sie für das Einbringen des Putzgutes zur Verfügung. Um bequem beschicken zu können, ist der dem Antrieb gegenüberliegende Trommeldeckel abnehmbar gemacht. Auch diese Trommeln können mit Staubabsaugung versehen werden. Bisweilen gibt man ihnen ein Futter von auswechselbaren Hartholz- oder Stahlgußplatten. Die ersteren werden für leicht zerbrechliche, dünnwandige Stücke angewendet, wobei gleichzeitig eine geräuschlosere Arbeitsweise erzielt wird, die letzteren zum Putzen schwererer Stücke und in den Fällen, wo bei starkem Betrieb ein allzu schneller Verschleiß des Trommelmantels eintreten würde.



Abb. 456. Scheuerfaß mit Zahnradvorgelege.

Ein Scheuerfaß mit besonderem Vorgelege zeigt Abb. 456²⁾. Der mit Aufgabeklappen versehene Mantel aus Stahlblech ist an der einen Seite durch eine gußeiserne Stirnwand geschlossen, während

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik in Durlach.

²⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

die andere als Zahnrad ausgebildet ist, in das das kleine Zahnrad der unter der Trommel gelagerten Antriebswelle eingreift.

Auf Grund der in den Vereinigten Staaten gemachten Erfahrungen ist man in Deutschland in den letzten Jahren dazu übergegangen, auch größere Gußstücke in Trommeln zu putzen. Fraglos ist ihr Betrieb bedeutend billiger als der jeder anderen mechanischen Putzart, und der Grad der mit ihnen zu erzielenden Reinigung der Stücke genügt in vielen

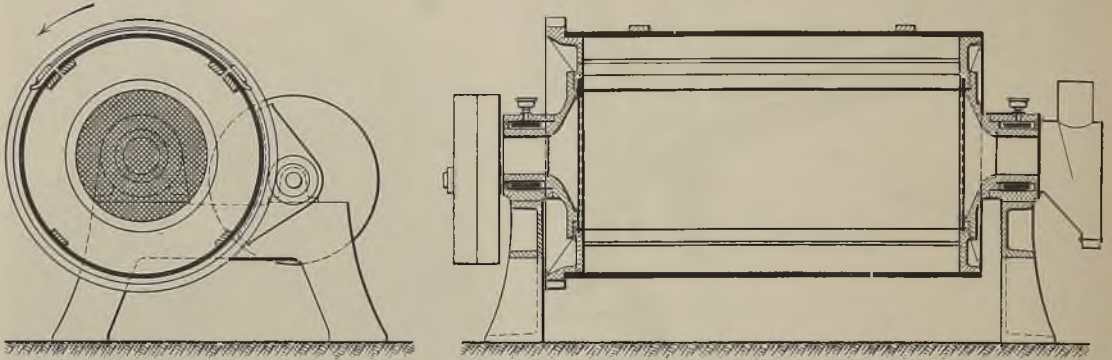


Abb. 457. Große Putztrommel.

Fällen durchaus, besonders wenn die bereits erwähnten Putzsterne in genügendem Ausmaß beigegeben werden. Von größter Bedeutung ist dabei ein kräftiges Absaugen der Staubluft aus der Trommel. Durch sie wird das Eindringen des Putzstaubes in die Poren des Gusses verhindert und das Entkernen auch kleinerer Gußkanäle nach vorausgegangener

Lockerung der Kernmasse durch die Trommeldrehung und die Einwirkung der Hartgußsterne erst ermöglicht.

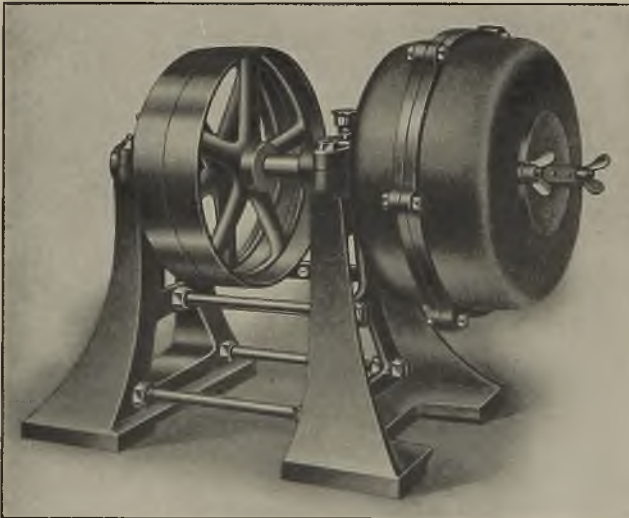


Abb. 458. Putz- und Polierfaß.

Als Beispiel einer großen Trommel diene Abb. 457¹⁾. Die Tragzapfen sind hohl, um durch sie die Luft absaugen zu können, und laufen auf Rollen. Dadurch wird bei der hohen Lagerbelastung der Kraftbedarf erheblich verringert. Der leichte Gang der Trommel, die von einem Vorgelege aus mit Zahnradübersetzung angetrieben wird, macht es erforderlich, eine Bandbremse vorzusehen, um sie in jeder beliebigen Stellung festhalten zu können. An der Luftaustrittseite ist ein besonderer Staubabsauger vorzusehen. Das Innere der aus

starkem Blech bestehenden, durch Längsstreifen verstärkten Trommel ist an beiden Stirnseiten mit siebartig durchlöchernten kräftigen Platten abgeschlossen und durch eine fast der ganzen Trommellänge entsprechende, breite Öffnung zugänglich, die durch einen Scharnierdeckel nach dem Aufgeben des Putzgutes geschlossen und verriegelt wird. Solche Trommeln werden mit Innenmaßen von 1000 × 1400 mm bis 1500 × 3000 mm gebaut und benötigen zum Antrieb je nach Größe nur 5—9 PS.

Für das Blankscheuern kleiner Abgüsse, besonders aus Temperguß, wie Schlüssel, Beschlagteile usw. benutzt man Putz- und Polierfässer nach Abb. 458. Sie sind aus

¹⁾ Ausführung Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Gußeisen zweiteilig hergestellt und fliegend gelagert, so daß an der Vorderseite eine durch Deckel verschließbare Füllöffnung angebracht werden kann. Sie werden außer mit den zu polierenden Gußstücken mit Lederabfällen, Sägespänen od. dgl. beschickt, durch deren reibende Wirkung eine glatte und glänzende Oberfläche an den Stücken erzeugt wird.

Daß bei allen diesen Maschinen für vollständig staubdichte Lagerung der Drehzapfen zu sorgen ist, bedarf bei der schleifenden Wirkung des harten Putzstaubes kaum der Erwähnung.

Sandstrahlgebläse.

Allgemeines¹⁾.

Als die Einrichtung, die beim Putzen von Guß aller Art die vielseitigste Verwendung findet und heutzutage wohl in jeder Putzerei, die einigermaßen Anspruch auf zeitgemäße Einrichtung machen will, zu finden ist, darf das Sandstrahlgebläse bezeichnet werden; keine der vielen oben beschriebenen Putzmaschinen ermöglicht eine so bequeme und wirksame Handhabung zum Reinigen der Oberfläche der Gußstücke von verschiedenster Gestaltung und Größe wie dieses, sei es, daß es von Hand als Freistahlgebläse oder in Verbindung mit das Werkstück zuführenden Organen in Gestalt von Drehtisch-, Trommel- oder sonstiger Art von Gebläsen angewendet wird. Auch ist seine Leistungsfähigkeit eine außerordentlich große, sein Betrieb ist sehr einfach und erfordert wenig Leute zur Bedienung.

Das Sandstrahlgebläse in seinen verschiedenen Formen ist namentlich von den deutschen Gießereimaschinenfirmen ausgebildet worden, daneben spielen die ausländischen Erzeugnisse kaum eine Rolle²⁾. Der Amerikaner Tilghman³⁾ wandte zuerst 1870 das Sandstrahlgebläse an, und es ist das Verdienst der Firma A. Gutmann in Ottensen bei Hamburg, es in Deutschland eingeführt zu haben. Im Laufe der Jahre ist von den großen deutschen Firmen eine stattliche Anzahl verschiedener Sandstrahlgebläse geschaffen worden. Der unten angegebene Literaturnachweis ermöglicht dem Leser, näher in dies weitumgrenzte und vielumstrittene Gebiet einzudringen. So viel sei nur im voraus bemerkt, daß die von den großen deutschen Gießereimaschinenfirmen gelieferten Einrichtungen für das Benutzen des Sandstrahls zum Reinigen der Gußoberfläche wohl durchweg als gut zu bezeichnen sind. Welches von den vielen Systemen für einen bestimmten Zweck gewählt werden soll, läßt sich allgemein überhaupt nicht entscheiden; dies hängt in erster Linie von der Art der zu putzenden Gußstücke und den örtlichen Verhältnissen, dann auch von dem Geschmack des Gießereileiters ab. Dies oder jenes System als bestes zu bezeichnen, dürfte zum mindesten sehr gewagt sein. Bei der Beurteilung ist zu beachten, daß selbst die beste Maschine, sei sie welcher Art sie wolle, bei ihrem Betrieb sachgemäßer Wartung und Bedienung bedarf. Es wird demnach dasjenige Sandstrahlgebläse als das beste zu bezeichnen sein, welches möglichst einfach, aus gutem Baustoff und für eine bestimmte Gußstückart zweckentsprechend ausgerüstet ist. Auf derselben Maschine kleine und große, massige und sperrige Stücke putzen zu wollen und nach dem Gesamterfolg sein Urteil zu fällen, wäre durchaus unrichtig⁴⁾.

¹⁾ Angaben über die Abmessungen der verschiedenen Sandstrahlgebläsearten, ihren Raumbedarf, ihr Gewicht usw. sowie über die zugehörigen Hilfsmaschinen findet man in den Druckschriften der in den Fußnoten erwähnten Firmen.

²⁾ Es finden sich zwar besonders in amerikanischen Fachzeitschriften vielfach Anpreisungen dortiger Sandstrahlgebläsebauarten, dieselben sind jedoch mit wenig Ausnahmen deutscher Herkunft, und die amerikanischen oder englischen Originalgebläse sind keineswegs etwa besser als die deutschen.

³⁾ Vgl. a. Lohse: Jahrb. d. V. D. I. 1910. S. 131.

⁴⁾ Es ist außerordentlich schwer, ein auch nur annähernd umfassendes Bild von dem heutigen Stande des Baues dieser, für die Putzerei wichtigsten Maschinen zu geben. Besonders schwierig gestaltet sich die kritische Betrachtung der verschiedenen Bauarten, weil die zahlreichen Veröffentlichungen, die sich in den Fachzeitschriften finden, mit wenig Ausnahmen, weit davon entfernt sind, objektiv zu sein, sondern meist das Bestreben erkennen lassen, die Fabrikate einer Firma auf Kosten einer anderen herauszustreichen.

Als Druckmittel zum Schleudern des Sandes werden Dampf und Luft benutzt. Dampfsandstrahlgebläse kommen indessen für Gießereien schon aus dem Grunde nicht in Frage, weil die Wasserniederschläge, die bei ihnen immer eintreten, auf den Gußstücken Rostbildungen hervorrufen, die unbedingt vermieden werden müssen¹⁾.

Der Putzsand.

Wesentlich für den Erfolg ist die richtige Auswahl des Putzsandes, der sehr rein und ausgesiebt sein soll. Er darf keine tonigen Bestandteile enthalten und muß trocken und scharfkantig sein. Von der Reinheit überzeugt man sich am besten, indem man etwas Sand in ein mit Wasser gefülltes Glas schüttet und darin umrührt; das Wasser darf dann nach dem Ablagern des Sandes nicht trübe werden. Ob ein Sand scharfkantig genug ist, kann man feststellen, indem man eine Handvoll nimmt und kräftig zusammendrückt. Man läßt den Sand dann durch Öffnen der Hand herunterfallen und fährt mit einem Finger über die an der Innenfläche der Hand klebenden Sandkörnchen, wodurch man leicht erkennen kann, ob seine Schärfe ausreicht. In der Praxis hat es sich als vorteilhaft erwiesen, zum Reinigen von Stahlguß und großen Graugußstücken Sand von 2 bis 3 mm Korndurchmesser zu verwenden, während beim Reinigen von mittleren und kleineren Graugußstücken eine Korngröße von 1—2 mm genügt.

Neuerdings wird besonders in Amerika Stahlschrot an Stelle des Sandes benutzt, was wohl im wesentlichen darauf zurückzuführen ist, daß drüben infolge der anders liegenden geologischen Verhältnisse geeigneter Gebläsesand, wie er in Deutschland reichlich zur Verfügung steht, nur selten vorkommt, so daß er hin und wieder auf große Entfernungen zu befördern ist und sich daher am Verwendungsort oft sehr teuer stellt. Daher ist es wirtschaftlicher, den wesentlich teureren Stahlschrot zu verwenden, der sich aber weniger abnutzt. Da das spezifische Gewicht des Stahlschrotes etwa das Fünffache des Quarzsandes beträgt, muß im allgemeinen mit höheren Drücken gearbeitet werden, um eine Geschwindigkeit der Schrotkörner zu erzielen, die zu einer genügenden Putzleistung ausreicht.

Die Annahme, daß bei neuem Sand die größte Putzleistung eintritt, trifft nicht zu, vielmehr haben Beobachtungen in der Praxis ergeben, daß die stärkste Putzleistung erst eintritt, wenn der Sand einige Male gebraucht ist und dadurch ein Teil der Körner zerschlagen ist. Es hat sich gezeigt, daß die Putzleistung nach zwei- bis dreimaligem Durchgang am größten ist. Nach Mitteilungen aus der Praxis kann bei einem Luftdruck von 1,5—2 kg/cm² mit der Zuführung einer Frischsandmenge von 5—8% der ausgeblasenen Sandmenge gerechnet werden. Daher würde bei einem Drehtischgebläse, das mit zwei Düsen von je 10 mm Durchmesser nach dem Druckverfahren arbeitet, eine tägliche Frischsandergänzung von 180 l nötig sein, da hierbei die ausgeblasene Sandmenge etwa 3 m³ beträgt. Bei höheren Drücken stellt sich eine stärkere Zertrümmerung der Sandkörner ein und damit natürlich auch ein größerer Sandverbrauch. Der Blastaub muß abgesaugt werden, da größere Staubmengen im Sandstrahl seine Leistung erheblich herabsetzen.

Seit mehreren Jahren ist die Frage der Höhe des zu verwendenden Luftdruckes vielfach in der Literatur eingehend erörtert worden, ohne daß es zu einer einwandfreien Klärung gekommen ist. Leider fehlt es noch an Vergleichsversuchen, durch die allein festgestellt werden kann, welcher Druck denn nun tatsächlich wirtschaftlich am vorteilhaftesten ist. In Amerika wird mit höheren Drücken gearbeitet, als es in Deutschland meist üblich ist. Zu beachten ist dabei, daß die Angelegenheit nicht einseitig beurteilt werden darf, sondern im Zusammenhang mit der Preßluftwirtschaft der ganzen Gießereianlage überhaupt. Wenn, wie in den neueren Gießereien drüben, Formmaschinen, Kernbläser, Hebezeuge, Vibratoren, Kastenentleerer u. a. m. ausschließlich mit Preßluft von 4—6 kg/cm² betrieben werden, so ist es sicher wirtschaftlich, eine zentrale Preßluft-Erzeugung zu bauen, an die man auch die Sandstrahlgebläse anschließt. Es erscheint nun aber zum mindesten fraglich, ob die Verluste, die mit einer Druckverminderung

¹⁾ Vgl. Gieß.-Zg. 1910. S. 680.

für die letzteren verbunden sind, nicht die Verbesserung bei der Wirkung der Sandstrahlgebläse wieder ausgleichen. Es kommt noch hinzu, daß der Einbau von Reduzierventilen eine Störungsquelle für die Preßluftleitung bildet.

Mit der zunehmenden Verwendung der Preßluft, die heute schon auch in deutschen Gießereien zu beobachten ist, wird man dieselben Überlegungen anzustellen haben. Natürlich ist in allen Fällen durch entsprechende Bemessung der Düsen dafür zu sorgen, daß die Geschwindigkeit der auf die Gußstücke auftreffenden Sandkörner nicht zu ihrer vollständigen Zertrümmerung führt, wodurch sie wirkungslos werden würden. Am meisten üblich sind heute im allgemeinen folgende Drücke:

für kleine Gußstücke	0,2—1,0 kg/cm ²
für Gußstücke mittlerer Größe und kleine Stahlgußstücke . .	1,0—1,5 „
für große Stahlgußstücke	2,0—4,0 „

Zur Erzeugung von niedrigen Drücken bis 0,2 kg/m² kommen Hochdruck-Kreiselpumpengebläse in Frage, während bei Drücken über 1 kg/cm² Kompressoren zweckmäßiger sind.

Sandtrockenvorrichtungen.

Der zum Blasen verwendete Sand muß vollkommen trocken sein, da feuchter Sand sich zusammenballt und die Durchschleuse- und Blasvorrichtungen verstopft.

In Gießereien werden häufig die Formsand-Trockenöfen¹⁾ auch zum Trocknen des Blassandes benutzt. Bei Blasarbeiten im Freien oder in offenen Räumen kann dazu auch ein einfacher Koksofen verwendet werden, der mit einer Blechplatte zur Aufnahme des Sandes abgedeckt wird. Auch mittels durch Abdampf geheizter Rohrschlangen, über denen eine Abdeckplatte vorgesehen ist, läßt sich die Sandtrocknung erreichen. Zur Beschleunigung des Trockenvorgangs wird der auf die Platte geschüttete Blassand häufiger umgerührt.

Ein für diesen Zweck geeigneter Ofen²⁾ ist in Abb. 459 wiedergegeben. Er besteht aus einem Eisengerüst mit unter- oder nebengebautem Ofen, der am besten mit Koks geheizt wird. Durch Einblasen einer größeren oder kleineren Menge Preßluft wird neben der Verbrennungsregelung ein Umstreichen der im Ofengehäuse angeordneten Trockenbleche durch die aufsteigenden heißen Gase erzielt und der Trockenvorgang beschleunigt.

Der zu trocknende Sand gelangt oben in einen Fülltrichter, der zur Regelung des Sandflusses mit einer verstellbaren Klappe versehen ist. Der Boden des Einwurfrichters besitzt Schlitze, durch die der dort getrocknete Sand abrieseln kann, ohne mit den noch feuchten oberen Sandschichten in Berührung zu kommen. In dem Gerüst sind schräge Fallbleche angeordnet, die entsprechend der Sandkörnung eingestellt und von den Heizgasen bestrichen werden. Den auf den Blechen liegenden dünnen Sandschichten wird

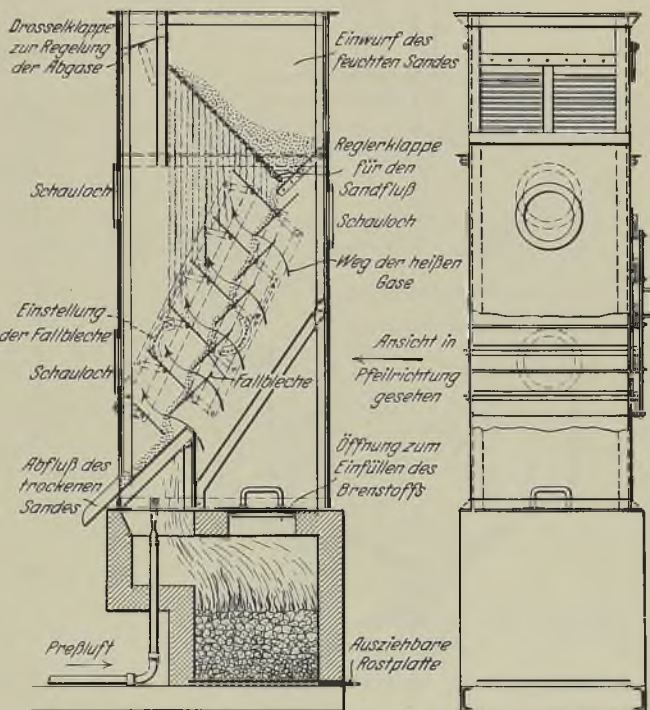


Abb. 459. Ofen zum Trocknen von Putzsand.

¹⁾ s. S. 645 ff. ²⁾ Geliefert von Vogel & Schemmann, Kabel i. W.

die Feuchtigkeit dadurch schnell entzogen. Die feuchten Dämpfe ziehen, ohne die Sandschichten nochmals zu berühren, mit den Heizgasen ab und können daher ihre Feuchtigkeit nicht wieder auf den Sand übertragen. Unten wird der heiße Sand abgefangen und sofort in das Gebläse gegeben. Heißer Sand begünstigt einen störungsfreien Blasbetrieb, da er in der Gebläseluft etwa vorhandene Feuchtigkeit auszieht.

Die Blassysteme.

Bevor auf die Anordnung der einzelnen Gebläseanordnungen eingegangen wird, sollen im folgenden zunächst die verschiedenen in Gebrauch befindlichen Arten der Erzeugung des Sandstrahls besprochen werden, die sich im wesentlichen in die drei von der Praxis mit Saug-, Druck- und Schwerkraftsystem bezeichneten Hauptgruppen einteilen lassen.

Das Saugsystem.

Das Saugsystem, das älteste Sandgebläse¹⁾, wurde zuerst von Tilghman angewendet und beruht auf derselben Wirkung wie die bekannten Wasserzerstäuber zum Besprengen

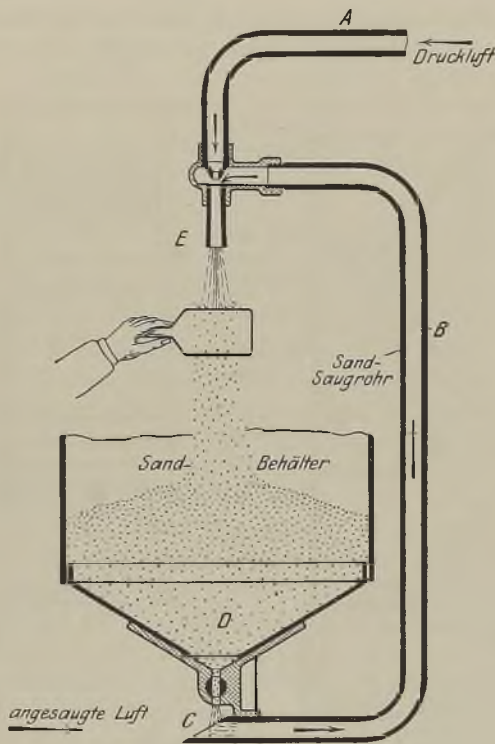


Abb. 460. Saugsystem.

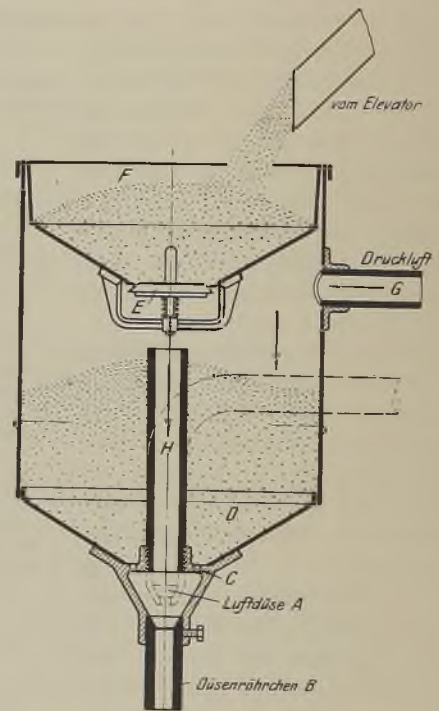


Abb. 461. Drucksystem.

der Zimmerpflanzen. Nach Abb. 460 tritt hier der vom Kompressor erzeugte Hauptluftstrom bei A ein und erzeugt im Rohr B eine Luftverdünnung; infolgedessen tritt bei C die Außenluft mit einer vom Querschnitt des Rohres B abhängigen Geschwindigkeit ein und reißt den aus dem Sandbehälter D unten austretenden Sand mit, so daß er in den Hauptluftstrom gelangt. Letzterer schleudert ihn durch die Düse E gegen den darunter befindlichen Gegenstand, von dem er wieder in den Sandbehälter zurückfällt. Durch diese einfache Anordnung ist zwar ein ununterbrochener Sandumlauf erzielt, aber die Ausnutzung der aufgewendeten Kraft ist nicht besonders gut.

Ein Übelstand der beschriebenen Vorrichtung ist, daß das Sandzuführrohr B einem sehr starken Verschleiß durch die Reibung der eintretenden Sandkörner ausgesetzt ist.

¹⁾ Werkst.-Techn. 1909. S. 516.

Das Drucksystem.

Das Drucksystem, dessen Grundlagen Abb. 461 erklärt, entsteht aus dem vorhergehenden, wenn man die Preßluft durch das Rohr G in einen geschlossenen Behälter eintreten läßt. Infolge der Unterbrechung des Luftstromes setzt dieser den in D befindlichen Sand unter Druck, geht durch das Rohr H weiter und tritt durch die Luftpüse A in den unteren Raum. In letzterem erfolgt die Mischung mit dem durch die Löcher C gedrückten Sand, worauf das Sand-Luftgemisch aus der Düse B herausgeschleudert wird.

Abb. 462 kennzeichnet das sog. indirekte Drucksystem. Der Sand tritt bei dieser Anordnung in der Längsachse der Düse ein. Die Preßluft wird dagegen um das mittlere Sandzuführungsrohr herumgeführt. Abb. 463, eine weitere Ausführungsform dieses Systems, zeigt eine andere Möglichkeit. Hier tritt die Preßluft zentral ein, während der Sand die Luftpüse umgibt.

Das Schwerkraftsystem.

Das Schwerkraftsystem ist zwar aus dem Saugsystem abgeleitet, aber das Ansaugen wird dadurch umgangen, daß man den Sand durch seine eigene Schwere, in den Luftstrom fallen läßt. Die Anordnung muß dann nach Abb. 464 getroffen werden. Eine Ausführungsform des Schwerkraftsystems ist in Abb. 465¹⁾ dargestellt. Der Sand wird

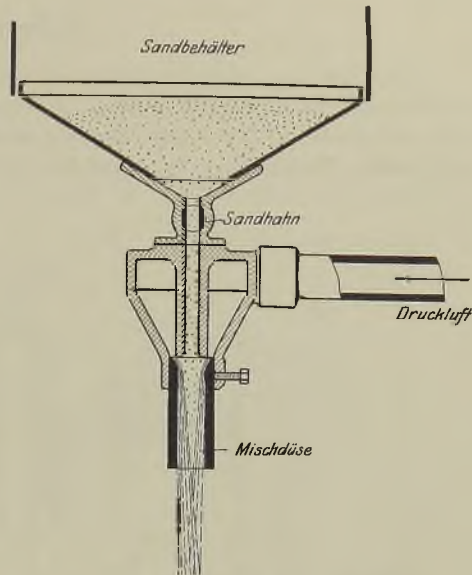


Abb. 462. Indirektes Drucksystem mit zentraler Sandzufuhr.

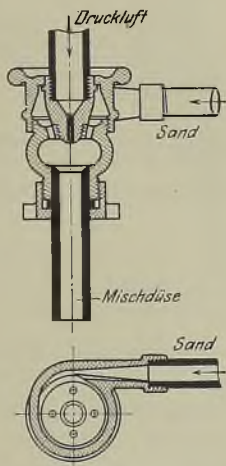


Abb. 463. Indirektes Drucksystem mit zentraler Luftzufuhr.

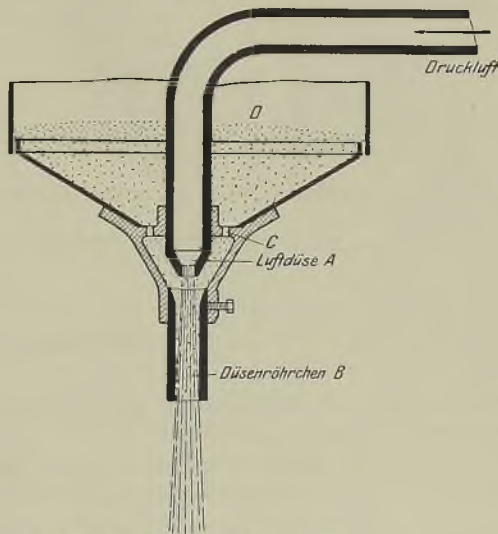


Abb. 464. Schwerkraftsystem.

dem Behälter durch ein Becherwerk zugeführt und tritt von dort durch einen Regulierhahn in die über den Düsen befindlichen Trichter. Als Vorzug dieses Systems kann bezeichnet werden, daß der Sand mit der Luftpüse in keine Berührung kommt, letztere also auch nicht verschleißt und daher mit stets gleichbleibendem Arbeitsdruck bläst.

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Gerade dieser Umstand läßt mir, trotz der in der Literatur¹⁾ gefällten ungünstigen Urteile, das Schwerkraftsystem als zweckmäßig im Dauerbetriebe in den Fällen erscheinen, wo das Anbringen eines Sandbecherwerks möglich ist.

Kammerapparate.

Zum Erzeugen des Drucksandstrahles werden je nach Art des Betriebes Einkammer- und Mehrkammer-Druckapparate verwendet. Als Beispiel für die erste Gruppe, die vielfach bei Freistrahlbläsen angewendet wird, diene der in Abb. 466 im Hauptschnitt dargestellte Einkammer-Druckapparat²⁾. Er besteht aus einem luftdichten Behälter A,

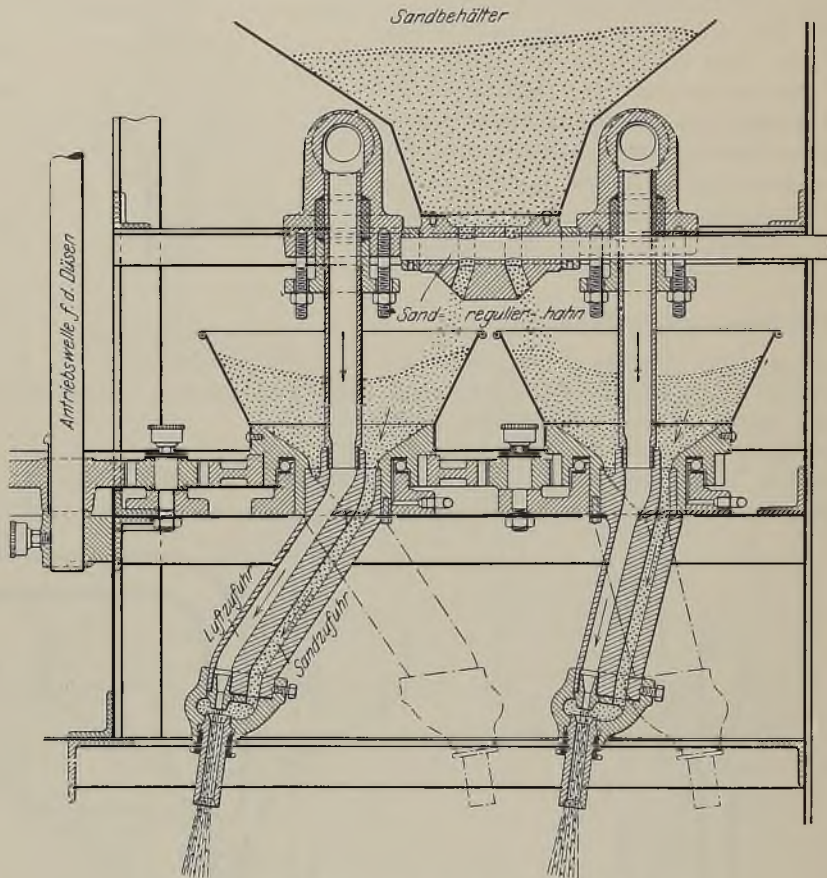


Abb. 465. Ausführungsform des Schwerkraftsystems.

der oben durch einen Boden mit Rückschlagventil B abgeschlossen ist. Der untere Boden ist trichterförmig gestaltet. An ihm ist außen ein Kanal angegossen, in den die Preßluft durch einen Absperrhahn C eintritt. Er endet in einen Schlauchflansch D. Über diesem ist ein Drehschieber E eingebaut, der den Sandzufluß regelt bzw. absperrt. An dem Schlauchflansch D, der bei großen Apparaten zwei Anschlüsse erhalten kann, wird der Blasschlauch G mit Mundstück H und auswechselbarer Hartgußdüse J angeschraubt. Vor der Inbetriebnahme wird der Kessel A mit trockenem Blassand gefüllt, worauf der Lufthahn C geöffnet wird. Dadurch gelangt Preßluft durch das schräg nach oben gehende Rohr in den Kessel und schließt das Rückschlagventil B. Bei geöffnetem Schieber E fällt dann der Sand durch die Öffnung L in den Schlauchflansch D, wird dort durch den Luftstrom mitgerissen und durch den Schlauch G in die Strahldüse J gedrückt. Die

¹⁾ Werkst.-Techn. 1909. S. 520.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Mehrkammerapparate kommen für Dauerbetrieb in Frage, wie bei Drehtischen, Blästrommeln usw. Sie werden teils mit Handumschaltung teils mit selbsttätiger Umsteuerung versehen.

Bei dem Mehrkammerapparat Abb. 467¹⁾ wird, während der Sandvorrat der Kammer C verbraucht wird, die obere Kammer D aus dem darüberliegenden Sammelbehälter E von neuem mit Sand gefüllt. In Zeitabständen von etwa 8 Minuten erfolgt das Durchschleusen des Sandes von D nach C, indem man das Umschaltventil J so stellt, daß die Preßluft in die obere Kammer D eintreten kann. Dadurch wird das obere Ventil F sofort geschlossen, während das untere G durch die Gewichtswirkung des auf ihm sich häufenden Sandes geöffnet wird und den Sand durchlaufen läßt. Die Kammer D wird gefüllt, indem man durch entsprechendes Umstellen des Ventils J die Luft ins Freie blasen läßt. Dann schließt sich das Sandventil G durch den von unten wirkenden Luftdruck, während sich das Ventil F öffnet und den Sand von E nach D laufen

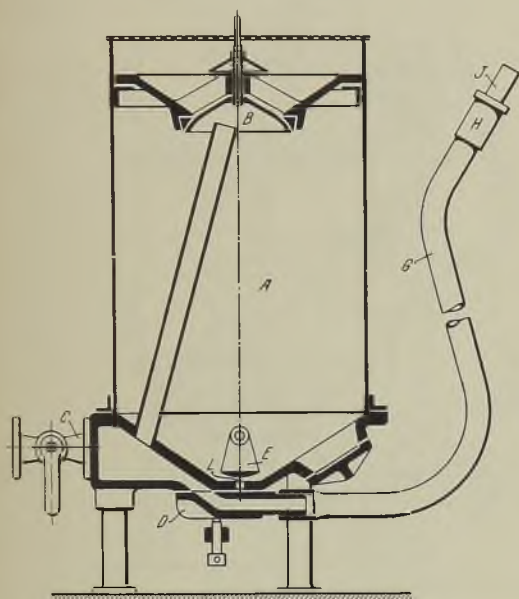


Abb. 466. Einkammer-Druckapparat im Schnitt.

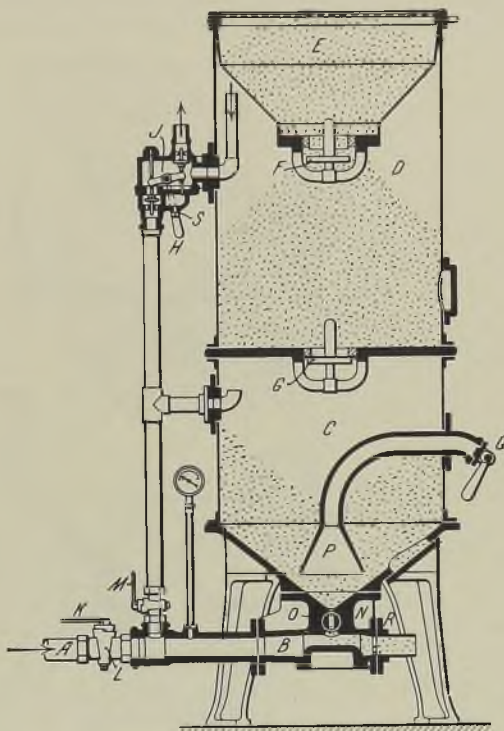


Abb. 467. Mehrkammer-Druckapparat im Schnitt.

läßt. Die Preßluftleitung ist bei A angeschlossen und wird durch den Haupthahn K angestellt, dessen Gehäuse bei L ein Ausblaseloch besitzt. Durch einen zweiten Hahn M erfolgt die Einschaltung der Umschaltleitung für das Durchschleusen des Sandes. O ist ein Drehschieber, durch den die Sandmenge geregelt wird, die dem Putzstrom zufällt. N ist das Schlauchanschlußstück, R der Anschluß des Blasrohrs. Sollte sich der Sanddurchlaßschieber O verstopfen, so wird der Hahn M geschlossen, so daß der Kessel druckfrei ist, und der Deckel Q des in die Kammer C geführten, nach unten bei P trichterförmig erweiterten Rohrkrümmers geöffnet. Die bei A eintretende Preßluft bläst dann den Hahndurchlaß O wieder sauber und den ihn verstopfenden Sand durch den Trichter P und den Rohrkrümmer aus dessen Öffnung bei Q ins Freie.

Das Umschalten des Dreiwegehahns macht eine dauernde Beobachtung des Apparates nötig, da der Sandverbrauch einer Düse von Düsenquerschnitt, Druck und Sandmenge abhängt, die niemals gleichbleibend sind. Es lag daher nahe, eine selbsttätige Umsteuerung für diese Mehrkammerapparate zu schaffen, wie sie z. B. in Abb. 468¹⁾ wiedergegeben ist. Das Durchschleusen des Sandes erfolgt hier selbsttätig, indem das Gewicht des

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

Sandes den Behälter H abwechselnd in die obere oder untere Lage bringt, wodurch dann unmittelbar das Umschaltventil L betätigt und die Zu- bzw. Ableitung der Preßluft geregelt wird. Grundsätzlich ist die Arbeitsweise genau dieselbe wie vorher beschrieben. Die beiden Schnittzeichnungen lassen das wechselseitige Füllen und Entleeren der Sandkammern deutlich erkennen. Wird wenig Sand verbraucht, so verringert sich die Zahl der Durchschleusungen selbsttätig. Wird durch Schließen des Drehschiebers O die Zuführung des Sandes nach den Düsen durch das Rohr bei U unterbrochen, so hört auch das Durchschleusen auf. Wird umgekehrt mehr Sand verbraucht, so erfolgt dementsprechend auch das Durchschleusen von selbst häufiger. Soll der Apparat in Betrieb genommen werden, so werden zunächst alle drei Kammern C, D und E mit Sand gefüllt, worauf man die Preßluft eintreten läßt. Durch das Gewicht des eingefüllten Sandes sinkt dann der Trichter H in die durch die rechte Abbildung angedeutete Stellung, wobei das Trichtergegengewicht J und das Gestänge K eine Lagenveränderung erleiden. Infolgedessen

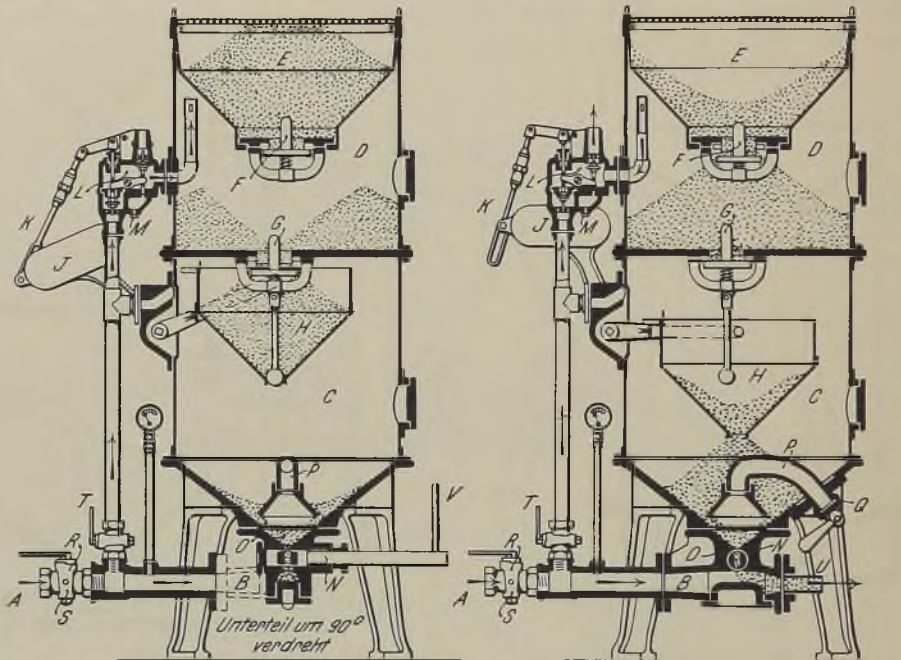


Abb. 468. Selbsttätige Umsteuerung bei Mehrkammerapparaten.

wird von den im Kasten L untergebrachten Ventilen das linke geschlossen, das rechte geöffnet und der bei A eintretenden Preßluft wird der Eintritt in die Kammer D verschlossen. Ferner kann der Druck aus dieser Kammer durch das rechte, offene Ventil nach außen entweichen. Die Kammer C dagegen erhält Preßluft, die das Sandventil G schließt. Öffnet man jetzt den Sandhahn M, so wird der Sand aus der Kammer C in das Mischdüsenrohr N gedrückt, durch das ihn der Preßluftstrom hinaus schleudert. Ist der Sandtrichter H leer, so schnell er aufwärts, und bringt die Steuerhebel in die aus der linken Abbildung ersichtliche Lage. Es öffnet sich infolgedessen in der Ventilkammer L das links befindliche Preßluftventil, während sich das rechts sitzende Ausgleichsventil schließt. Sonach kommt nunmehr auch die obere Kammer D unter Druck, das in der Zwischenwand von C und D befindliche Sandventil öffnet sich, während das obere Sandventil F zugeedrückt wird. Dadurch wird einerseits die weitere Sandzufuhr von E nach D verhindert, andererseits der Inhalt von D in den Trichter H entleert, da zwischen D und E ein Druckausgleich stattgefunden hat. Ist der Trichter gefüllt, so sinkt er wieder, und der beschriebene Vorgang wiederholt sich. Damit der Trichter H sicher ganz voll läuft, schließt man seinen Auslauf in der höchsten Stellung durch einen Kugelhahn ab, und verstärkt das Drehmoment des Umschalthebels durch die in einem Gehäuse rollende Kugel J.

Auf rein mechanischem Wege geschieht die Umsteuerung bei dem Mehrkammerapparat, Abb. 469¹⁾. Es sind auf diese Weise größere Kräfte verfügbar, die ein sicheres Umschalten gewährleisten. Die Regelung der Umschaltung erfolgt hier durch einen Blechflügel *c*, der auf einer langsam umlaufenden Welle befestigt ist. Steigt der Sand in der unteren Kammer bis zu einer gewissen Höhe, so wird dieser Blechflügel *c* festgehalten und eine durch eine Feder nachstellbare Gleitkupplung *d* unterbricht durch ihren Leerlauf die Umschaltbewegung so lange, bis der Sandspiegel im unteren Raum wieder genügend gesunken ist.

Im allgemeinen ist zu sagen, daß man in den Gießereien, wo es nur irgend möglich ist, Einkammerdruckapparate von entsprechend großem Fassungsraum verwenden sollte, weil sie infolge ihrer einfachen Bauart unbedingt betriebsicherer sind als Mehrkammerapparate mit Hand- oder mechanischer Umsteuerung. Letztere kommen nur dann in Frage, wenn ein ununterbrochener Betrieb nicht zu umgehen ist.

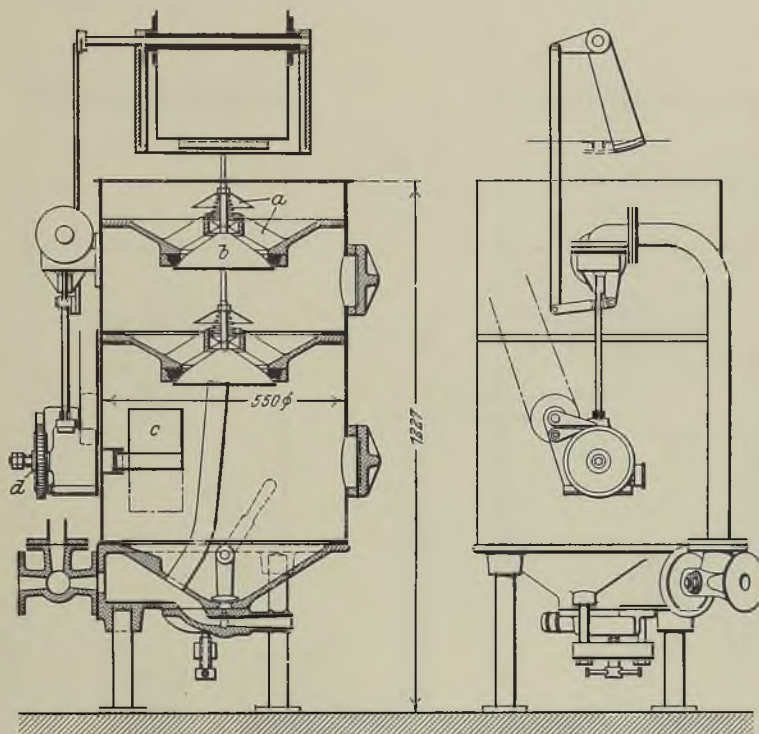


Abb. 469. Mechanische Umsteuerung bei Mehrkammerapparaten.

Neben dem Drucksystem, bei dem, wie beschrieben, Sandbehälter und Mischdüsenrohr unter gleichem Druck stehen, ist auch ein Überdrucksystem auf den Markt gebracht worden. Diese Bezeichnung rührt daher, daß der Sandbehälter höheren Druck erhält als das Mischdüsenrohr. Auch für diese Betriebsart sind Ein- und Zweikammerapparate in Gebrauch. Die ersteren sind nach Abb. 470²⁾ gestaltet und kommen, da sie von Hand umgesteuert werden müssen, nur für unterbrochene Arbeitsweise in Frage. Die Preßluft tritt bei *a* ein, um dann zum Teil in die Kammer *b* zu gelangen. Letztere ist oben durch ein Sandventil *c* abgeschlossen, das gleichzeitig den Trichterverschluß für den Sandbehälter bildet. Ist der Sand aus der Kammer *b* verbraucht, so läßt man die Preßluft ins Freie entweichen, indem man den Lufthahn *a* entsprechend dreht. Da jetzt in *b* atmosphärischer Druck herrscht, öffnet sich das Füllventil *c* durch das Gewicht des im Aufgebetrichter befindlichen Sandes, und letzterer fällt in die Druckkammer *b*. Ein weiterer Teil der Preßluft strömt bei der ersten Hahnstellung in das

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

²⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

Mischdüsenrohr e. Er passiert dabei eine Drosseldüse d, wodurch er eine kleine Druckverminderung erhält. In der Mischdüse trifft er auf den unter Überdruck stehenden Sand und schleudert ihn aus der Düse heraus.

Der Überdruck-Zweikammerapparat, Abb. 471¹⁾ hat eine ähnliche Wirkungsweise. Es sind zwei nebeneinander liegende Druckkammern a und a₁ vorgesehen, von denen abwechselnd immer eine unter Druck steht, während die andere mit Sand aus dem über beiden Kammern liegenden Behälter gefüllt wird. Der Luftstrom wird durch ein Ventil

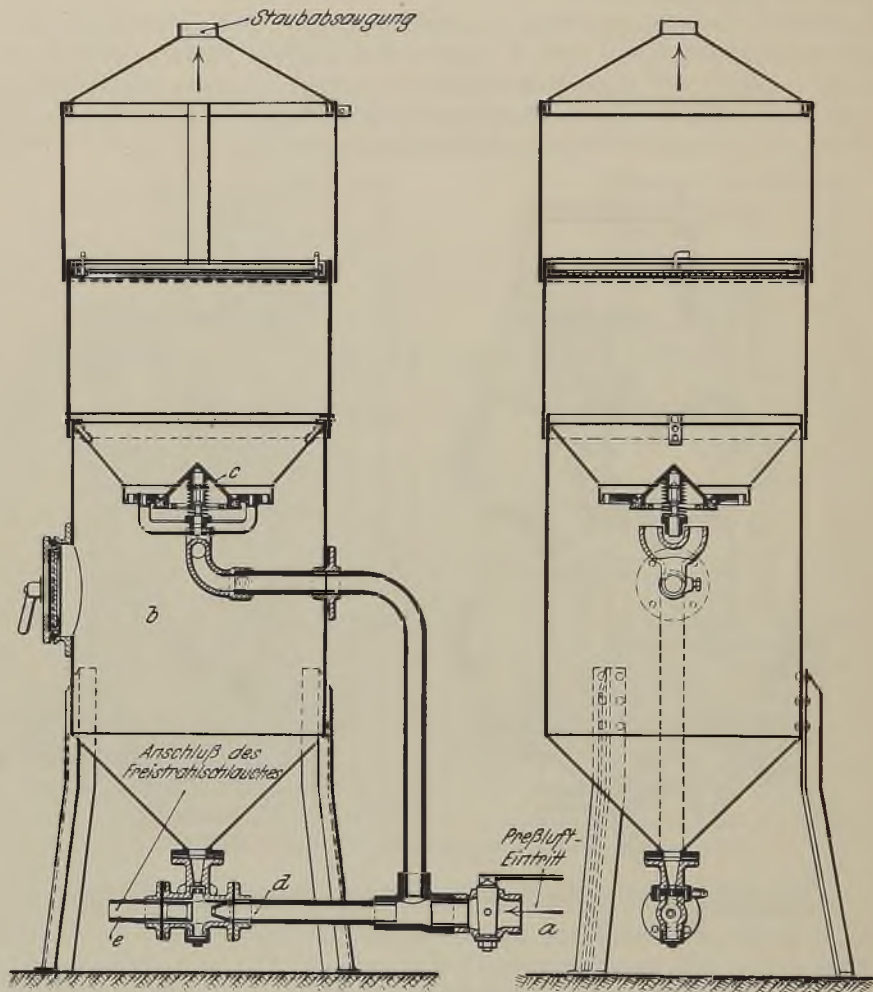


Abb. 470. Einkammerapparat nach dem Überdrucksystem.

mit Handhebel, außerhalb des Gehäuses — in der Abbildung nicht sichtbar — zu der jeweils in Tätigkeit befindlichen Kammer, in diesem Falle a, geleitet, wo er ähnlich wie oben geteilt wird. a steht unter vollem Druck, der den Sand durch c in die Mischdüse b schafft, dabei wirksam ein etwaiges Verstopfen von c verhindernd. Das Herausschleudern des Sandes aus b wird durch den mit geringem Unterdruck arbeitenden anderen Teil der Preßluft bewirkt. Mit dem Ventildoppelhebel ist ein zweiter darüberliegender durch Zugstangen verbunden. So werden beim Drehen des ersteren durch auf der oberen Hebelwelle sitzende Nasen die Hebel der Sandventile d bzw. d₁ in der Weise beeinflusst, daß sie sich öffnen oder schließen. Ein selbsttätiges Steuern des Apparates kann gegebenenfalls dadurch erreicht werden, daß man einen besonderen Antrieb von der Welle der

¹⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

Putzvorrichtung, welche das Organ für Zuführung der Werkstücke zu den Putzdüsen bildet, vorsieht.

Besondere Aufmerksamkeit sollte man der konstruktiven Durchbildung der Sandventile zuwenden. Sie haben einerseits die Aufgabe, das Durchlassen des Sandes von einem Behälter in den anderen zu bewirken, andererseits sollen sie die Kammern luftdicht abschließen. Es muß daher ausgeschlossen sein, daß sich zwischen Ventilsitz und Teller Sandkörner festsetzen, da sonst die Preßluft doch austritt und den auf dem Ventil liegenden Sand aufwirbelt. Außerdem sinkt der Druck in der Arbeitskammer, das Ventil verschleißt und wird dauernd undicht. Ventilkonstruktionen¹⁾, wie die nach Abb. 472, sind also zu verwerfen, da die breite Abdichtungsfläche diese Gefahr erheblich vergrößert. Eine zweckmäßige Ausführung zeigt dagegen Abb. 473, bei der Dichtungsflächen, auf denen Sand liegen bleiben könnte,

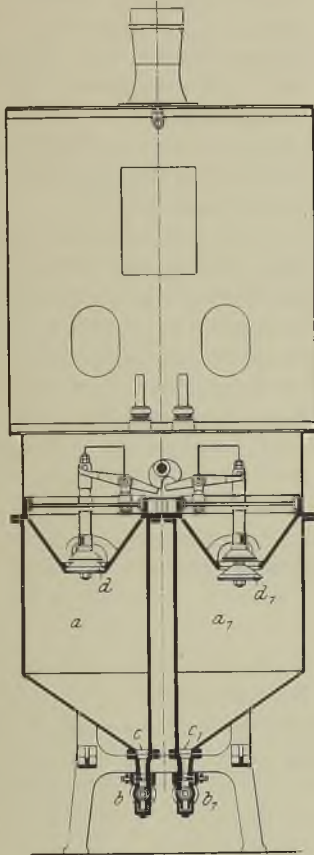


Abb. 471. Zweikammerapparat nach dem Überdrucksystem.

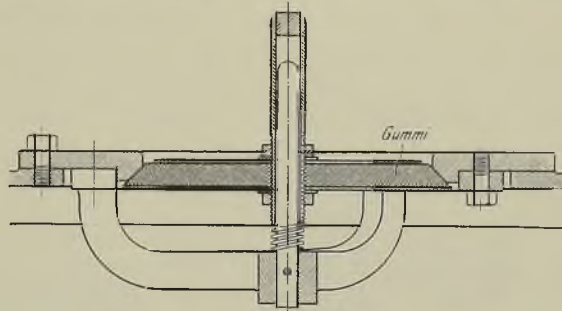


Abb. 472. Falsche Ventilbauart für Sandstrahlapparate.

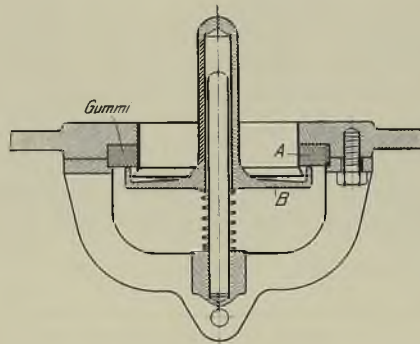


Abb. 473. Richtige Ventilbauart für Sandstrahlapparate.

vermieden sind. Die Gummidichtung A liegt oben und bildet den Ventilsitz, auf den sich der schmale Rand des Ventils auflegt, wobei etwa dort liegende Sandkörner abfallen. Das Ventil ruht auf einer kleinen Feder, wodurch ein stoßfreies Öffnen erreicht ist.

Sehr gut bewährt haben sich auch Glockenventile aus Gußeisen (Abb. 469). Bei ihnen können etwa mitgerissene Eisenstückchen oder Kernnägeln nicht zwischen Ventilrand und Sitz hängen bleiben, und durch Federaufhängungen werden Klemmungen vermieden. Bei allen Kammerapparaten muß durch Mannlöcher, abnehmbare Schlauchflansche u. dgl. dafür gesorgt werden, daß sich den Betrieb störende Verstopfungen schnell beseitigen lassen.

Luftverbrauch.

Für die Bestimmung des Kraftbedarfs des Kompressors und der von ihm anzuzugenden Luftmenge sind bei Sandstrahlgebläsen die Luftpressung, die Anzahl der

¹⁾ Werkst.-Techn. 1909. S. 654.

Blasdüsen und ihr Querschnitt maßgebend. Das Schaubild, Abb. 474¹⁾, ermöglicht ein Ablesen der ungefähren Größe der in Frage kommenden Werte. Soll z. B. ein Sandstrahlgebläse mit Preßluft von 1 at und mit zwei Düsen von 10 mm lichte Durchmesser arbeiten, so geht man auf der Abszissenachse von dem Druck 0,8 at aus, da es sich empfiehlt, den Anfangsdruck etwa um $\frac{1}{5}$ niedriger anzusetzen. Durch das Anstellen des Sandes wird nämlich der Austrittsquerschnitt der Düsen verkleinert, und dadurch wächst

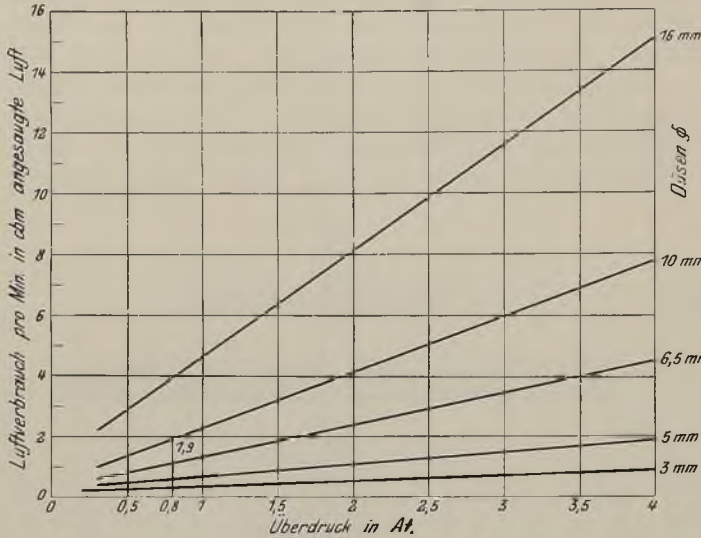


Abb. 474. Luftverbrauch und -Pressung.

der Arbeitsdruck um ungefähr $\frac{1}{4}$ des Anfangsdrucks. Als erforderliche Luftmenge, die anzusaugen ist, findet man dann für eine Düse von 10 mm lichter Weite eine Ordinate, die 1,9 m³ entspricht. Aus der Zahlentafel 105²⁾ findet man den erforderlichen Kraftbedarf zu 4,3 PS für die Düse, also für 2 Düsen $2 \cdot 4,3 = 8,6$ PS.

Von wesentlicher Bedeutung für gutes Arbeiten ist die Bemessung der Düsenquerschnitte. Da durch eine Öffnung in der Zeiteinheit mehr feinkörniger als grobkörniger Sand hindurchgeht, sollte man eine entsprechende Regelung der Sandzuflusmengen vorsehen, denn zuviel Sand setzt ebenso wie zu wenig Sand die Leistungsfähigkeit herab. Im allgemeinen kann die Durchflußöffnung bei grobem Sand gleich der Ausflußöffnung gewählt werden, bei feinerem Korn muß sie 10—15% kleiner sein.

Zahlentafel 105.

Gelieferte Luftmenge und Kraftbedarf der Kompressoren.

Leistung in der Minute bei p. ° m ³	Zylinderdurchmesser mm	Hub mm	Umdrehungen in der Minute	Erforderliche PS bei 1 kg/cm ² Pressung
Doppelt wirkende Kompressoren ohne Wasserkühlung.				
1	130	130	300	2,5
1,9	200	180	180	4,3
3,5	250	250	160	8,4
7	330	300	150	16,5
13	430	380	130	30
Doppelt wirkende Kompressoren mit Wasserkühlung.				
1,9	200	180	180	7,2
3,5	250	250	160	14
7	330	300	150	27
13	430	380	130	52

bei 2 kg/cm² Pressung

Der lichte Düsendurchmesser wird infolge der reibenden Wirkung des Sandstrahles größer. Bei Druckgebläsen vergrößert sich dadurch die Luftaufnahme; steht nicht genügend Luft dafür zur Verfügung, so sinkt der Luftdruck, wodurch die Putzleistung beeinträchtigt wird. Es empfiehlt sich daher auf jeden Fall, den Kompressor nicht zu knapp zu bemessen und durch rechtzeitiges Auswechseln der Düsen einen unnötig

¹⁾ Werkst.-Techn. 1909. S. 652.

²⁾ Nach Angaben von A. Gutmann A.-G., Hamburg-Ottensen.

großen Luftverbrauch zu vermeiden. Ferner ist darauf zu achten, daß die Preßluft kein Wasser mehr enthält, damit sich die Düsen nicht mit feuchtem Sand verstopfen. Zu diesem Zweck sind Wasserabscheider vorzusehen. Die Leitung zwischen Windkessel und Druckapparat soll mit etwas Neigung zum ersteren verlegt werden, damit etwa mitgerissene Wasserteilchen möglichst nicht nach dem Druckapparat zu fließen.

Je nach der Art der Vereinigung der beschriebenen Sandstrahlgebläse mit Vorrichtungen zur Aufnahme der zu putzenden Gußstücke können folgende Gruppen unterschieden werden:

Freistrahlbläse,
Kastengebläse,
Trommelgebläse,
Drehtischgebläse,

Sprossentischgebläse,
Rollbahntischgebläse,
Gebläse für Sonderzwecke.

Freistrahlbläse.

Freistrahlbläse kommen in den Fällen zur Anwendung, wo entweder das Gewicht des zu putzenden Stückes oder seine Gestalt die Anwendung selbsttätiger Zuführeinrichtungen nicht zugänglich erscheinen lassen. Sie sind dadurch gekennzeichnet, daß an den Sandstrahlerzeuger ein Schlauch angeschlossen ist. Derselbe endet in eine Düse, aus der der Sandstrahl austritt. Zwischen Kompressor und Sandapparat ist ein Druckwindkessel einzuschalten. Die Abb. 475—477¹⁾ lassen einige Ausführungen derartiger Freistrahlabparate erkennen und sind ohne weiteres verständlich. Dabei ist noch zu bemerken, daß Saugfreistrahlbläse zwar billig in Anschaffung und Unterhaltung sind, aber nur eine geringe Leistungsfähigkeit besitzen.

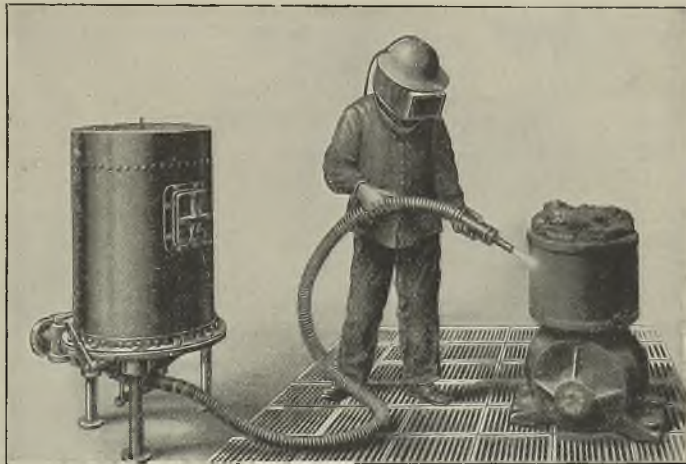


Abb. 475. Freistrahlbläse.

Mit den Arbeiten des Freistrahlbläses ist eine ganz erhebliche Staubentwicklung verbunden, die nicht nur belästigend, sondern auch gesundheitsschädlich ist. Es empfiehlt sich daher, den das Strahlrohr führenden Arbeiter mit einem Staubschutzhelm etwa nach Abb. 475²⁾ zu versehen. An der Gesichtseite

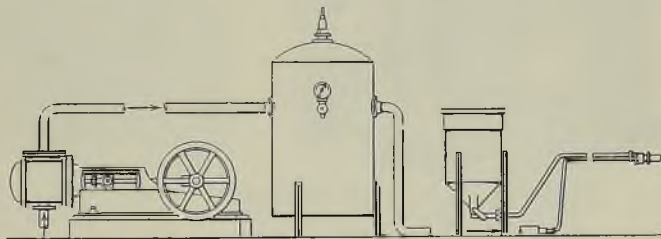


Abb. 476. Ausführungsart für Freistrahlbläse.

des Helmes befindet sich eine größere Öffnung, die mit feiner Messinggaze überspannt ist, so daß der Arbeiter in der Beobachtung der Sandstrahlwirkung nicht behindert ist. Von oben her erhält der Helm durch einen Schlauchanschluß frische Luft, die durch eine Brause verteilt wird, damit eine zu starke Strömung der Luft auf den Kopf vermieden wird. Die ausgeatmete Luft läßt die aus porösem Stoff hergestellte Gesichtsmaske

¹⁾ Abb. 475 Ausführung von Badische Maschinenfabrik, Durlach, Abb. 476 von Krigar & Ihssen, Hannover, Abb. 477 von Vogel & Schemmann, Kabel i. W.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

entweichen. Wenn auch so der den Apparat bedienende Arbeiter geschützt ist, so werden die in der Nachbarschaft arbeitenden Leute doch von dem abgeblasenen Sand ganz erheblich in Mitleidenschaft gezogen. Um auch dies zu verhüten und gleichzeitig die mühelose Wiedergewinnung des Sandes zu ermöglichen, hat man Blasgehäuse und Putzhäuser eingeführt. Sie unterscheiden sich dadurch, daß der Arbeiter beim

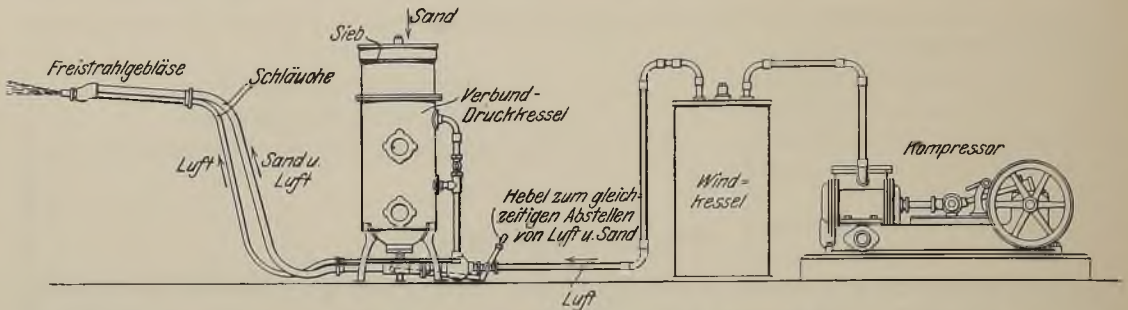


Abb. 477. Andere Ausführungsart für Freistrahlbläse.

Blasgehäuse draußen steht und das Blasmundstück durch eine Öffnung des Gehäusemantels einführt, während er beim Putzhaus im Hause selber arbeitet.

Abb. 478¹⁾ und 479²⁾ zeigen Blasgehäuse mit Sandrückförderung, Sandreinigung und Staubabsaugung aus Blech. Sie erhalten im Innern durch große Fenster die genügende Belichtung, ebenso kann der Arbeiter durch die Fenster den Putzvorgang beobachten. Im Inneren befindet sich ein Rostboden, durch den der Sand in eine Grube fällt. Von hier kann ihn ein Becherwerk wieder dem Druckapparat zuführen. Der Staub wird nach oben abgesaugt. Die Vorderwand ist in Abb. 478

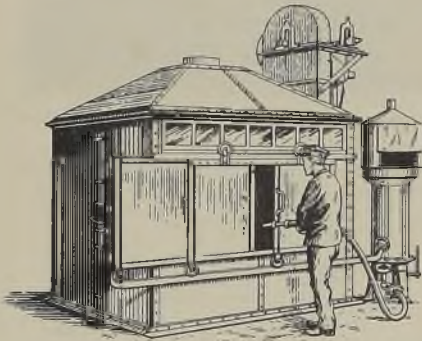


Abb. 478. Blasgehäuse mit Sandrückförderung.

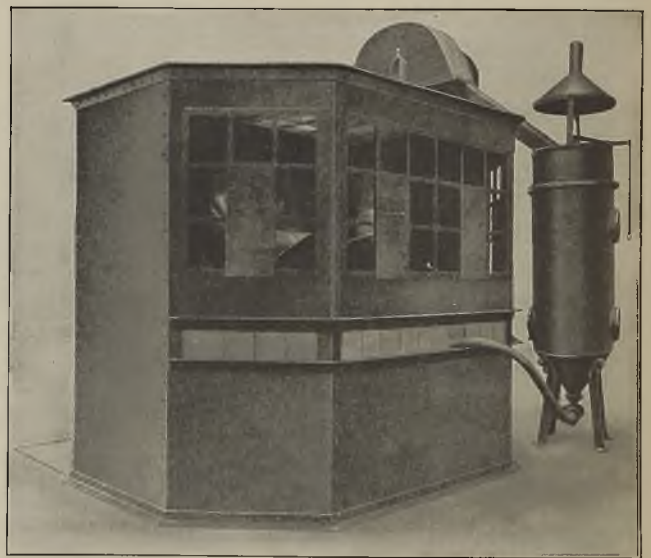


Abb. 479. Blasgehäuse mit Sandrückförderung.

aus Blech und zurückschiebbar, in Abb. 479 wird der Luftschlauch zwischen die Schlitz des mit Lederlappen verschlossenen Spaltes eingeführt.

Sehr zweckmäßig ist das Blasgehäuse Abb. 480³⁾ mit einem Drehtisch ausgerüstet, auf dem die aufgelegten Stücke mit Freistrahл geputzt werden. Die links ersichtliche pendelnde Wand ermöglicht ein Herausdrehen der geputzten Stücke und ein Einbringen der ungeputzten, die auf den Drehtisch gelegt werden. Der Blassand fällt durch die

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

²⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

³⁾ Ausgeführt von Maschinenfabrik G. Zimmermann, Rath b. Düsseldorf.

Spalten der Tischfläche in einen Trog, durch den er mittels Schnecke einem Becherwerk zugeführt wird. Dieses bringt ihn einer Staubabscheidung zu, durch die er wieder in das Sandgebläse fällt. Zum Verhüten der Verunreinigung des Sandes durch Formsandklumpen, Kernnägel usw. dienen eingelegte Siebe.

Bei dem Blasgehäuse, Abb. 481¹⁾, erfolgt das Abstrahlen der auf dem Tisch A liegenden Teile durch die an einem Gummischlauch B pendelnd aufgehängte und von Hand betätigte Sandstrahldüse C. Der Sand fließt ihr aus dem darüber angeordneten Druckapparat D zu. Das Innere wird durch zwei Scheinwerferlampen J gut beleuchtet. Die Strahldüse C wird durch die Handöffnungen K bedient. Der gebrauchte Sand wird durch die Förderschnecke E dem Becherwerk zugeführt, das ihn zur Wiederverwendung nach oben bringt. Nach zweimaliger Siebung gelangt er bei F erneut in den Druckapparat. G und H sind Anschlüsse für die Staubabsaugerohre. Da die Schlauchleitung hier nur kurz ist, ist sie Beschädigungen weniger ausgesetzt, besonders auch, weil sie ganz im Innern des

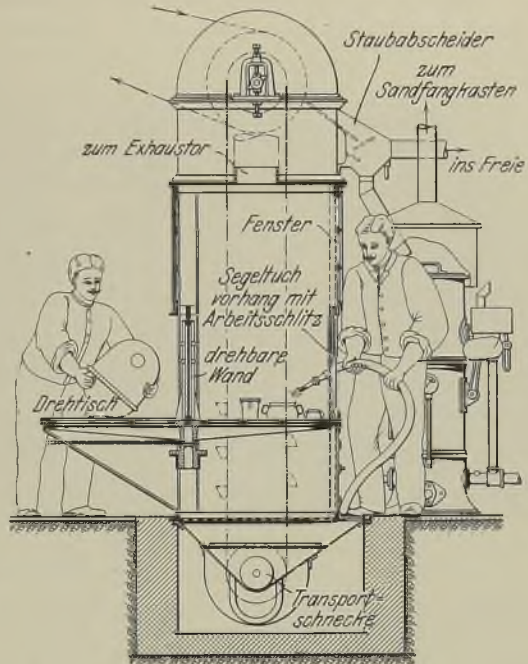


Abb. 480. Blasgehäuse mit Drehtisch.

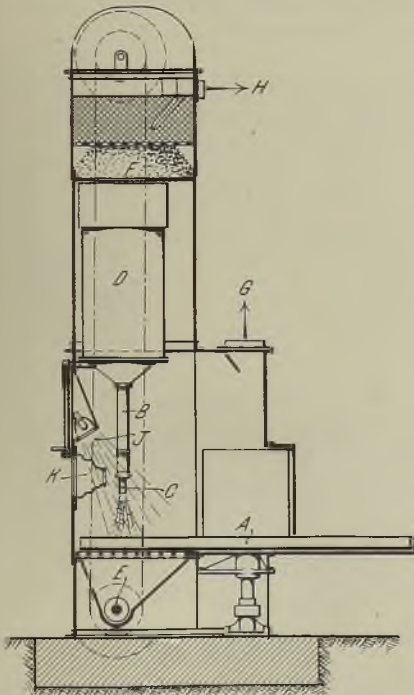


Abb. 481. Blasgehäuse mit pendelnd aufgehängter Sandstrahldüse.

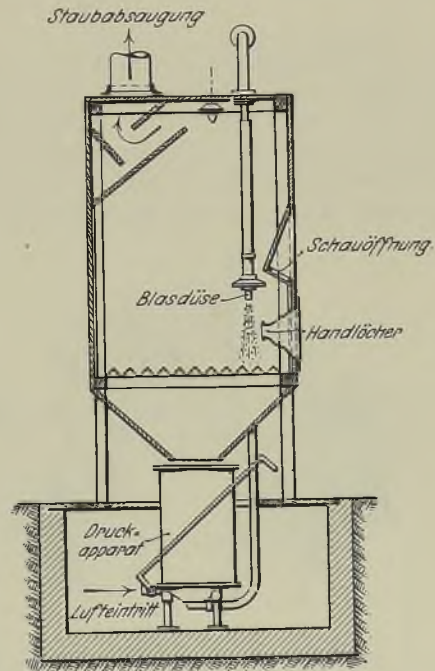


Abb. 482. Blasgehäuse für kleine Stücke.

Gehäuses liegt. Einen Sandstrahlapparat gleicher Art mit Drehtisch stellt Abb. 482¹⁾ dar. Der Apparat ist nur für kleine, leichte Stücke gebaut, die der Arbeiter durch mit

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Lederstulpen abgedichtete Armöffnungen mit der durch Gummihandschuhe geschützten Hand unter dem Sandstrahl hinwegführt. Der Druckapparat liegt hier unten.

Die Gesamtanlage eines Blasegehäuses mit Staubabsaugung und Sandförderung durch Luftstrahl zeigt Abb. 483¹⁾. Aus dem Druckapparat gelangt der Sandstrahl durch

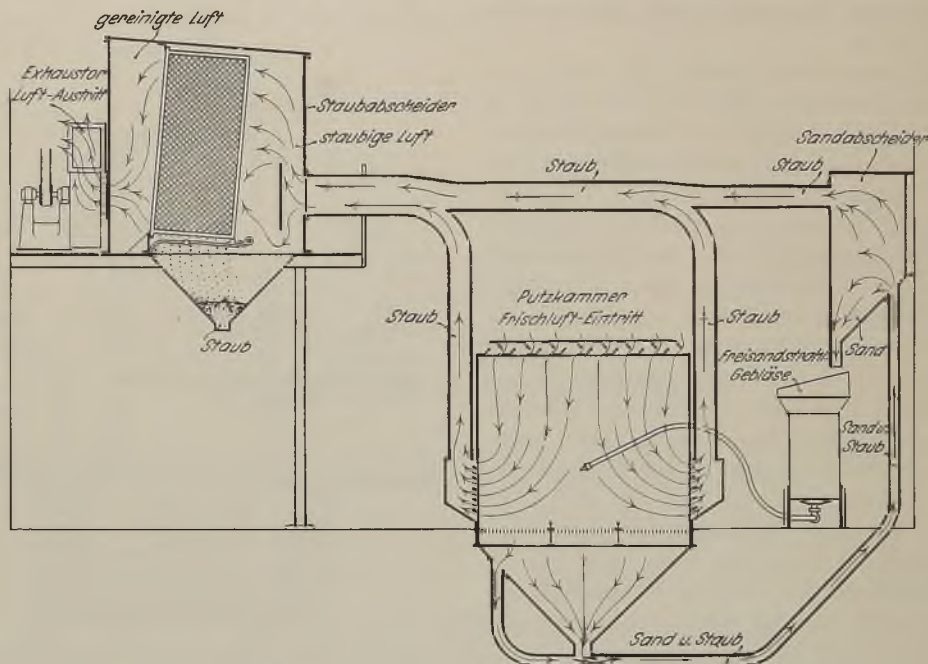


Abb. 483. Gesamtanlage eines Blasegehäuses.

einen Schlauch in die Blasdüse, die von dem außen stehenden Arbeiter gehandhabt wird. Die Düse wird durch mit einem Ledervorhang abgeschlossene Schlitze in das Innere des Gehäuses geführt. Ihr Arbeiten kann durch ein Fenster beobachtet werden. Der sich entwickelnde Staub wird unten seitlich aus dem Gehäuse nach oben gesaugt und

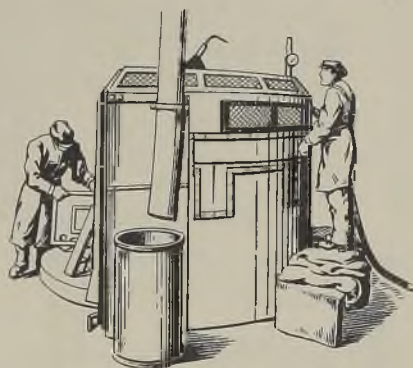


Abb. 484.

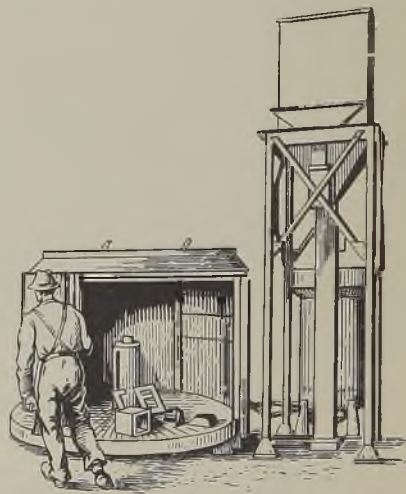


Abb. 485.

Abb. 484 u. 485. Halbzylindrisches Putzgehäuse.

gelangt in die Entstaubungsanlage, während der Blassand, der mit weiteren Staubteilchen durch den siebartig durchlöchernten Boden in einen Trichterbehälter fällt, durch zwei weitere Anschlüsse als Staub-Sandgemisch in einen über dem Druckapparat angebrachten Behälter gesaugt wird. Die Staubbeimengungen gelangen von hier gleichfalls in den

¹⁾ Ausgeführt von Graue A.-G., Langenhagen b. Hannover.

Abscheider, der Putzsand fällt dagegen dem Druckapparat wieder zu. Wie Abb. 484 und 485¹⁾ erkennen lassen, ist das Blasgehäuse nur halbzyklindrisch ausgebildet und unten durch eine kreisrunde Drehscheibe abgeschlossen. In deren größtem Durchmesser ist eine senkrechte Wand errichtet, die gerade so hoch ist, wie das Gehäuse (vgl. Abb. 485). Während des Putzens (Abb. 484) schließt diese Wand das Innere des halbzyklindrischen Putzgehäuses gegen die Außenluft ab, und man beschickt die jetzt nach außen vorstehende Hälfte des Drehscheibenbodens mit Putzgut. Ist die Putzarbeit für die gleichzeitig auf der inneren Drehscheibenhälfte befindlichen Stücke beendet, so wird die Bodenscheibe um 180° gedreht (Abb. 485). Die fertig geputzten Stücke gelangen dann nach außen, während gleichzeitig das neue Putzgut in den Putzraum befördert wird.

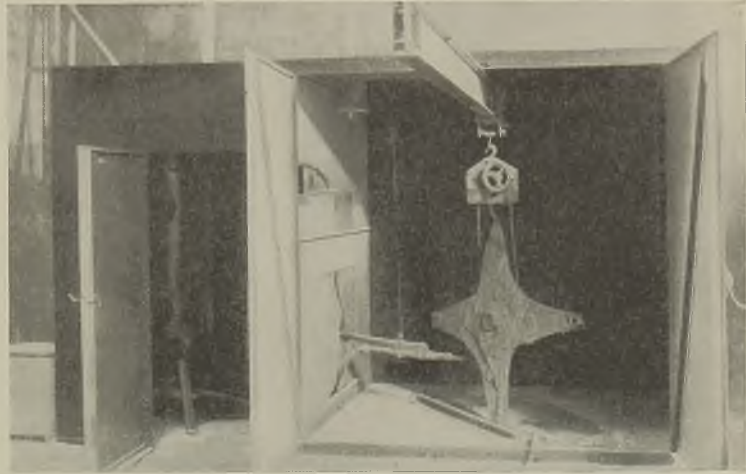


Abb. 486. Blasgehäuse mit Drehboden.

Bei diesem sog. „Hygienischen Kabinett“ befinden sich die Arbeiter immer außerhalb des Staubbereichs, sind daher der gesundheitschädlichen Wirkung des Sandes

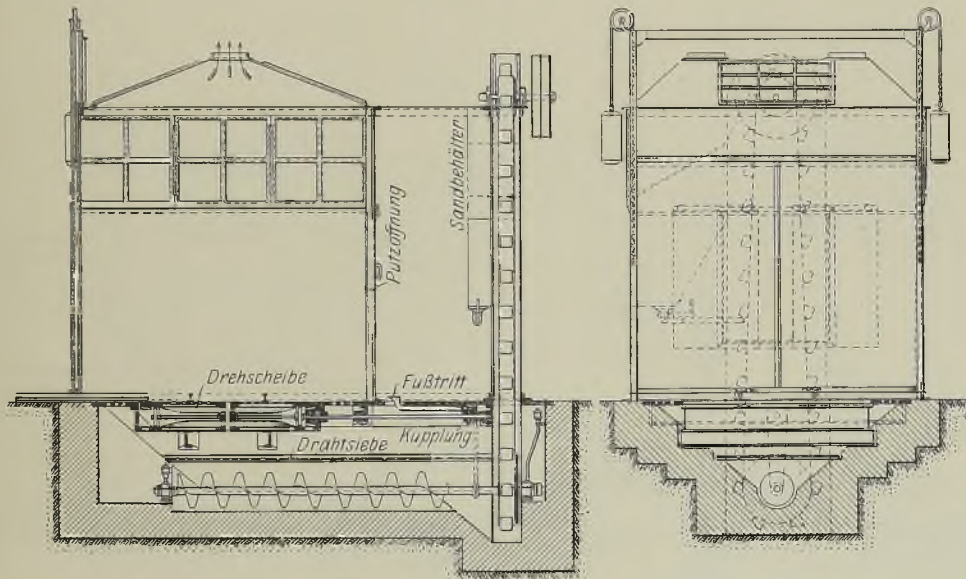


Abb. 487. Schema eines großen Putzhauses.

nicht ausgesetzt. Das Heben und Trennen von Sand und Staub geschieht nur durch Luft, ein Becherwerk und sonstige Fördermittel sind nicht erforderlich. An dem Gebläse arbeiten zwei Mann in ununterbrochener Arbeitsfolge. Während der eine das Putzgut abstrahlt, legt der andere neues Putzgut auf. Da die Drehscheibe sich in gleicher Höhe mit dem Fußboden befindet, können auch schwerere Teile ohne Verwendung eines Hebezeugs leicht aufgelegt werden.

¹⁾ Ausgeführt von Graue A.-G., Langenhagen b. Hannover.

Bei dem Blasgehäuse, Abb. 486¹⁾, ist ein Drehboden im Innern angeordnet, auf den die Stücke durch eine Tür eingebracht oder auf Wagen mit durchlöcherter Plattform

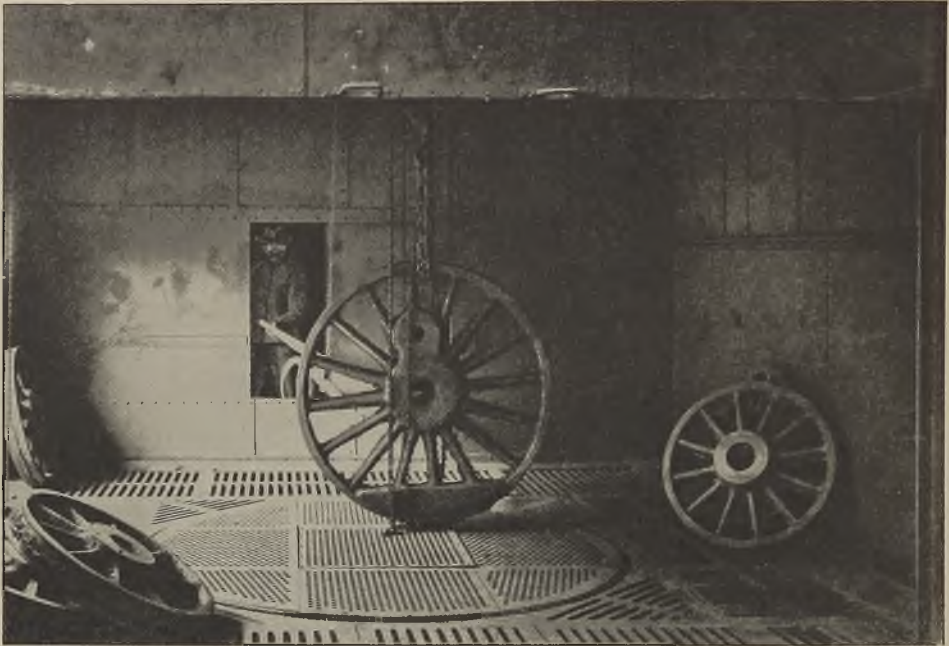


Abb. 488. Inneres des Putzhauses.

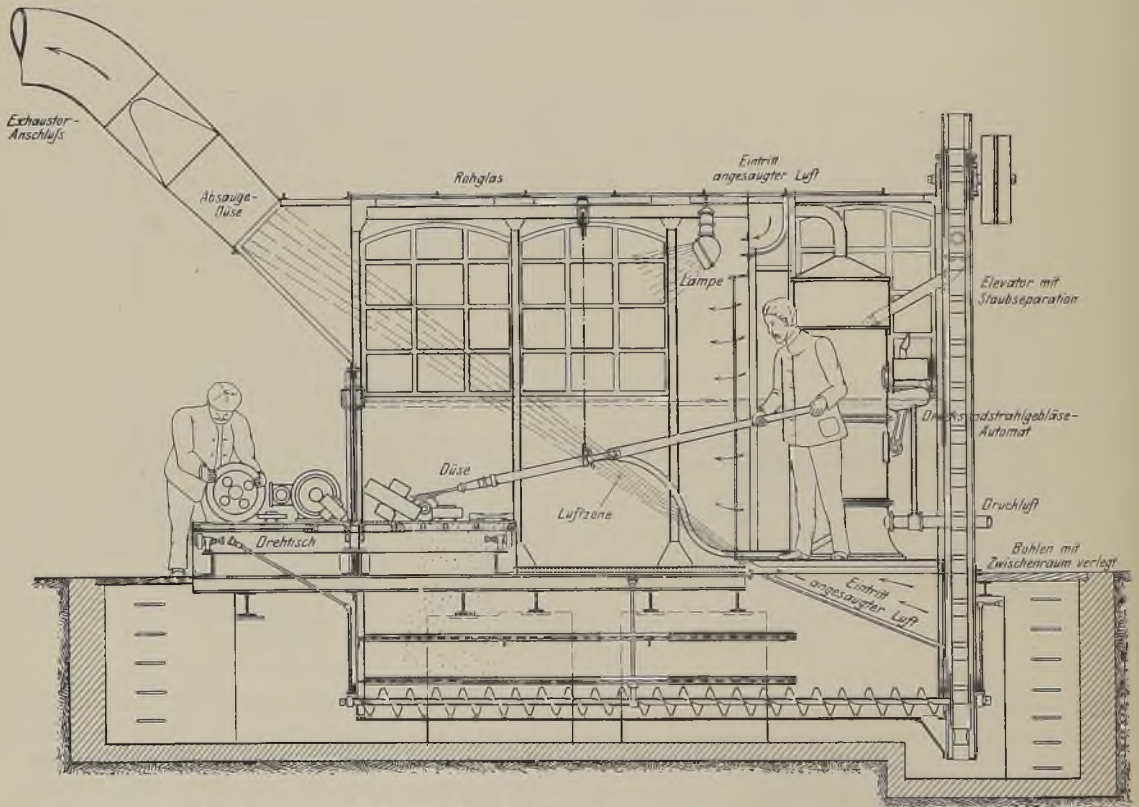


Abb. 489. Längsschnitt durch ein Putzhaus.

¹⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

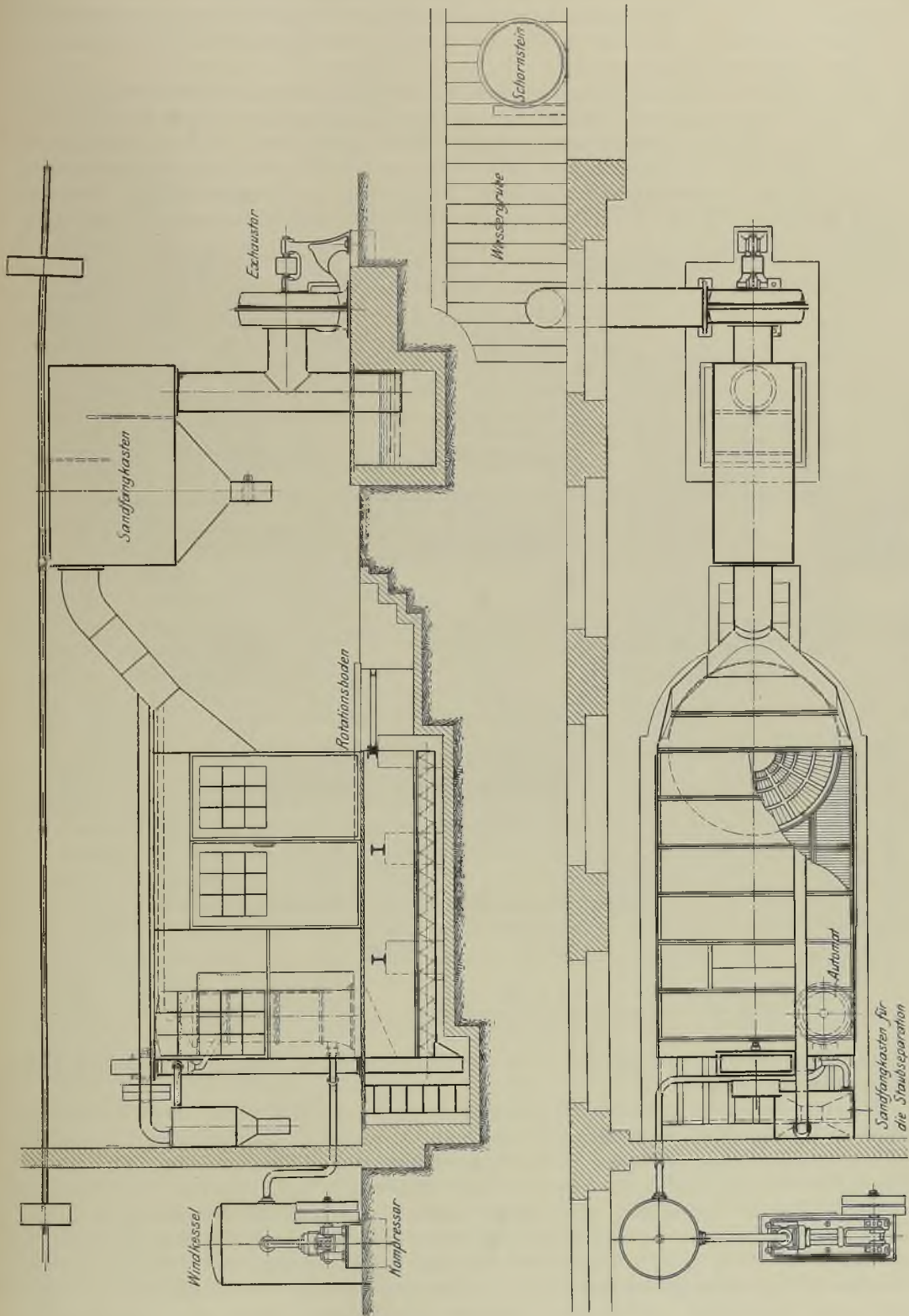


Abb. 490. Vollständige Putzhausanlage.

eingefahren werden. Durch Handkurbel oder mit Hilfe einer Ausrückkupplung von einem Vorgelege aus läßt sich der Boden bewegen, so daß die Werkstücke vor dem Sandstrahl vorbeigedreht werden. Im übrigen ist der Apparat mit Becherwerk, Staubabsaugung und Überdruckapparat ausgerüstet.

Die Blasgehäuse sind nicht mehr geeignet, wenn das Putzen von größeren, unregelmäßig gestalteten, schweren Gußstücken, wie etwa Dampfzylinder, Schwung- und Zahnräder, Riemenschieben, Badewannen, Säulen, Muffenrohre usw., in Frage kommt. Es ist dann nötig, daß der Arbeiter von allen Seiten an das Gußstück herankommen kann, d. h. er muß sich in demselben Raum aufhalten, in dem das Werkstück liegt. Hier sind Putzhäuser am Platze, die neben bequemer Arbeitsmöglichkeit auch der Bedienung

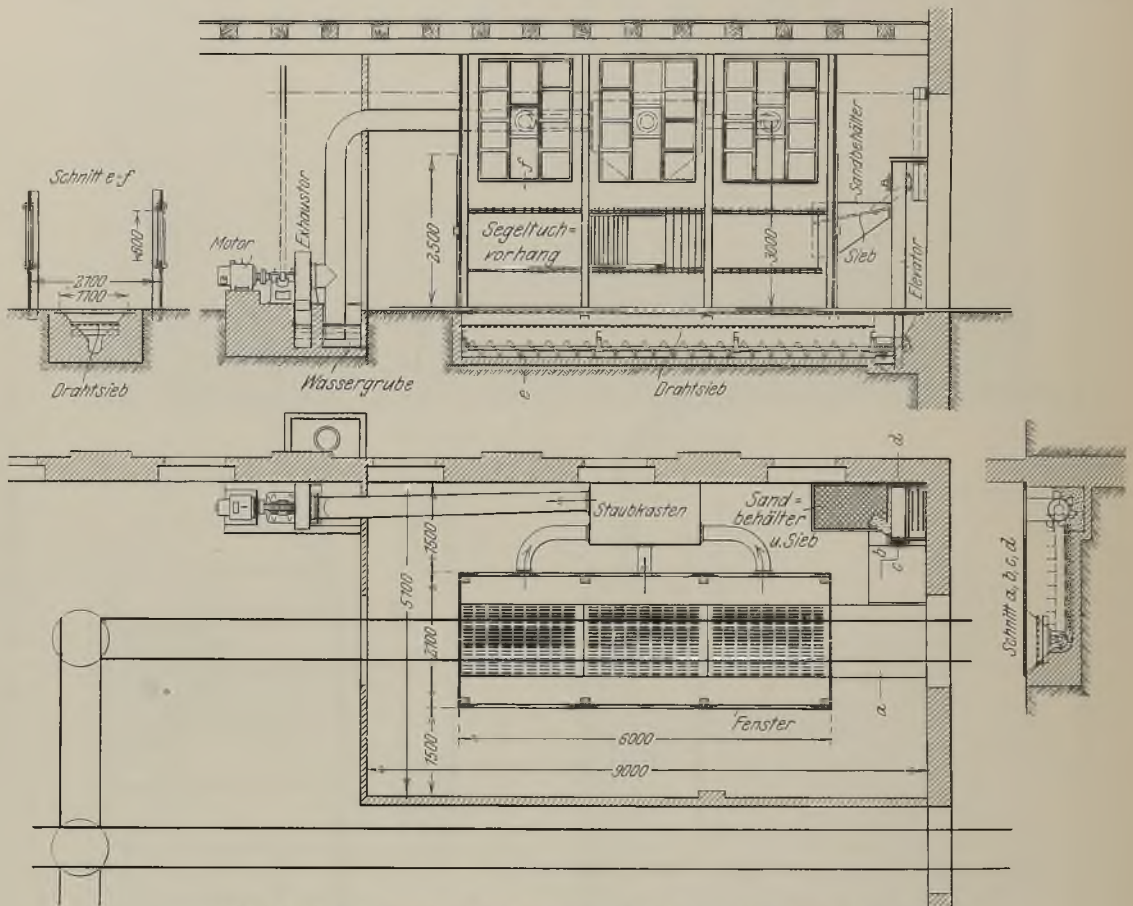


Abb. 491. Putzhausanlage mit abgetrenntem Arbeiteraufenthaltsraum.

Schutz gegen Staub bieten müssen. Der Staubabsaugung ist hier ganz besondere Aufmerksamkeit zu widmen.

Das Schema eines größeren Putzhauses, bei dem der Arbeiter in einem besonderen Raum steht, der durch verstellbare Putzöffnungen mit dem Putzraum in Verbindung gebracht wird, zeigt Abb. 487¹⁾ in Längsschnitt und Vorderansicht. Es ist für schwere Stücke bestimmt, die auf einem Wagen über Gleise auf die in der Mitte des rostartigen Fußbodens befindliche, mechanisch angetriebene Drehscheibe gefahren werden. Der Spritzsand fällt in einen Schneckenförderer, der ihn einem Becherwerk zuführt. Letzteres schafft den Sand wieder in den Behälter des Druckapparates. Der Staub wird oben durch Dachöffnungen abgesaugt. Das Gehäuse besteht aus Blech und ist vorne durch eine Schiebetür verschlossen. Weitere Erklärungen geben die beigezeichneten

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Bezeichnungen. Man kann auch im Innern einen Laufkran vorsehen (Abb. 488), an dessen Katze die zu putzenden Stücke gehängt werden, so daß sie auch von unten dem Sandstrahl zugänglich sind, natürlich muß man dann die Blechwände entsprechend verstärken.

Die Abb. 489¹⁾ gibt den Längsschnitt durch ein Putzhaus wieder, bei dem der Druckapparat mit dem Arbeiter unmittelbar im Putzraum untergebracht ist. In diesem Falle ist selbstverständlich für eine besonders gute Entstaubung zu sorgen. Die dargestellte Art der Entstaubung ist sehr wirkungsvoll und günstig, da der Arbeiter nicht dem Zuge ausgesetzt ist. An der Rückwand des Gehäuses ist der Exhaustor an die Absaugedüse angeschlossen.

Ihr gegenüber sind in den Seitenwänden, der Decke und dem Fußboden Schlitzseeh, durch die der Exhaustor Frischluft nachsaugt. Auf diese Weise bildet sich ein Frischluftzug vor dem Stande des Arbeiters, der die Einwirkung des Putzstaubes auf die Atmungsorgane unschädlich macht. Auf jeden Fall empfiehlt es sich, für einen genügend raschen Luftwechsel im Putzhaus überhaupt zu sorgen und dazu den Lufteintritt so zu wählen, daß der Arbeiter möglichst nahe dem frischen Luftstrom steht oder unmittelbar darin. Die weitere Betriebsart dieser Anordnung dürfte ohne weiteres verständlich sein. Eine vollständige Putzhausanlage größeren Umfangs, die nach gleichem Grundsatz arbeitet, ist in Abb. 490¹⁾ gezeichnet.

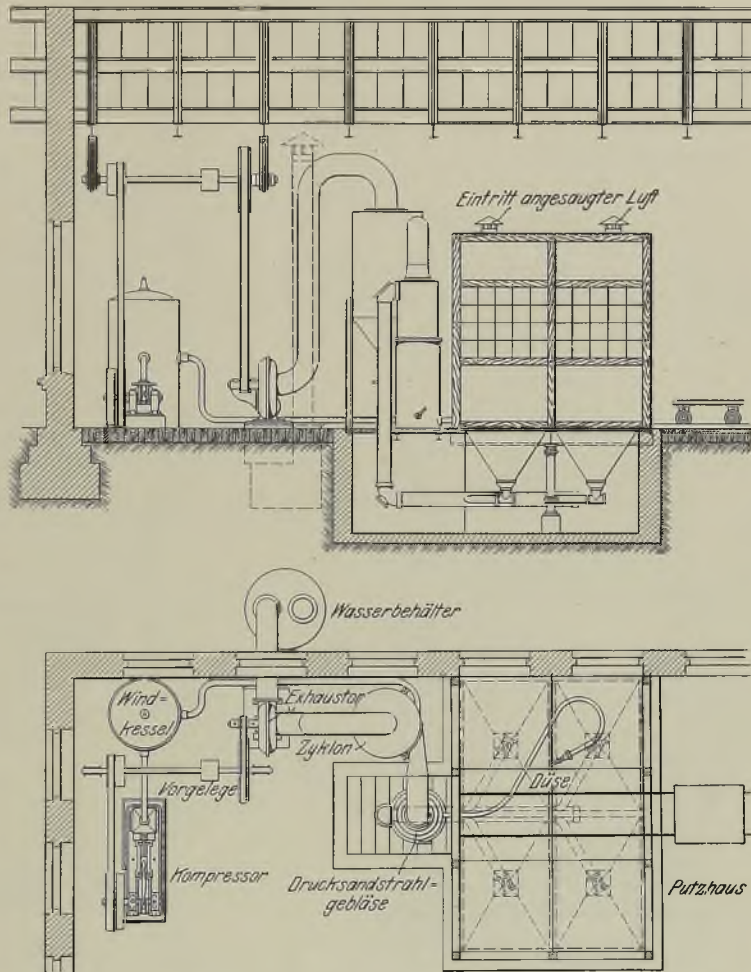


Abb. 492. Putzhaus mit unterirdischer Staubabsaugung.

Bei der Putzhausanlage, Abb. 491²⁾, ist ähnlich wie in Abb. 487 der Putzraum vom Raum, in dem sich der Arbeiter aufhält, getrennt. Die Anlage ist so eingerichtet, daß von zwei Seiten aus die auf einem den Rostboden der Länge nach durchziehenden Gleise mittels Plattformwagen eingefahrenen Stücke der Wirkung des Freistrahlbläses ausgesetzt werden können. Die Spritzdüse wird durch Fensteröffnungen eingeführt, die durch seitlich übereinander ziehbare Segeltuchvorhänge verschlossen werden. Durch reichliche Fenster erhält die Innenkammer genügend Licht und ist der Beobachtung seitens der Arbeiter zugänglich. Ein Exhaustor befördert den Staub in eine Senkgrube; Transportschnecke und Becherwerk ermöglichen die Wiederbenutzung des Putzsandes.

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

²⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

Das Putzhaus nach Abb. 492¹⁾, Patent Mathewson, vermeidet Becherwerk und Schnecke und zeichnet sich durch eine eigenartige Staubabsaugung aus. Der Exhaustor saugt den Staub durch den mit Rosten abgedeckten Boden des Putzhauses ab, gleichzeitig strömt frische Luft von oben nach. Mit dem Staub wird der Sand abgesaugt, der in einem Scheider durch Richtungs- und Geschwindigkeitsänderung abgeschieden wird. Von dort fällt er wieder in den Behälter des Gebläses. Der feine Staub gelangt zu einem zweiten Scheider, wo er sich absetzt, um dann in einen Wasserbehälter geblasen zu werden. Die Rückforderung des gebrauchten Sandes benötigt allerdings einen nicht unerheblichen Kraftaufwand. Um den Staub zu binden, führt Mathewson in das Fallrohr noch einen Dampf- oder Wasserstrahl ein.

Kastengebläse.

Die Kastengebläse werden da angewendet, wo das Putzen kleinerer handlicher

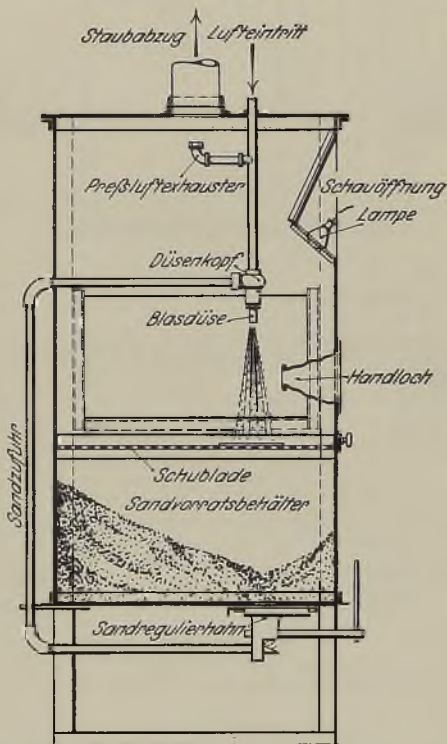


Abb. 493. Kastengebläse nach dem Saugsystem.

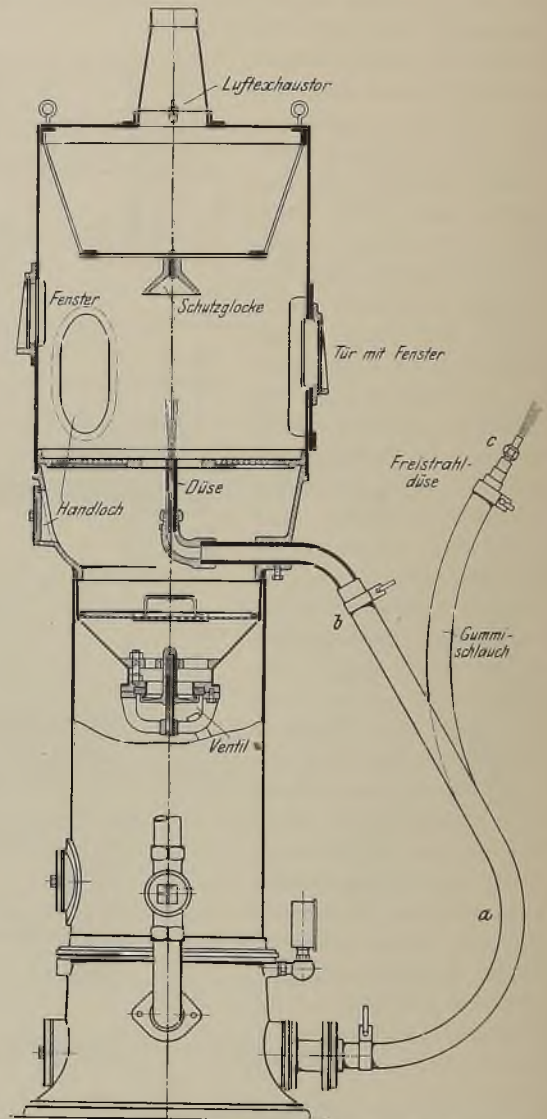


Abb. 494. Kastengebläse nach dem Drucksystem.

Stücke in Frage kommt. Sie ähneln den Blasegehäusen, nur ist bei ihnen der Blasapparat meist mit dem Putzbehälter zusammengebaut, während er bei den mit Blasegehäusen bezeichneten Vorrichtungen getrennt steht. Im Inneren des Aufsatzes, das von außen durch mit Lederklappen verschlossene Mantelöffnungen zugänglich ist und durch ein Fenster beobachtet werden kann, ist eine senkrechte, feste Sanddüse angebracht, die entweder von unten nach oben oder umgekehrt bläst. Der Sandbehälter des Gebläses ist vom oberen Raum durch einen siebartigen Zwischenboden getrennt, der Staub wird durch einen im oberen Deckel des Aufsatzes angebrachten Stutzen entfernt.

¹⁾ Ausgeführt von Tilghman's Patent Sand Blast Co. Ltd., Broadheath bei Manchester.

Bei dem Kastengebläse, (Abb. 493¹⁾), ist das Saugprinzip zur Anwendung gekommen und die Düse bläst nach unten. Der Sandumlauf erfolgt hier ununterbrochen und ist einstellbar. Es kann auch eine kleine Drehscheibe eingebaut werden, wenn Wert auf selbsttätiges Vorbeiführen des Putzgutes unter der Blasdüse gelegt wird. Der verbrauchte Sand fällt durch die gelochte Tischplatte in den Sandbehälter zurück, aus dem er von der Blasdüse hochgesaugt wird. Die Regulierung erfolgt durch Verstellen eines Hebels, der an der Arbeitseite unten vor dem Sandbehälter angebracht ist.

Bei dem nach dem Drucksystem arbeitenden Kastengebläse, (Abb. 494²⁾), steht der Druckapparat unter dem Kasten. Das Sand-Luftgemisch wird dem Blasdüsen Schlauch durch eine Rohrleitung zugeführt, während sich der gebrauchte Sand im Unterteil des Gehäuses sammelt und von da zur Wiederverwendung in den Druckapparat gelangt. Soll das Gebläse als Freistrahlegebläse arbeiten, so wird der Düsen Schlauch durch einen Schlauch mit Strahlrohr ersetzt. Zum Zurückhalten des gröberen noch verwendbaren Blassandes sind vor dem Staubabsaugestutzen Prallwände eingebaut. Es steht auch nichts im Wege, die beschriebenen Kastensandgebläse mit mehreren festen Düsen und Arbeitsöffnungen zu versehen, wenn mehrere Arbeiter an demselben Aufsatz putzen sollen.

Abgesehen von der Art des gewählten Sandstrahlerzeugers kann bei den im folgenden weiter zu besprechenden Apparaten noch ein Unterschied in dem Sinne gemacht werden, ob die Blasdüsen fest oder beweglich sind, im letzteren Fall kann die Bewegung pendelnd oder kreisend sein.

Trommelgebläse.

Das Trommelgebläse besteht aus einer nach Art der Putztrommeln und Scheuerfässer (S. 502) sehr langsam umlaufenden Trommel, in der eine oder mehrere Sanddüsen die Reinigung der eingeschütteten Gußstücke bewirken. Es kommt dabei weniger die scheuernde Wirkung der sich aneinanderreibenden Stücke in Frage, als die Absicht, den Guß so umzuwälzen, daß er von allen Seiten vom Sandstrahl getroffen wird. Die erste Ausführung derartiger Vorrichtungen mit fester Düse rührt von A. Gutmann, A.-G., her. Wie Abb. 495²⁾ erkennen läßt, ist die Trommel kugelig gestaltet, so daß die Stücke das Bestreben haben, nach der Mitte zu rutschen, und sicher in den Bereich des seitlich eingeblasenen Sandstrahls kommen. Ein Becherwerk führt den Sand dem Sanddruckapparat wieder zu. Wie aus dem Grundriß (punktirt) ersichtlich, ist die Trommel seitlich ausschwenkbar, so daß ihr Inhalt bequem in einen daruntergestellten Korb fallen kann.

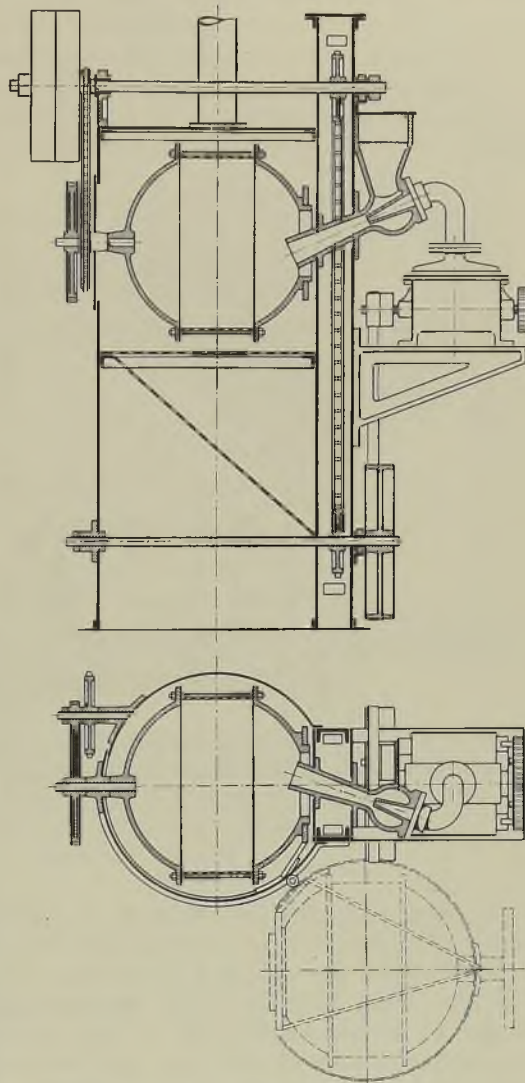


Abb. 495. Ältestes Trommelgebläse.

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

²⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

Mit zwei festen Düsen arbeitet die Drehtrommel, Abb. 496¹⁾. Um die Trommel vor dem Durchblasen zu schützen, sind innen zwei starke Schutzringe vorgesehen. Da beide Stirnwände der Putztrommel Öffnungen für die Blasdüsen haben müssen, lagert man erstere ohne Zapfen auf vier Rädern drehbar. Die Entleerung der Trommel erfolgt, indem man die Trommelöffnung nach unten dreht und die im Querschnitt unten ersichtliche Klappe, über die der Sand zum Becherwerk rutscht, nach rechts dreht, so daß sie eine Rutsche für die dann nach rechts neben den Apparat fallenden Stücke bildet. Um ein besseres Durcheinanderpoltern des Putzgutes zu erzielen, lagert man die Trommeln auch wohl mit etwas geneigter Achse.

Nach dem Schwerkraftsystem arbeitet die Putztrommel (Abb. 497)²⁾. Diese Gebläse zeichnen sich gegenüber anderen Ausführungen durch Einfachheit aus, da für das Zurückfördern des Sandes kein besonderes Becherwerk nötig ist. Die Rückförderung erfolgt

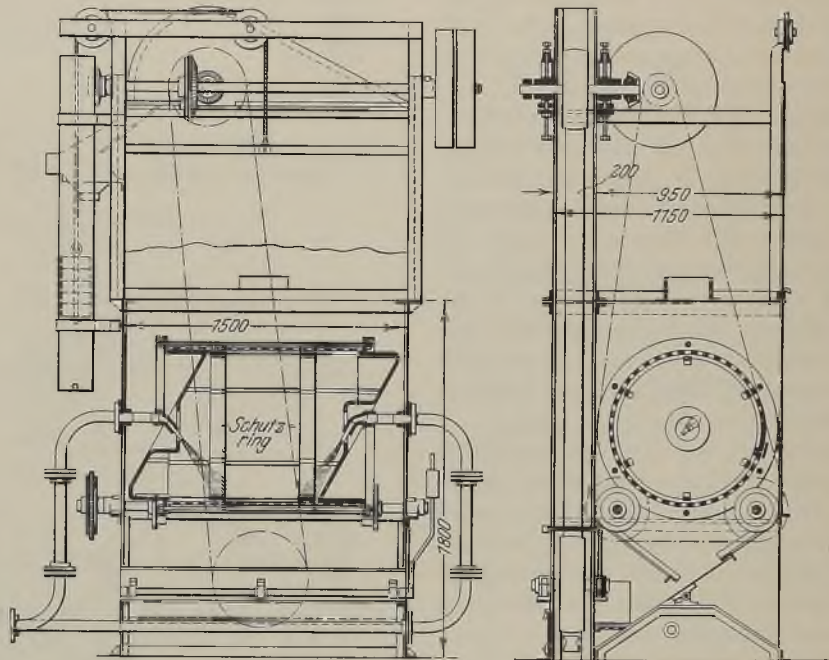


Abb. 496. Drehtrommel mit zwei festen Düsen.

durch den doppelten Blechmantel, in dem schräge Leitbleche angeordnet sind; diese führen den Sand bei der Drehung der Trommel seitlichen Schöpfrädern *f* zu, von denen er in die Höhe gehoben und in die über den Düsen angeordneten Vorratsbehälter *g* ausgeworfen wird. Die durch die Entstaubungsanlage angezogene Luft strömt zum Teil durch die Sandauswurfstellen in das Trommelinnere, übt dadurch eine Windsichtung des ausgeworfenen Sandes aus und beseitigt den feinen Staub. In dem Innern der Trommel wird außerdem eine erstmalige Siebung und durch die Siebe über den Sandvorratsbehältern eine zweite Siebung des Sandes vorgenommen, so daß bei dieser Trommel eine sehr gute Reinigung des gebrauchten Sandes bewirkt wird. Von den Sandvorratsbehältern *g* fällt der Sand unmittelbar in die Gebläsedüsen, so daß die der Abnutzung unterworfenen, sandführenden Rohrleitungen und die durch sie bewirkten Verluste wegfallen. Die Trommel wird durch ein Exzenter-Klinkengetriebe *b*, *c*, *d* angetrieben, das eine große Übersetzung gestattet, so daß die Trommel sehr langsam umläuft und das Putzgut geschont wird.

In Abb. 498³⁾ ist die aus Stahlblech bestehende innere Trommel *B* derart durchlocht,

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

³⁾ Ausgeführt von De Fries & Co., Düsseldorf.

daß der aus den sechs nebeneinander angeordneten Düsen F tretende Sand, nachdem er die Gußstücke bearbeitet hat, auf das äußere Gehäuse A fällt. Beim Drehen der Trommel

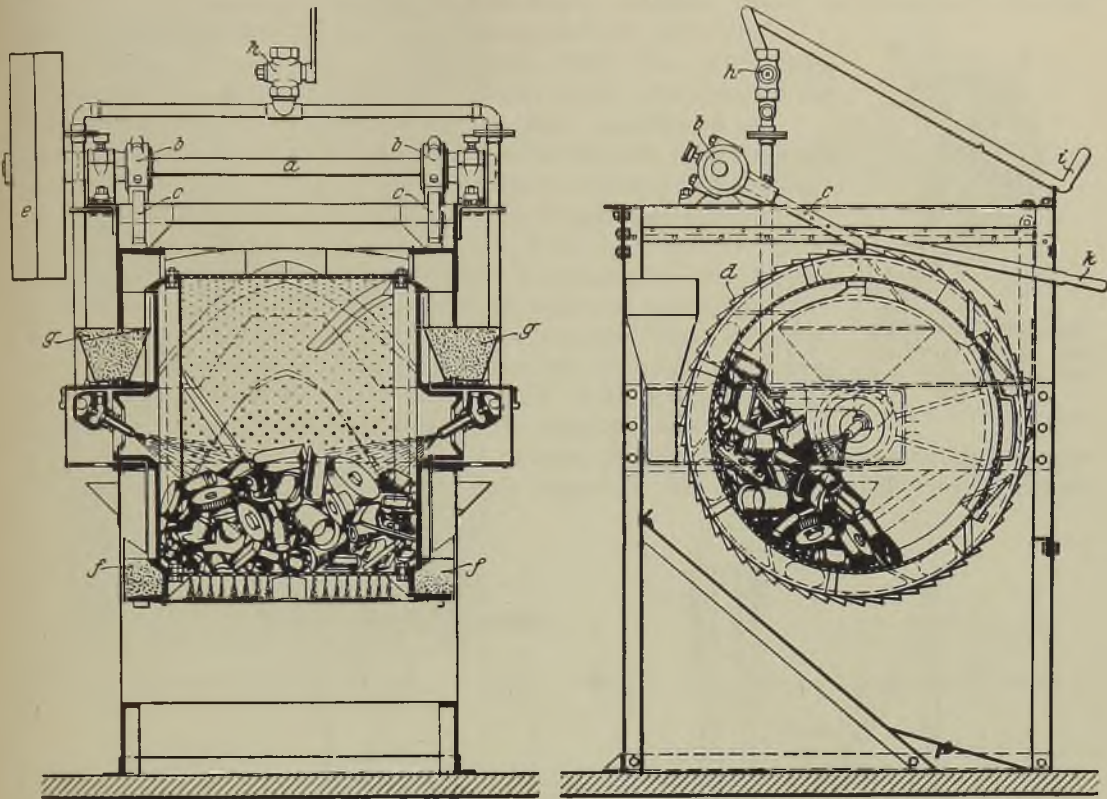


Abb. 497. Putztrommel nach dem Schwerkraftsystem.

in Pfeilrichtung gelangt er in die Zellen C, die ihn nach dem höchsten Punkt der Trommelumfangsbewegung heben, um ihn dort durch ein Sieb E in den Sandtrog D auszuschütten.

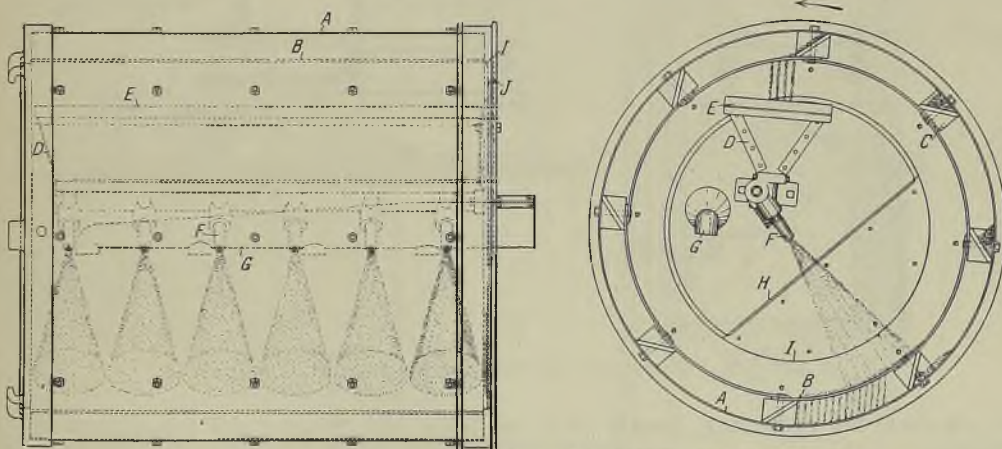


Abb. 498. Putztrommel mit selbsttätiger Rückführung des Putzsandes.

Durch das Abzugrohr G wird der Staub abgesaugt. H ist eine Platte, die das feststehende rechte Kopfstück vor dem Dagegenfallen der Gußstücke schützen soll, während das linke Kopfstück als Deckel zum Beschicken der Trommel ausgebildet ist. Die Sandgebläsedüsen sind nach Abb. 499 ausgebildet und zu vier bis sechs an dem sich über die ganze

Trommellänge erstreckenden Sandtrog angeschraubt. Die Einrichtung ist sehr einfach und betriebsicher. Eine Erneuerung des Putzsandes ist erst nötig, wenn er durch längeren Gebrauch zu Staub zermalmt durch das Dunstrohr abgesaugt ist.

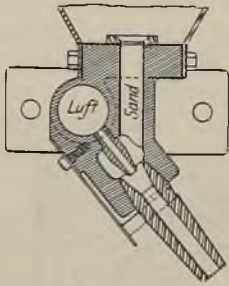


Abb. 499. Ausbildung der Sandgebläsedüsen bei der Trommel nach Abb. 498.

Außer der Drehbewegung kann man der Trommel auch noch gleichzeitig nach Abb. 500¹⁾ eine hin- und hergehende Bewegung bei feststehender Düse erteilen, um die Gußstücke zu schonen.

Die Anordnung, Abb. 501²⁾, mit ebenfalls feststehender Düse, die nach dem Schwerkraftsystem arbeitet, ist besonders wegen ihres eigenartigen Antriebes bemerkenswert. Am Umfang der Trommel sind beiderseitig Sperrzähne eingearbeitet, die von Klinken betätigt werden (vgl. Abb. 497). Letztere werden durch Exzenter bewegt, die so aufgekeilt sind, daß die Klinken abwechselnd in Tätigkeit treten und dadurch eine stetige langsame Trommeldrehung bewirken. Ihr Vorschub ist entsprechend dem abwechselnden Vorgehen der Klinken ein ruckweiser, was den Vorteil hat, daß die Trommel geschüttelt wird, so daß mit Hilfe eingebauter Leitschaukeln ein seitliches Hin- und Herrutschen der Gußstücke erzielt wird, was zur Erhöhung der Gleichmäßigkeit der Putzwirkung beiträgt. Durch Anheben einer Klinke kommt die Trommel zum Stillstand. Entfernt man die Tür

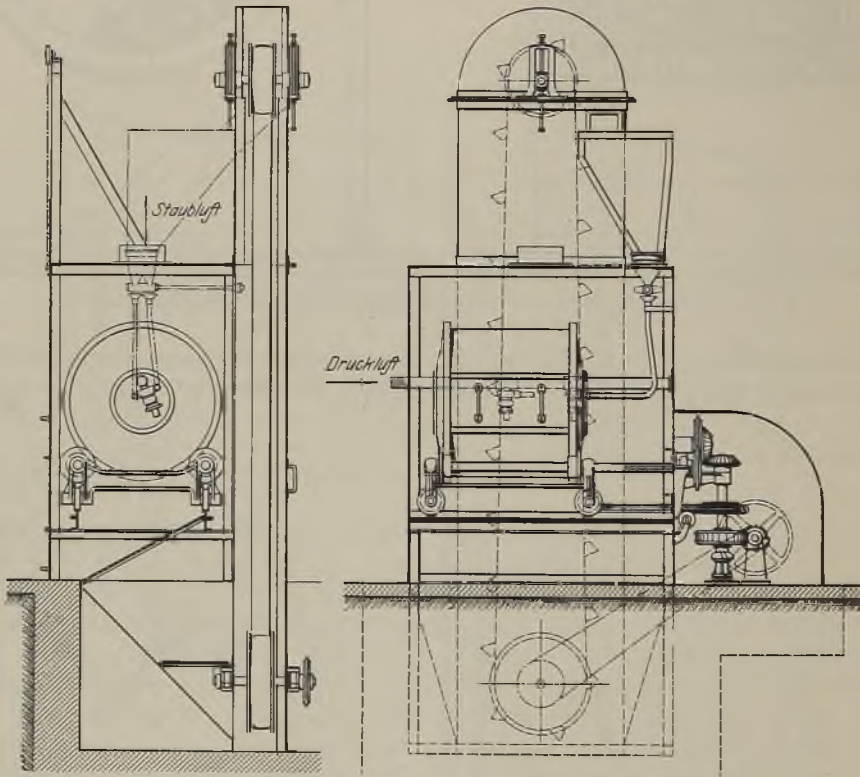


Abb. 500. Putztrommel mit hin- und hergehender Bewegung.

und schaltet den Vorschub wieder ein, so fallen die Stücke auf eine Rutsche, die selbsttätig umklappt und erstere aus der Maschine wirft.

Abb. 502²⁾ gibt ein Beispiel einer schrägliegenden Trommel, durch deren netzartigen Mantel der Sand hindurchgeblasen wird. Die Trommel kann herausgenommen und in der gestrichelt angedeuteten Weise durch einen Drehtisch ersetzt werden, falls

¹⁾ Ausgeführt von Krigar & Ihssen, Hannover.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

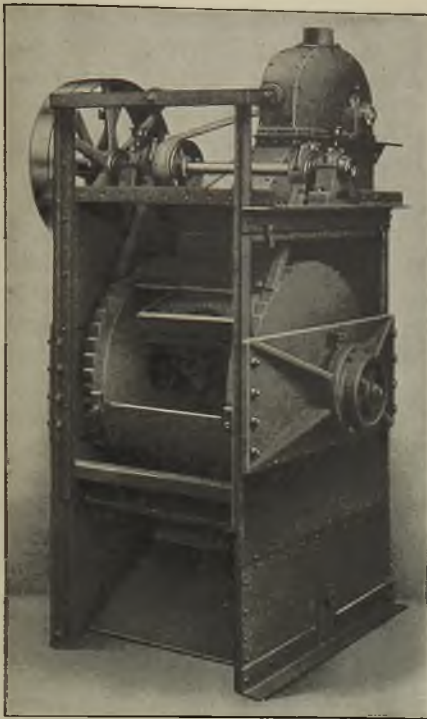


Abb. 501. Putztrommel mit feststehender, nach dem Schwerkraftsystem arbeitender Düse.

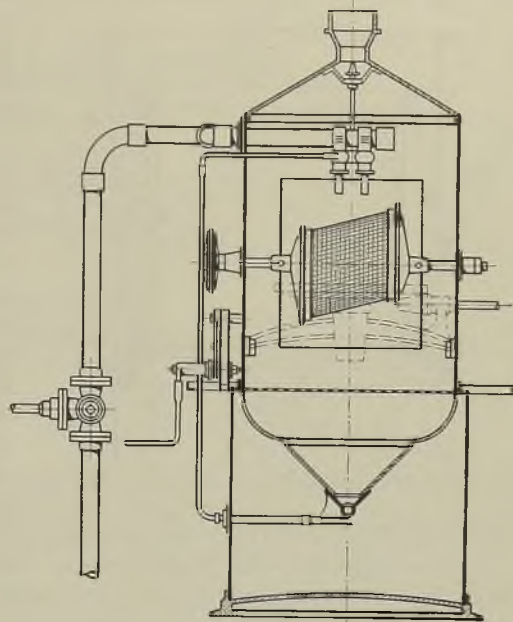


Abb. 502. Putzgehäuse mit schrägliegender Trommel.

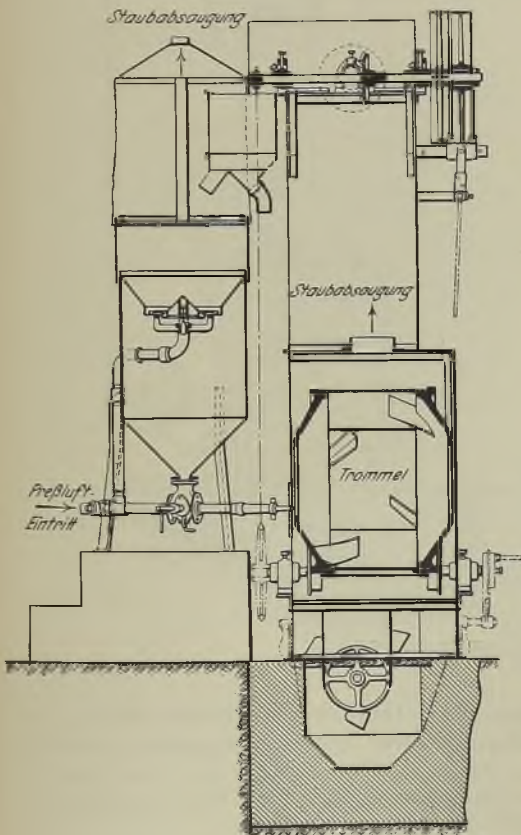
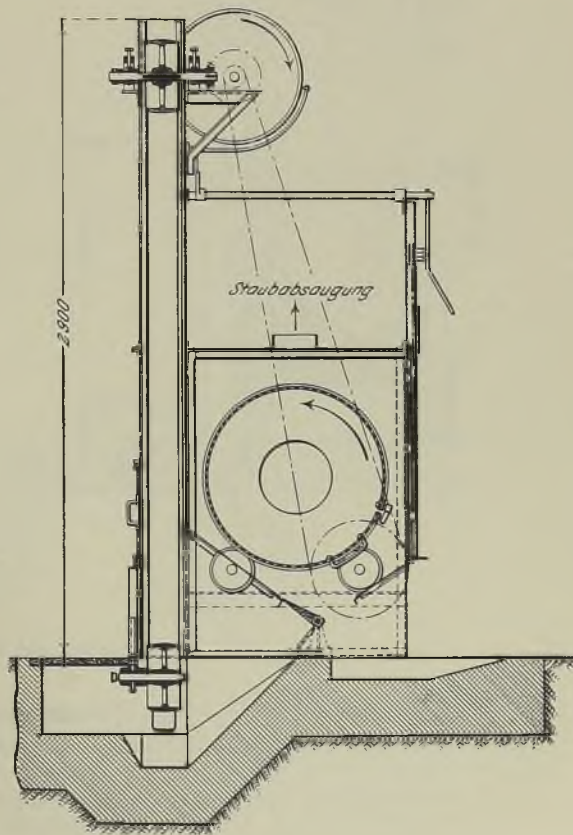


Abb. 503. Putztrommel mit Gewindegängen im Innern.



die zu putzenden Stücke für die Trommel zu groß werden. Die Drehung erfolgt in beiden Fällen durch Kurbel mit Zahngetrieben. Um die Neigung der Trommel zu vermeiden, sind in Abb. 503¹⁾ im Innern des Trommelmantels aus Winkeleisen bestehende Gewindgänge angebracht, die eine Bewegung der Gußstücke vom einen Trommelende zum andern bewirken.

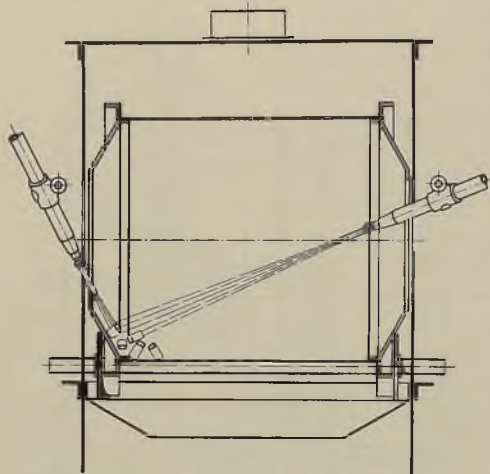


Abb. 504. Drehtrommel mit beweglichen Düsen.

Eine der einfachsten Bauarten von Drehtrommeln mit beweglichen Düsen ist in Abb. 504²⁾ angedeutet. Dieselben blasen seitlich in die Trommel hinein und pendeln während des Blasens senkrecht zu ihrer Längsachse hin und her. Es finden sich auch Bauarten, die ähnlich der in Abb. 495 wiedergegebenen nur mit einer seitlichen Pendeldüse arbeiten. Der Zweck der Anordnung, Abb. 505³⁾, ist, den Abstand der Düsenmündungen vom Putzgut möglichst gleichbleibend zu halten, und dabei doch ein pendelndes Hin- und Herschwingen der Düsen zu erreichen. Außerdem ist noch

die Einstellung der Düsen in schräger Richtung ermöglicht.

Die Trommel von Mathewson, Abb. 506, ist besonders zum Putzen größerer Gußstücke zu verwenden. Die den Sand zuführenden Teile sind an einem hin- und

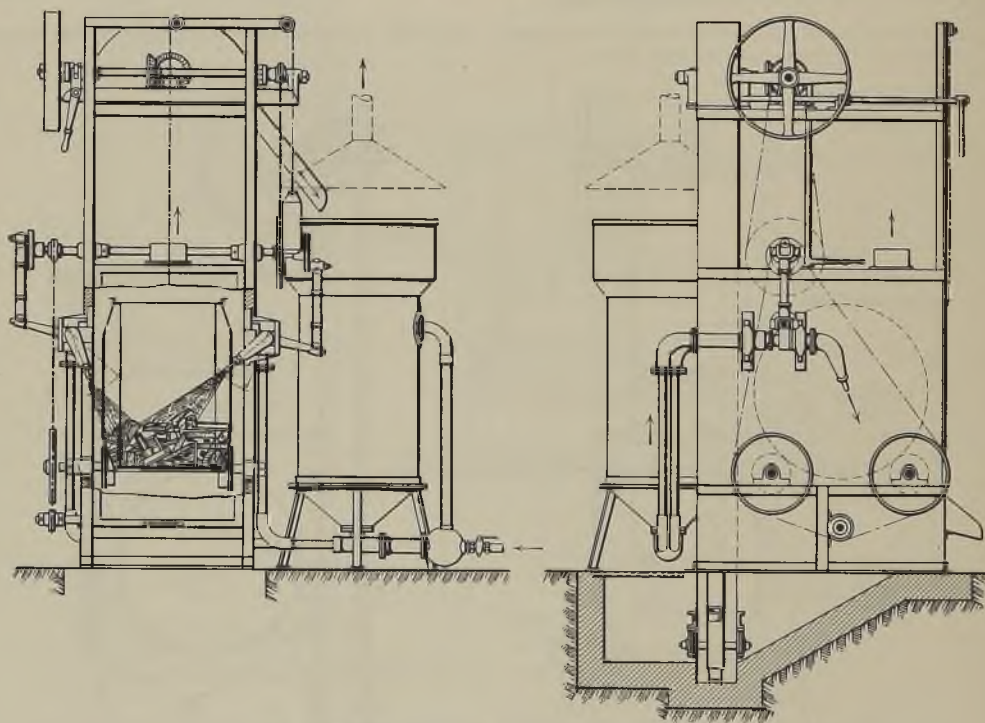


Abb. 505. Putztrommel mit pendelnden Düsen.

herfahrbaren Gestell aufgehängt (Wagendüsen). Die Düsenachsen liegen schräg zur Mittelachse des Rohrs. Es können auch mehr als zwei Düsen vorgesehen werden.

¹⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

²⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

³⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

Einige Konstrukteure ziehen aus Gründen der gleichmäßigeren Bestrahlung schwingende Düsen vor, wie solche bei der Drehtrommel, Abb. 507¹⁾, zu erkennen sind. Die Entfernung CD ist so eingestellt, daß sich die günstigste Wirkung ergibt. Dabei

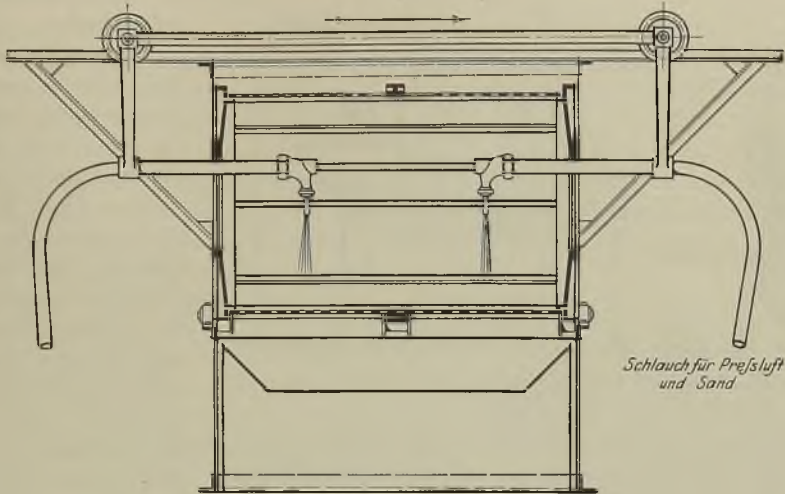


Abb. 506. Putztrommel für größere Stücke.

können zum besseren Durcheinanderschieben der Stücke im Innern des Trommelmantels ähnlich wie in Abb. 503 noch Schraubengänge angeordnet werden.

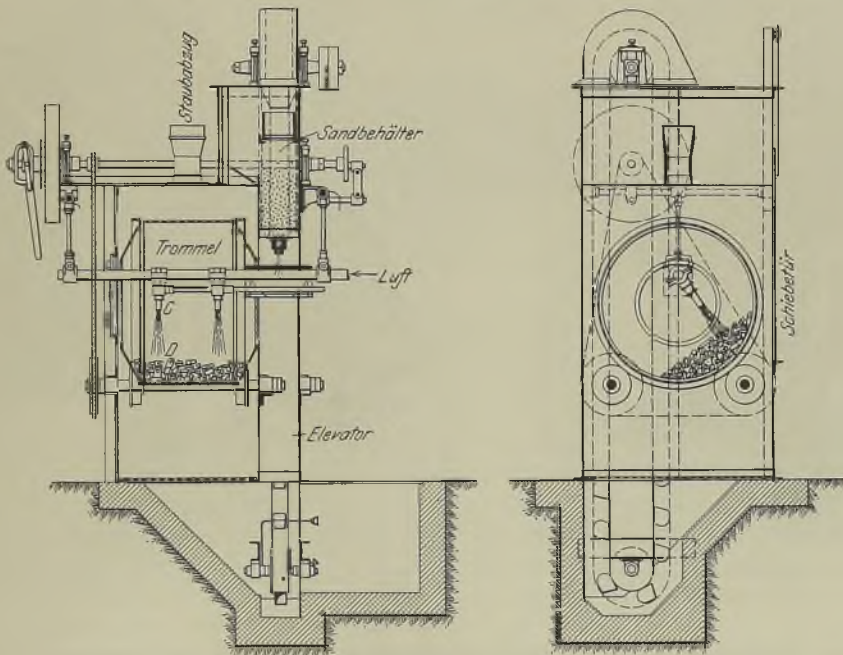


Abb. 507. Putztrommel mit schwingenden Düsen.

Soweit überhaupt bei Sandstrahlgebläsen bewegliche Düsen und Schlauchanschlüsse in Frage kommen, ist stets mit ziemlichem Verschleiß der Schläuche zu rechnen, und es fragt sich, ob die der Wirkung der beweglichen Düsen besonders bei Rolltrommeln nachgerühmten Vorteile hinsichtlich der gleichmäßigen Säuberung der Gußoberfläche

¹⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

tatsächlich so in Erscheinung treten, daß dieser Nachteil mit in Kauf genommen zu werden verdient. Nicht in allen Fällen braucht die Gußoberfläche so durchaus gleichmäßig zu sein und nur da, wo dies unbedingt erforderlich ist, sollte man sich zu Schlauchverbindungen entschließen.

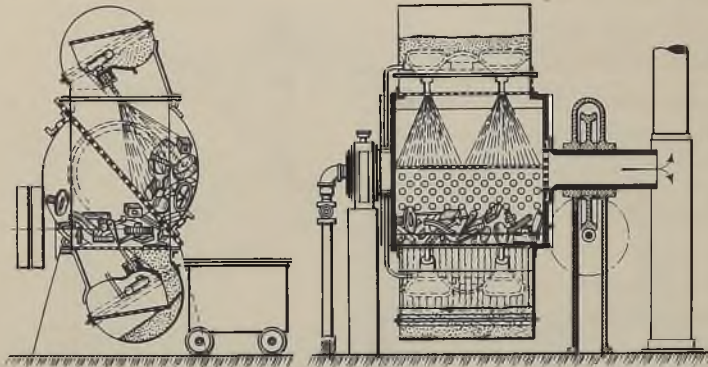


Abb. 508. Trommelgebläse zum Putzen kleiner Teile mit zwei Kammern.

Das Trommelgebläse, Abb. 508¹⁾, zum Putzen kleiner Teile, enthält zwei Putzkammern, so daß gewissermaßen zwei Trommeln zu einer Wirkung vereinigt sind. Da die beiden Hälften im Gewichtsausgleich zueinander stehen, ist der Kraftverbrauch kaum halb so groß wie bei einer einfachen Trommel gleicher Leistung. Die Trommel

dreht sich ganz langsam, so daß die in die beiden Trommelräume eingetragenen Werkstücke allmählich gewendet werden. Die Druckstrahldüsen, je zwei in jeder Kammer, sind so eingestellt, daß die Sandstrahlen das Putzgut von allen Seiten treffen. Der Sandumlauf erfolgt selbsttätig. Der Blassand fällt in der gezeichneten Stellung durch den die beiden Kammern trennenden Siebboden in den jetzt unten befindlichen Teil



Abb. 509. Geöffnetes Trommelgebläse nach Abb. 508.

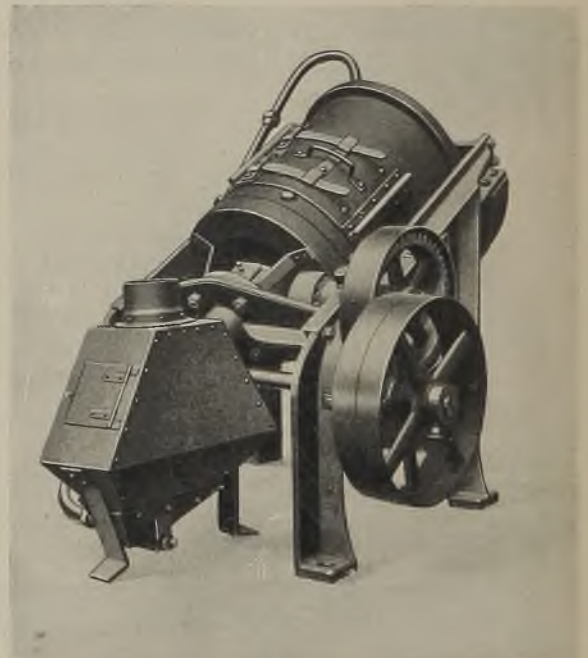


Abb. 510. Zwergtrommel, nach dem Saugsystem arbeitend.

der anderen Blaskammerhaube. Beim Weiterdrehen rutscht er dann durch das den Düsenraum abschließende Sieb in die Düsenvorlagen, aus denen er wieder in die Putzkammer geblasen wird. Die Düsenanordnung ermöglicht ein Beobachten des Sandstrahls von außen und ein leichtes Auswechseln der Düsen. Das zweimalige Durchsieben des Sandes verhindert ihr Verstopfen. Die Preßluft wird den Düsen durch Rohrleitungen vom linken, hohlen Drehzapfen aus zugeführt, während die Staubabsaugung durch den rechten Hohlzapfen erfolgt. Das Drehen der Trommel bewirkt ein Klinkwerk mit

¹⁾ Ausgeführt von Peter Hammers, Karlsruhe.

Gegenklinke. Die Zwischenwand ist so gelegt, daß beim Öffnen des Deckels, wie in Abb. 509, die geputzten Teile aus dem Putzraum herausrutschen. Die Luftzufuhr wird so geregelt, daß jeweils immer nur das Düsenpaar in Tätigkeit tritt, das sich gerade über den Putzstücken befindet.

Ebenfalls zum Putzen von Kleinguß dient die Zwergtrommel, Abb. 510¹⁾, die nach dem Saugsystem arbeitet. Die Trommel ist in einem schrägen Rahmen gelagert und wird durch ein Zahnrädervorgelege in Umdrehung versetzt. Der Putzsandstrahl tritt in die hochliegende Stirnwand ein, der gebrauchte Sand fällt infolge der schrägen Trommellage durch den unteren hohlen Zapfen in eine Vorlage, aus der er wieder zur Blasdüse gesaugt wird. Oben schließt sich an diese Sammelvorlage das Entstaubungsrohr an. Frischer Blassand kann durch eine Klappentür an der Vorderwand der Vorlage nachgefüllt werden, während das Putzgut durch eine am Trommelumfang vorgesehene verschließbare Öffnung eingetragen wird.

Gleichfalls nach dem Saugsystem arbeitet die größere Drehputztrommel, Abb. 511¹⁾. Die Düsen senden den Putzstrahl an den beiden Stirnseiten in die schrägliegende Trommel hinein. Infolge der schrägen Trommellage wird das Putzgut während des Umlaufs der Trommel dauernd in Bewegung gehalten, so daß die Gußstücke alle der Putzwirkung der beiden Sandstrahldüsen ausgesetzt werden. Der Antrieb der Trommel erfolgt durch Zahnräder. Die Putzstücke werden durch eine am Trommelmantel vorgesehene große abnehmbare Tür eingeworfen. Zum bequemen

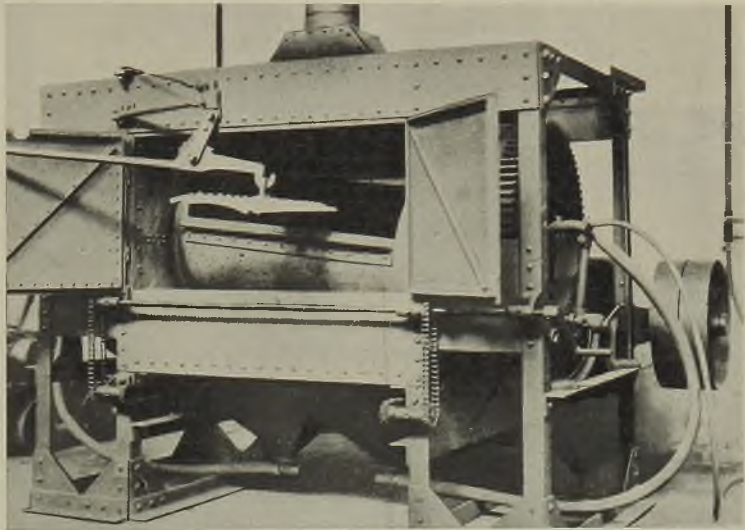


Abb. 511. Dreh-Putztrommel, nach dem Saugsystem arbeitend.

Entfernen des Trommeldeckels dient ein Sperrklinkenhebel, der an einem ausschwenkbaren Arm sitzt. Der unter der Trommel befindliche Sandtrichter kann zum Nachfüllen von frischem Putzsand nach hinten vorgezogen werden. Die Putztrommel ist allseitig von einem Blechgehäuse umschlossen, das an der vorderen Längswand eine große Tür besitzt. Es ist an den Stirnseiten abgedichtet, so daß kein Sand in das Gétriebe fallen kann. Der entstehende Staub wird oben abgesaugt.

Neuerdings ist man dazu übergegangen, Sandstrahlputztrommeln auch für das Putzen von mittelgroßen Gußstücken in größeren Mengen zu verwenden. Diese schweren Trommeln haben Durchmesser bis zu 1500 mm und Längen bis 2000 mm. Bei einer solchen Trommel nach Abb. 512²⁾ erfolgt die Sandrückförderung und der Trommeltransport in derselben Weise wie bei der in Abb. 497 dargestellten Anordnung. Um eine große Leistungsfähigkeit zu erzielen, werden aber die beiden feststehenden Blasdüsen durch zwei getrennte Druckapparate gespeist. Dadurch gewinnt man überdies den Vorteil, daß bei etwaigen Betriebsstörungen an einem Apparat die Trommel noch mit dem anderen Sandgebläse weiter arbeiten kann. Die Gußzu- und abfuhr wird hier durch Gußförderwagen ausgeführt, so daß Handarbeit nicht erforderlich ist. Der Einfüllwagen wird dabei mittels Kran auf mechanischem Wege in ähnlicher Weise gekippt, wie es

¹⁾ Ausgeführt von Graue A.-G., Langenhagen-Hannover.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

bei Kuppelofen-Gichtaufzügen bisweilen geschieht. Um die schwere Trommeltür leicht bewegen zu können, ist ein besonderes Hebezeug vorgesehen.

Man kann diese Trommel auch für fließende Fertigung einrichten. Der Förderwagen fällt dann fort und unter der Trommel wird ein Förderband angeordnet, auf das sich die

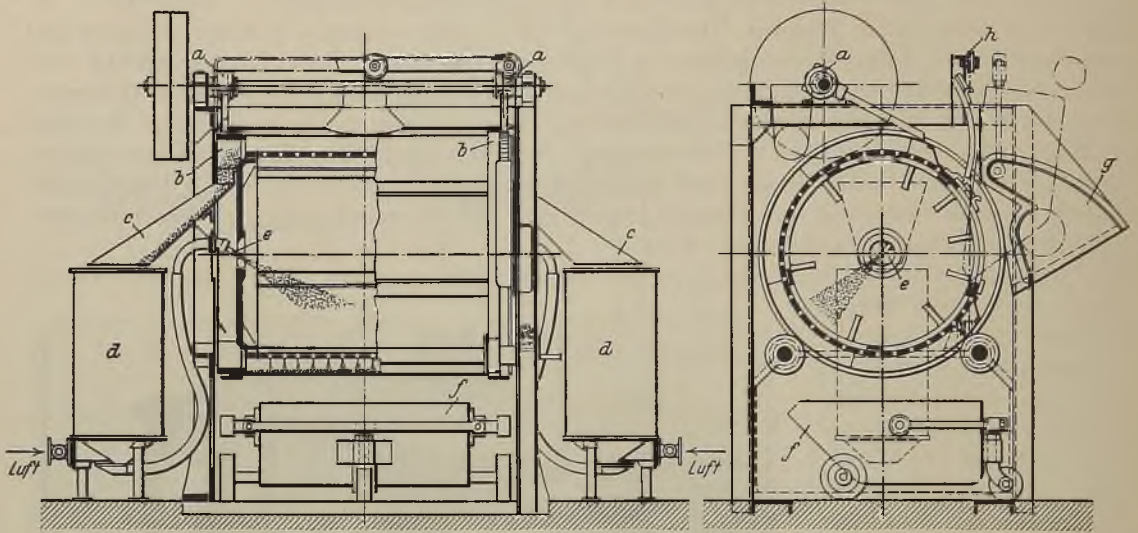


Abb. 512. Sandstrahl-Putztrommel für mittelgroße Stücke.

Trommel unmittelbar entleert: Das zu putzende Gut wird durch ein zweites Band der Trommel zugeführt. Man muß dabei aber einen Vorratsbehälter zwischenschalten, der die während der zehn- bis zwölfminütlichen Putzdauer zufließende Gußmenge aufnimmt.

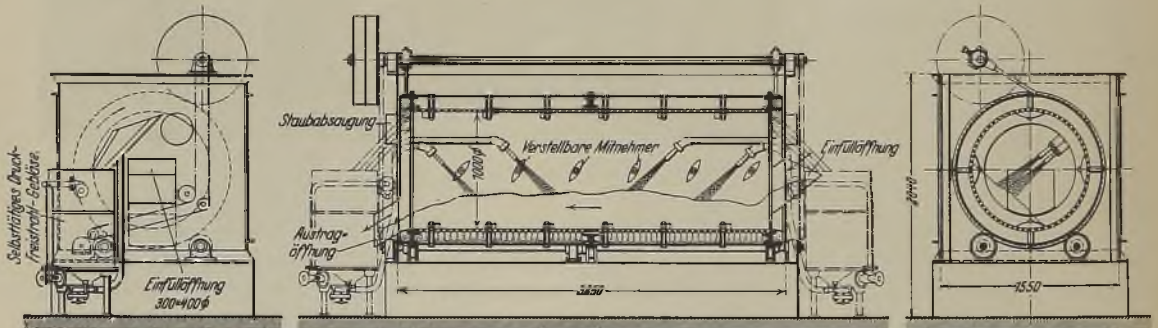


Abb. 513. Blastrommel zum Putzen kleiner Gegenstände im Fließarbeitsgang.

Sollen kleine Gegenstände im Fließarbeitsgang geputzt werden, so kann eine Blastrommel nach Abb. 513¹⁾ zur Anwendung gelangen. Bei dieser findet ein ununterbrochener Durchfluß des Putzgutes durch den Putzraum mittels besonderer Mitnehmer statt. Die Sandrückförderung und der Trommelantrieb sind wieder dieselben wie oben, dagegen erfolgt die Bestrahlung des Putzgutes durch vier Blasdüsen, die durch zwei selbsttätige Druckapparate nach Abb. 469 gespeist werden.

Drehtischgebläse.

Die Drehtischgebläse sind wohl diejenigen Sandstrahlapparate, welche in der Putzerei am meisten Verwendung finden, weil sie einerseits sehr einfach in Betrieb und Bedienung sind, andererseits für die meisten Gußstücke mittlerer Abmessungen benutzt werden können.

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Im Grundaufbau sind diese Gebläse von allen Firmen ziemlich ähnlich gestaltet worden, sie unterscheiden sich im wesentlichen nur in der Art des benutzten Sandstrahlerzeugers und der konstruktiven Durchbildung der Düsen.

Die einfachste, älteste und im äußeren Aufbau grundsätzlich noch heute benutzte Bauart ist in Abb. 514 in Ansicht und Hauptschnitt dargestellt¹⁾. Ein mit Rostplatten belegter wagerechter Arbeitstisch wird von einem Vorgelege aus um seine senkrechte Achse gedreht und ist etwa zur Hälfte von einem Blechgehäuse umgeben, während die andere Hälfte in den Putzraum ragt, um dort mit den zu putzenden Gußstücken belegt zu werden, die der Tisch bei seiner karussellartigen Bewegung unter dem Sandstrahl weg an der anderen Seite wieder in den Putzraum hinaus führt. Der Innenraum des

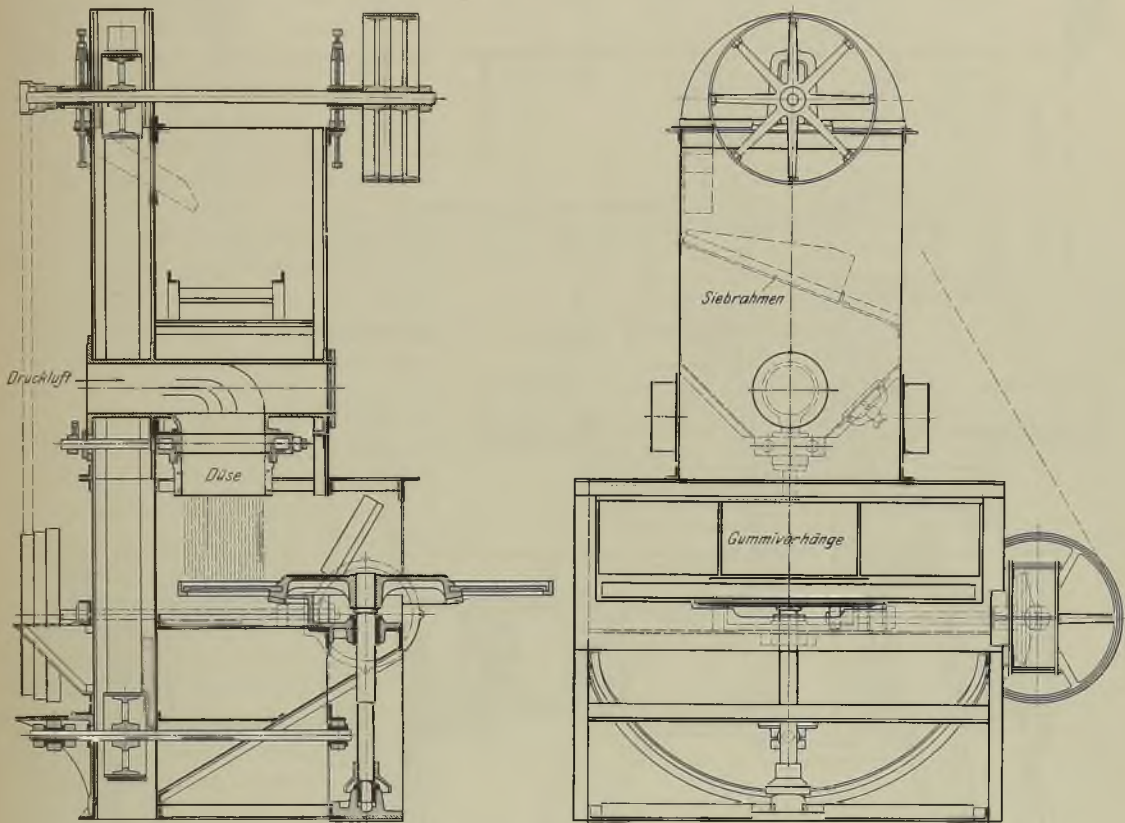


Abb. 514. Ältestes Drehtischgebläse.

Gehäuses ist vom Putzraum durch einen Gummiklappenvorhang getrennt, damit Sand und Staub nicht nach außen geblasen werden können. Aus den Düsen wird der Sand auf die vorbeiziehenden Stücke geworfen und fällt durch den Tischrost in einen darunter liegenden Blechbehälter mit schräger Außenwand, die ihn einem Becherwerk zuführt. Letzteres hebt den Sand hoch und läßt ihn durch ein Sieb wieder in den Sandbehälter hineinfallen. Ein Exhaustor sorgt für die Entfernung des sich bildenden Putzstaubes. Zum Putzen von Guß wird die hier verwendete Düsenanordnung nicht mehr benutzt, da sie hierfür nicht wirkungsvoll genug ist.

So einfach auch der Bau des Drehtischgebläses ist, so schwierig ist es, eine gleichmäßige Bestrahlung des Putzgutes zu erreichen. Es ist zu bedenken, daß die Geschwindigkeit der Tischoberfläche verschieden ist, am Umfang größer und in der Mitte kleiner. Daher werden die Stücke, welche dem Umfang näher liegen, schneller unter den Sanddüsen vorbeigeführt als die weiter nach der Mitte zu befindlichen. Man

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

läßt die Mitte des Tisches von etwa 600 mm Durchmesser an überhaupt nicht bestrahlen, da sie schlecht zugänglich ist, so daß sich die Sandstrahlwirkung nur über einen Ring

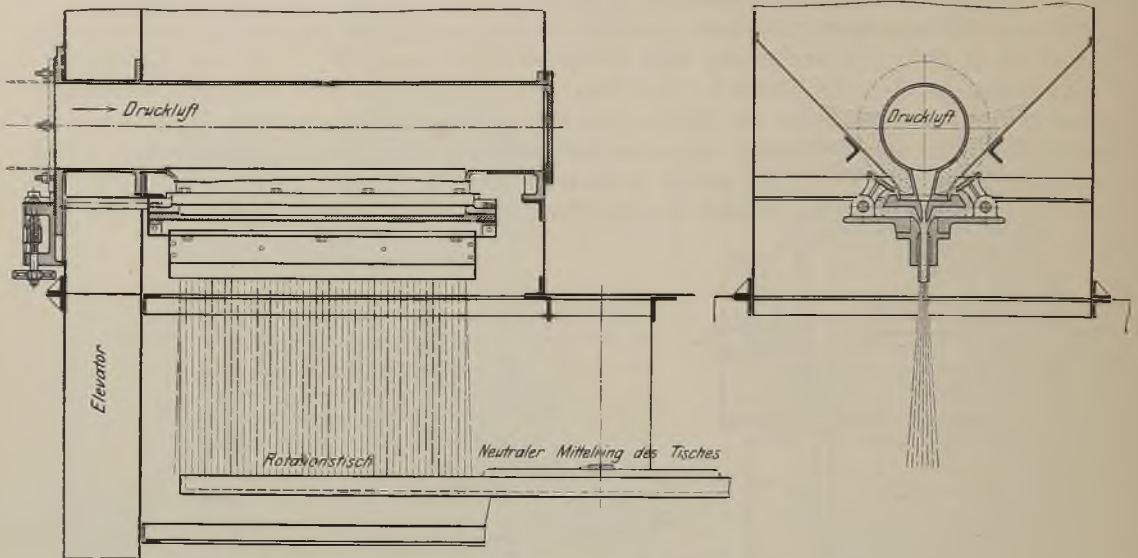


Abb. 515. Feststehende Schlitzdüse für Drehtischgebläse.

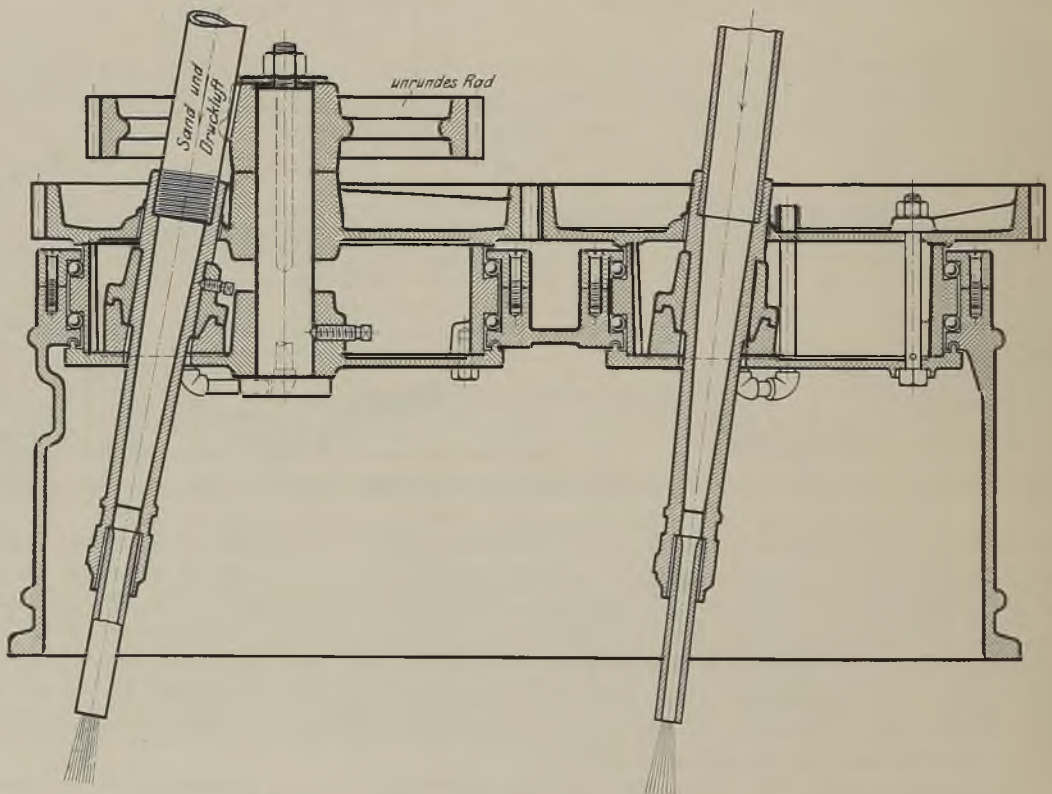


Abb. 516. Kreisende Sandstrahldüse mit Schlauchverbindungen.

des Tisches erstreckt. Die Wirkung wird um so gleichmäßiger, je kleiner das Verhältnis zwischen innerer und äußerer Umfangsgeschwindigkeit dieser Ringfläche wird, weshalb es sich empfiehlt, nicht zu kleine Tischdurchmesser zu nehmen. Um zu ermöglichen, daß trotz der verschiedenen Umfangsgeschwindigkeiten jede Düse einen möglichst

inhaltsgleichen Teil der Tischoberfläche bestreicht, sind verschiedene Düsenanordnungen getroffen worden.

Am einfachsten in Bau und Wirkung ist die feststehende Schlitzdüse, Abb. 515¹⁾, die radial angeordnet die ganze Tischfläche beherrscht. Der Schlitz wird bisweilen nicht rechteckig, sondern keilförmig ausgeführt, um die innenliegenden Stücke schwächer zu treffen, als die außen liegenden. Die Düse benutzt das Saugsystem und kann nur mit niedrigen Pressungen von 600 bis 800 mm Wassersäule arbeiten, daher eignet sie sich nur da, wo die Sandkruste nicht zu fest am Gußstück haftet, z. B. zum Putzen von Topfguß u. ä. Sie wird in Breiten von 250—1500 mm hergestellt und ist des Verschleißes wegen mit leicht auswechselbaren Düsenbacken versehen.

Sobald die Gußkruste einigermaßen fest haftet, muß man höhere Drücke und enge Düsen anwenden. Um in diesem Fall einen Ausgleich gegen die Tischbewegung zu schaffen, sind bewegliche Düsen zu benutzen. Radial zur Tischfläche pendelnde Düsen wurden zuerst angewendet. Sie liefern aber keine auch nur einigermaßen gleichmäßige Bestreuung: es kommen mit Rücksicht darauf nur kreisende Düsen in Betracht, wie sie in den Abb. 465, 516 und 517 zu sehen sind. Sie zeigen erfolgreich das Bestreben, die verschiedene Umfangsgeschwindigkeit am äußeren und inneren Umfang der Tischarbeitsfläche dadurch auszugleichen²⁾, daß man der kreisenden Düse eine ungleichförmige Bewegung erteilt, was sich durch Benutzung unrunder Räder zum Antrieb der Drehbewegung der Düsen unschwer erreichen läßt.

Eine ältere Ausführung dieser Art, Abb. 516, hat den Nachteil, daß zum Anschluß der Düsen

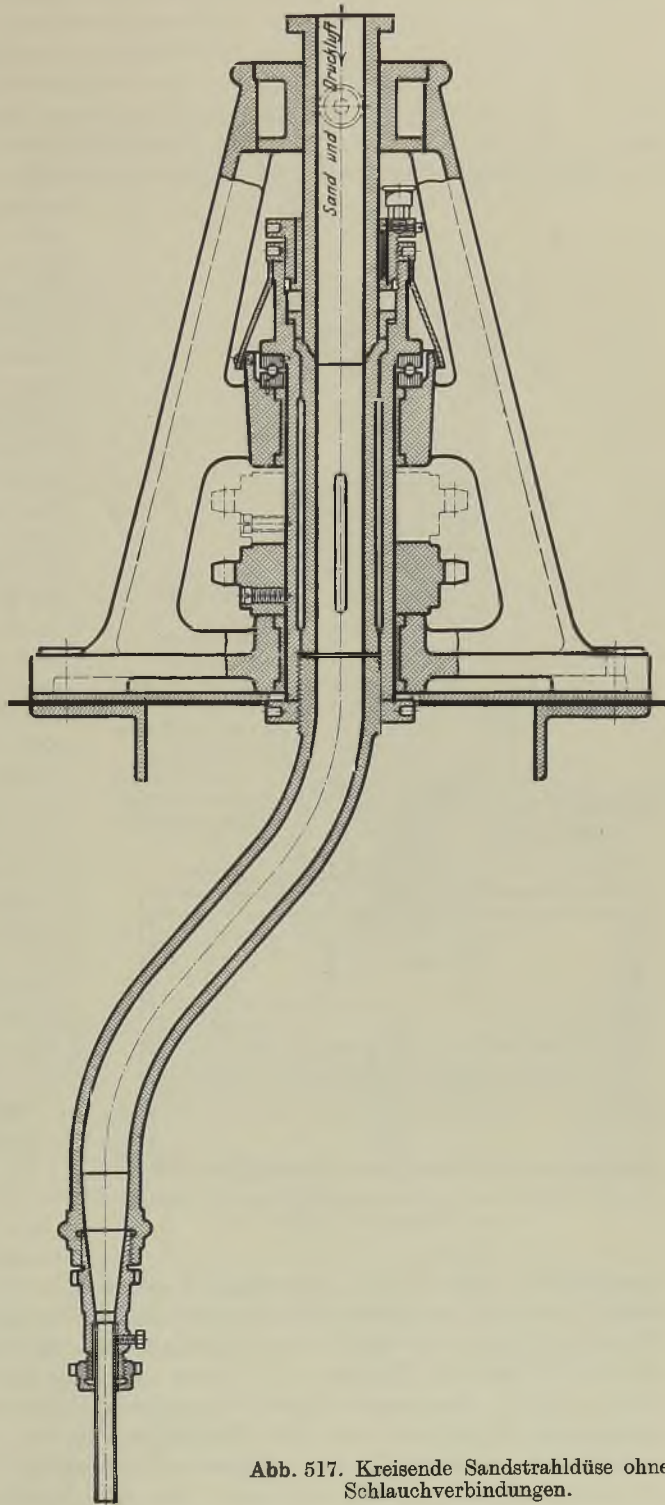


Abb. 517. Kreisende Sandstrahldüse ohne Schlauchverbindungen.

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

²⁾ Näheres über Bestreuung von Drehtischen durch Düsen, vgl. Werkst.-Techn. 1910. S. 234.

an die Druckleitung Schlauchverbindungen nötig sind, die aus bereits angeführten Gründen besser vermieden werden, so daß die Düsenanordnungen, Abb. 465, 517 und andere ohne Schlauchanschlüsse entschieden vorzuziehen sind.

Abb. 518¹⁾ zeigt ein größeres Drucksandstrahlgebläse mit Drehtisch und kreisenden Düsen. Vielfach wird neuerdings der Druckapparat auf das Drehtischgehäuse gesetzt, um die Sandzuführungsrohre zu den Düsen möglichst kurz zu machen und Platz zu sparen. Das Gebläse arbeitet auch hinsichtlich der Sandzuführung ganz selbsttätig. Beim Arbeitsbeginn wird der Preßlufthahn aufgedreht und beim Arbeitsende geschlossen, sonst beschränkt sich die Bedienung auf das Ein- und Ausrücken des mechanischen Antriebs und das Auf- und Absetzen des Putzgutes.

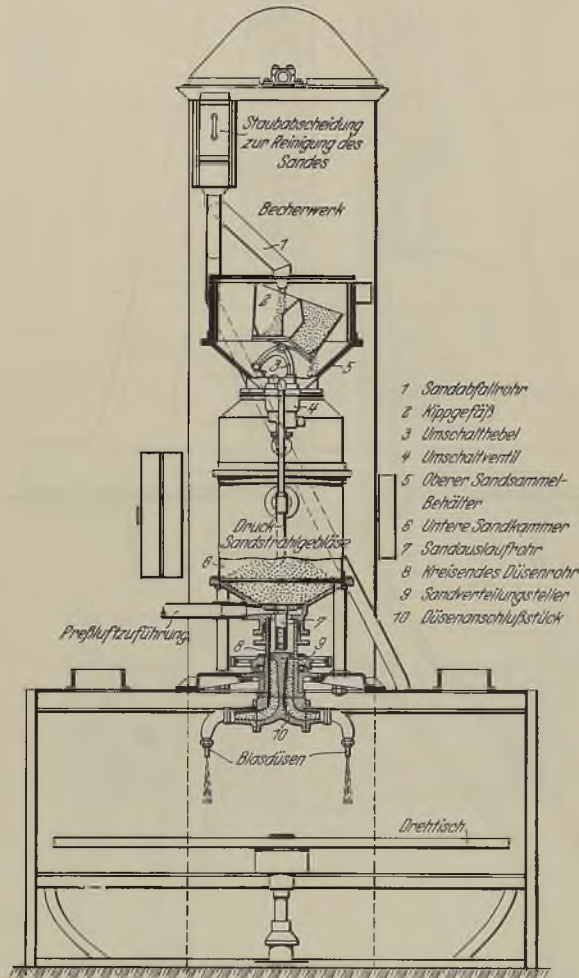


Abb. 518. Größeres Druck-Sandstrahlgebläse mit Drehtisch und kreisenden Düsen.

anschlußstück den beiden Blasdüsen zugeführt zu werden. Letztere erhalten gleichzeitig durch unrunde Zahnräder eine kreisende Bewegung, die eine ziemlich gleichmäßige Tischbestrahlung veranlaßt. Dieser gemeinsame Antrieb macht nur eine einzige Stopfbüchse erforderlich, die man von außen leicht anziehen kann. Der Drehtisch wird hier nicht zentral, wie meist üblich, angetrieben, sondern von einem am Tischumfang befestigten Zahnkranz aus. Die Tischbewegung ist infolgedessen stoßfrei und gleichmäßig. Wird der Drehtisch stillgesetzt, so erfolgt gleichzeitig auch von selbst das Aufhören des Sandzulaufs, weil dann zwischen dem Sandteller und dem unteren Ende des Sandauslaufrohrs ein kleines Sandhäufchen entsteht, das den Sandauslauf abschließt.

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

Das Becherwerk fördert den gebrauchten Sand über eine Staubsichtung durch ein Sandabfallrohr in ein zweikammeriges Kippgefäß. Auf seiner Kippwelle ist ein Umschalthebel befestigt. Abwechselnd läuft die eine und die andere Gefäßkammer voll Sand. Die jeweils volle Kammer kippt über, da ihr Gewicht größer ist als das der leergelaufenen. Der Umschalthebel macht daher eine langsam pendelnde Bewegung und betätigt bei jedem Hin- und Hergang das Umschaltventil. Dadurch wird die obere Kammer des Druckapparates abwechselnd mit der Luftzuleitung und der Außenluft verbunden. Infolge der wechselnden Zu- und Abschaltung der Preßluft füllt sich die obere Sandkammer aus dem über ihr angeordneten Sandbehälter in regelmäßigen Zwischenräumen mit Sand, der von hier in die untere Sandkammer gelangt. Durch das an sie unten sich anschließende Sandauslaufrohr wird nun der Sand in das kreisende Düsenrohr gedrückt und fällt auf den in dieses eingebauten Verteilungsteller. Wenn der Tisch sich dreht, befindet sich auch das Düsenrohr in drehender Bewegung und der Sand rieselt gleichmäßig von dem Verteilungsteller ab, um durch das Düsen-

Das Drehtischgebläse, Abb. 519¹⁾, wird mit einem Überdruckapparat nach Abb. 471 betrieben und ist mit umlaufenden Düsen ausgestattet. Die Düsen werden so bewegt, daß der Tisch eine gleichmäßige Bestreuung erfährt. Aus dem auf dem Drehtischgehäuse stehenden Mehrkammerapparat fällt der Sand dem Düsenrohr zu, der Düsenantrieb liegt in einem geschlossenen Gehäuse.

Bei der Bauart, Abb. 520²⁾, sind kreisende, schlauchlose Düsen angewandt, die sich gleichförmig drehen, aber in ihrer Blasrichtung einstellbar sind, so daß die Gußstücke im Winkel von dem Sandstrahl getroffen werden. Zweck der Einrichtung soll sein, Gußstücke der verschiedensten Höhen gleich gut putzen zu können.

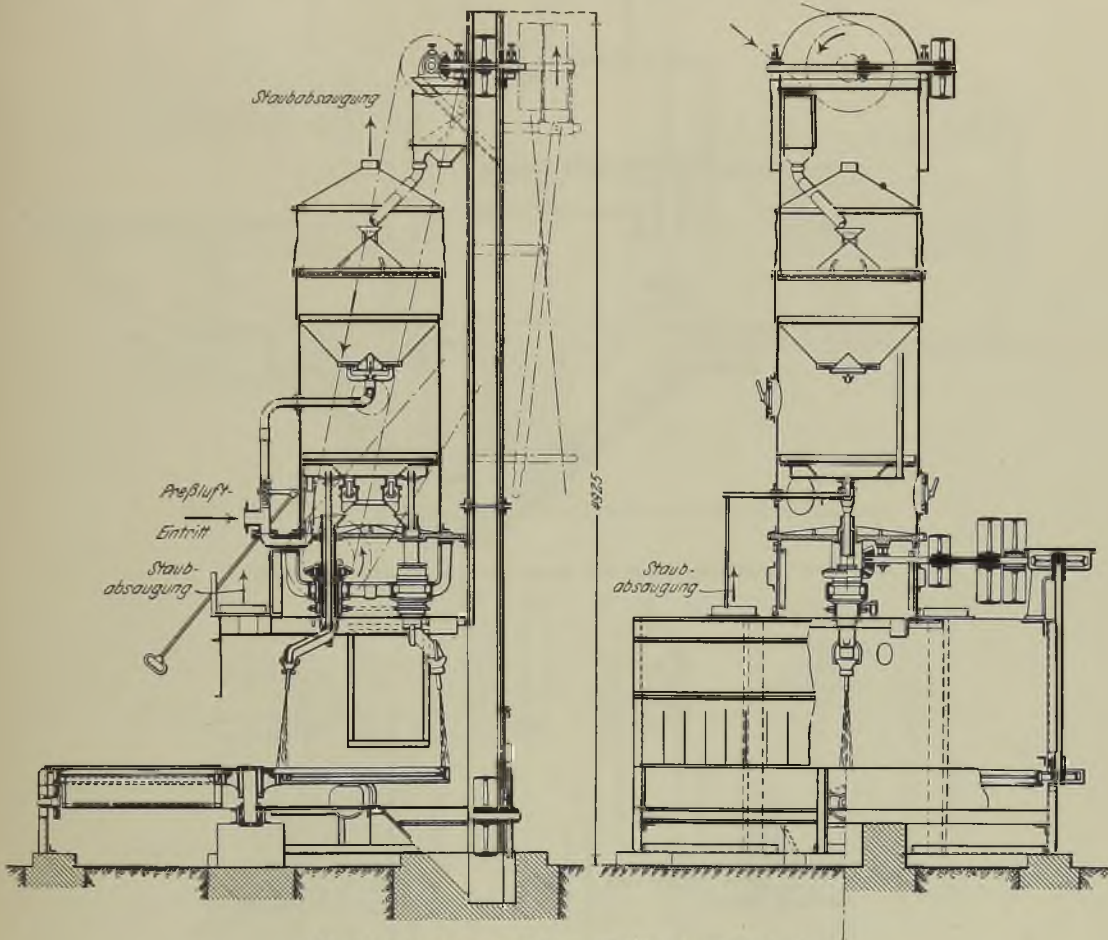


Abb. 519. Drehtischgebläse mit Überdruckapparat.

Nach dem indirekten Drucksystem arbeitet das Drehtischgebläse, Abb. 521³⁾, bei dem die Düse ebenfalls gleichförmig kreist. Bemerkenswert ist, daß hier die Höhenlage des Tisches während des Betriebes durch Drehen an einem unten auf der Tischschwelle sitzenden Handrad verstellbar ist, um auch Stücke von größerer Höhe als der, für die das Gebläse gebaut ist, mit ihm putzen zu können. Im allgemeinen dürfte sich diese Vorrichtung zur Lagenänderung des Tisches kaum besonders empfehlen, da man wohl meist mit Gußstücken annähernd gleicher Höhe, für die das Gebläse bestellt wurde, zu rechnen haben wird, auch der Sandstrahl nur bei einer bestimmten Düsenentfernung am günstigsten arbeitet.

¹⁾ Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

²⁾ Ausgeführt von Maschinenfabrik G. Zimmermann, Rath b. Düsseldorf.

³⁾ Ausgeführt von Kriger & Ihssen, Hannover.

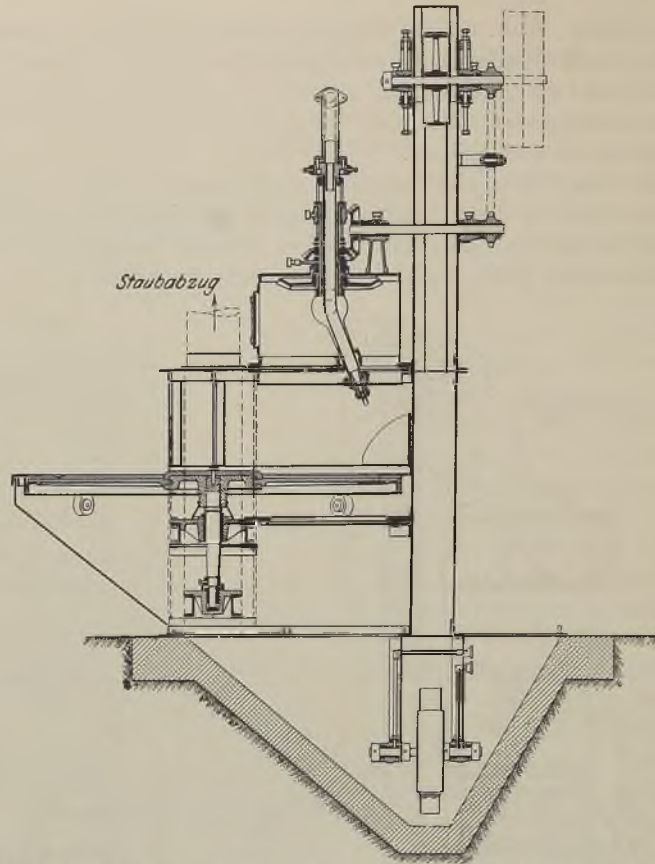


Abb. 520. Drehtischgebläse mit kreisenden, schlauchlosen Düsen.

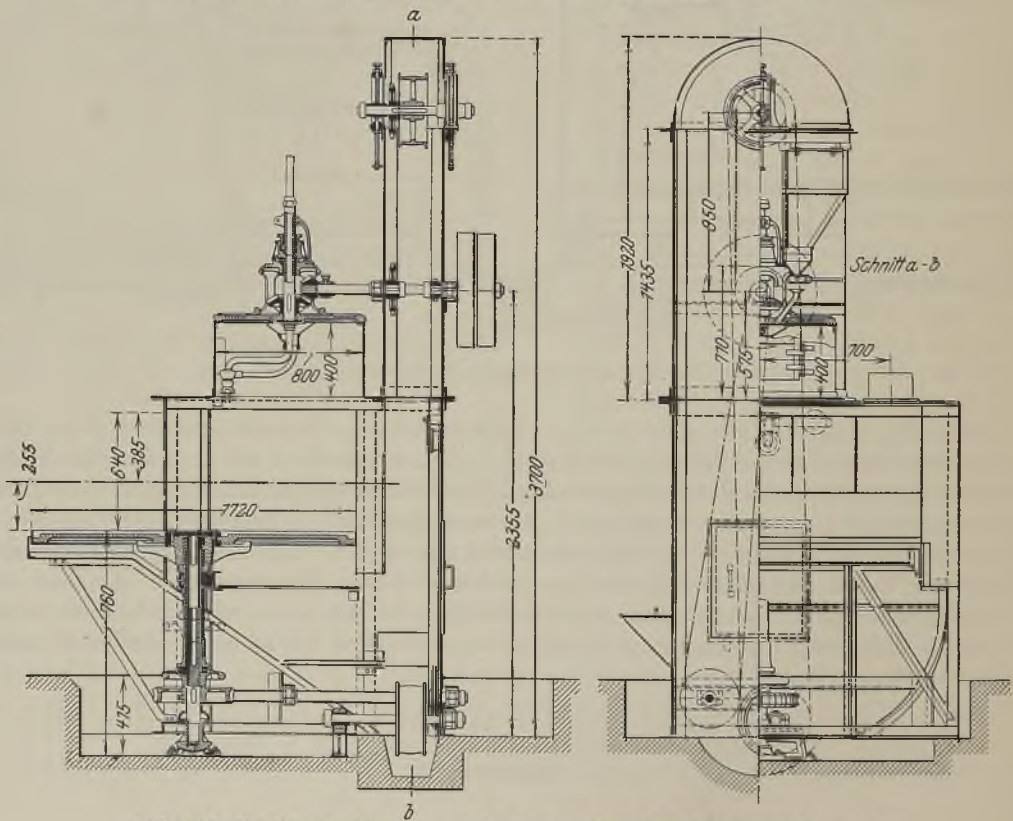


Abb. 521. Drehtischgebläse, nach dem indirekten Drucksystem arbeitend.

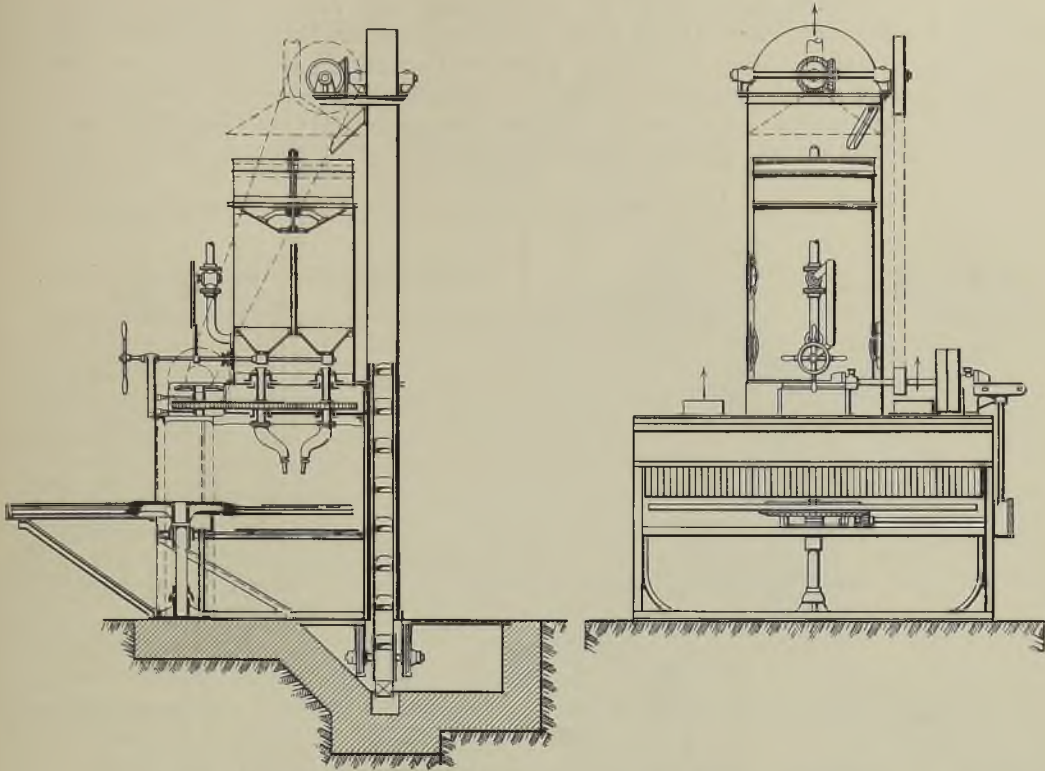


Abb. 522. Drehtischgebläse, nach dem Verbunddrucksystem arbeitend.

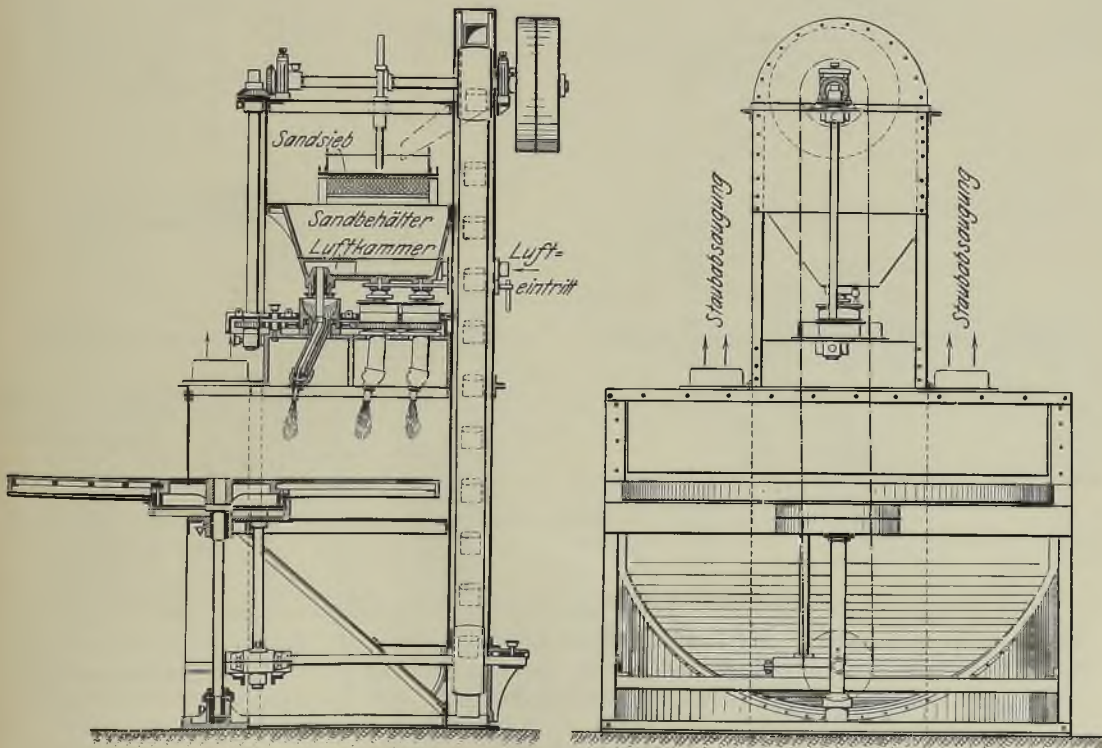


Abb. 523. Drehtischgebläse mit Schwerkraftdüsen.

Das Verbunddrucksystem in Vereinigung mit einem Drehtischgebläse läßt Abb. 522¹⁾ erkennen. Die Düsen sind in verschiedener Entfernung von der Mitte angeordnet, so daß die dem Tischrande zunächst liegenden entsprechend der dort herrschenden größeren Umfangsgeschwindigkeit der Tischteile eine größere Drehgeschwindigkeit haben, außerdem erhalten die äußeren entsprechend der größeren von ihnen bestrichenen Fläche auch größere Blasquerschnitte.

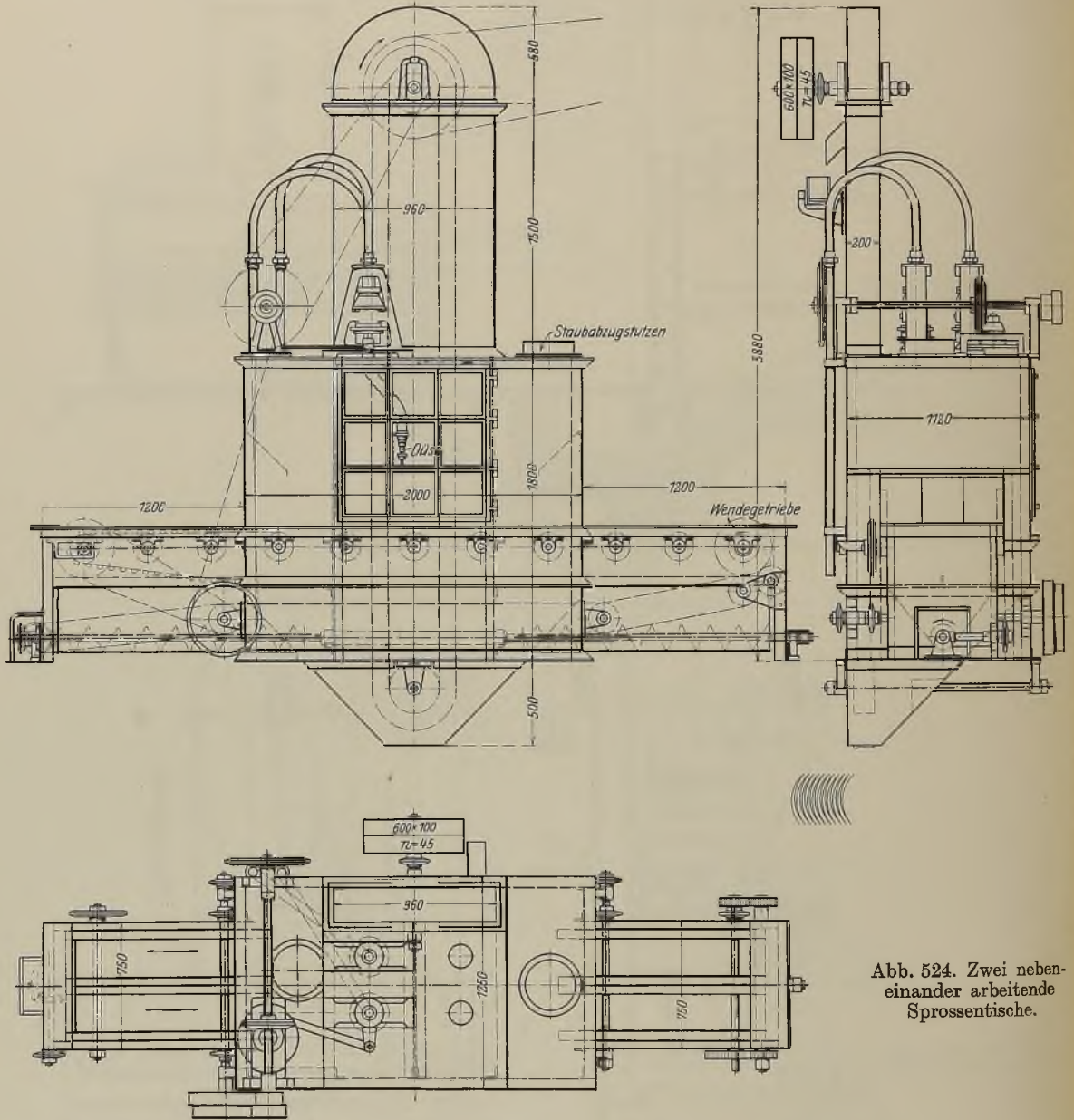


Abb. 524. Zwei nebeneinander arbeitende Sprossentische.

Als Vertreter der Drehtischgebläse mit Schwerkraftdüsen diene die in Abb. 523 angedeutete Maschine²⁾. Es sind drei gleichförmig kreisende Düsen in verschiedenen Abständen von der Tischmitte angebracht, die etwas schräg gegen die Gußstücke gestellt sind. Ihre Wirkung wurde bereits an Hand der Abb. 465 besprochen.

¹⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

²⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Daß bei allen Drehtisch-Sandstrahlgebläsen die Wiederverwendung des noch brauchbaren Putzsandes zweckmäßig ist, daher geeignete Vorrichtungen, als die in erster Linie Becherförderer in Frage kommen, anzubringen sind, wurde zwar nicht bei jeder Ausführung besonders erwähnt, ist aber selbstverständlich. Die einzelnen Abbildungen geben dazu leicht übersichtliche Ausführungen. Der Staub und der zerstaubte Putzsand sind ebenfalls bei allen diesen Bauarten durch Exhaustoren abzusaugen.

Sprossentischgebläse.

Das Sprossentisch-Sandstrahlgebläse kommt da zur Anwendung, wo es sich um das Putzen langer Gußstücke, wie Herdplatten und ähnlicher flacher Gegenstände handelt, ferner Säulen, Muffenrohre, Radiatoren, Rippenheizkörper u. dgl., die sich zum Auflegen auf Drehtische wegen ihrer Abmessungen oder ihrer Gestalt nicht eignen. Der Sprossentisch besteht aus einer Anzahl schmiedeiserner oder hölzerner Stäbe, die an den Gliedern endloser Ketten in kurzen Abständen voneinander befestigt sind und die zu putzenden Gegenstände aufnehmen. Sie bewegen sich in gerader Richtung unter den Sanddüsen vorbei, die entweder nach dem Saug- oder Drucksystem arbeitend, kreisend oder pendelnd angeordnet werden. Über dem Tisch erhebt sich ein Blechgehäuse, in dem Düsen, Sandbecherwerk, Staub-

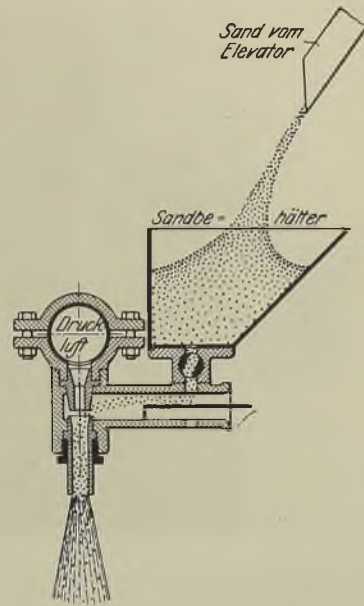


Abb. 525. Pendeldüse für Sprossentische.

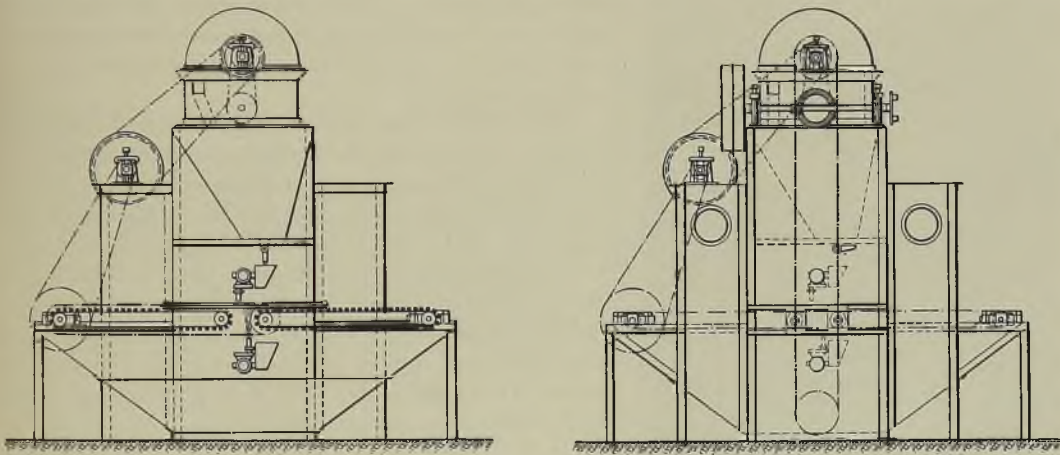
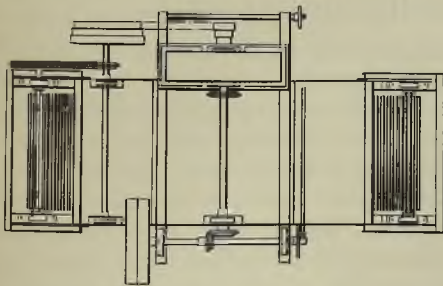


Abb. 526. Sprossentisch mit Pendeldüse.



absauganschlüsse usw. untergebracht sind. Da bei diesen Tischen das aufgegebene Putzgut nicht nach dem Durchgang wieder in den Bereich des Arbeiters kommt, wie bei den Drehtischen, so muß der Guß immer wieder an die Aufgebeseite zurückgeschafft werden, wenn er mehrmals unter

dem Sandstrahl hindurchgeführt werden soll, wie es meist der Fall ist.

Um dies zu vermeiden, laufen in Abb. 524¹⁾ zwei Sprossentische nebeneinander,

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

und zwar in entgegengesetzter Richtung. Ist der an der einen Seite aufgelegte Guß an das entgegengesetzte Ende des Sprossentisches gelangt, so wird er umgekehrt und auf

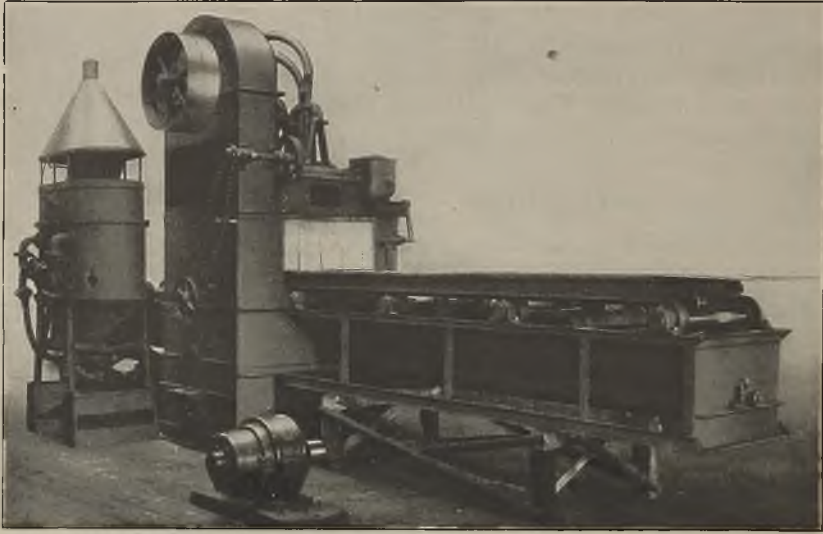


Abb. 527. Rollbahntisch.

den anderen Tisch gelegt, der ihn unter dem Sandstrahl weg wieder zur Aufbestelle zurückträgt. Wie aus den eingezeichneten Pfeilen ersichtlich, kann die Drehrichtung des einen Tisches durch ein Wendegetriebe umgekehrt werden, so daß dann beide gleichgerichtet laufen, bzw. ein Tisch von doppelter Breite gebildet wird, mit dem besonders große Gußstücke geputzt werden können.

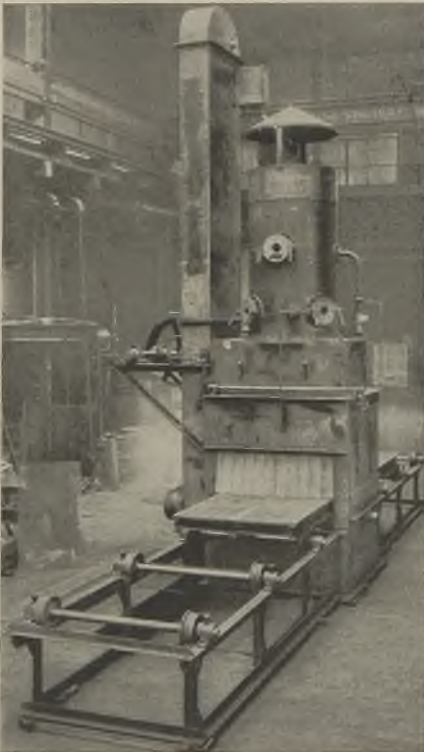


Abb. 528. Rollbahntisch.

Abb. 525 zeigt eine Pendeldüse für Sprossentische¹⁾, bei deren Konstruktion man bestrebt war, die Sandzuführleitungen möglichst kurz zu halten. Der Sandbehälter wird mitbewegt. Das zugehörige Gehäuse, Abb. 526, arbeitet mit einem aus zwei Teilen gebildeten Sprossentisch. Über dem zwischen beiden bleibenden Spalt pendelt eine Düse quer zur Tischbewegung, während eine zweite senkrecht darunter von unten nach oben bläst, so daß bei einem Durchgang des Stückes gleichzeitig Ober- und Unterseite geputzt werden.

Rollbahntischgebläse.

Der Rollbahntisch kann als eine Abart des Sprossentisches angesehen werden. Während bei letzterem die Zuführvorrichtung für die Putzstücke in dauernd gleicher Richtung sich bewegt, führt sie beim Rollbahnbetrieb eine hin- und hergehende aus. Die Tische selbst sind aus Rahmen gebildet, die mit Rostplatten belegt sind. Ihre Längsseiten laufen auf feststehenden Rollen. Die Hin- und Herbewegung erfolgt durch ein Riemenwendegetriebe mit Zahnstangen, genau in der bei Hobelmaschinen bekannten Weise. Nur ist die Geschwindigkeit der Tischbewegung hier

¹⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

natürlich beim Vor- und Rückgang dieselbe, weil in beiden Bewegungsrichtungen geputzt wird. Sehr verbreitet sind die Rollbahntische nicht und zwar wohl besonders aus zwei Gründen. Einmal eignet sich die ganze Antriebsweise mit mehreren Riemen und Zahnstangentrieblingen überhaupt nur wenig für Putzräume, und dann bedeutet die Notwendigkeit, den Tisch zwecks Auflegens und Abhebens der Putzstücke anhalten zu müssen, einen erheblichen Zeitverlust, der noch durch den Aufenthalt des Tisches in den beiden Totpunktlagen zur Bewegungsumkehr vergrößert wird. Da die Rollbahntische kräftiger gebaut werden können, als die Sprossentische, so kommen sie wohl hauptsächlich nur für das Putzen großer Gußstücke in Frage, wobei indessen noch erwogen werden kann, ob nicht ein guter Putzer die Arbeit schneller mit einem Freistahlgebläse erledigt.

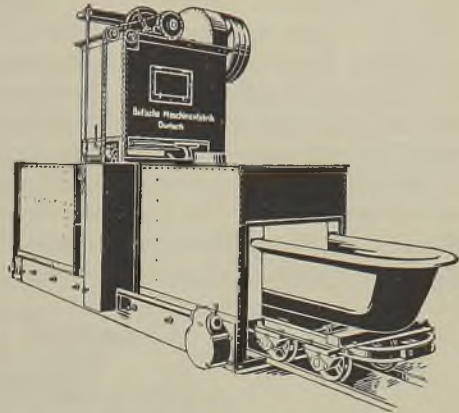


Abb. 529. Badewannen-Putzmaschine.

Da sonst kaum ein Unterschied in der Betriebsweise zwischen Rollbahn- und Sprossentischgebläse besteht, so genügt hier der Hinweis auf das über Düsenanordnung, Sandstrahlerzeugung, Gehäuseaufbau usw. bei Besprechung der verschiedenen Sprossentischgebläse auf S. 545/546 Gesagte.

Die Abb. 527¹⁾ und 528²⁾ mögen zur Veranschaulichung des Aufbaues dieser Putzmaschinen dienen. Aus ihnen ist auch die Antriebsweise ohne weiteres ersichtlich.

Sandstrahlgebläse für Sonderzwecke.

Die Sandstrahlgebläse für Sonderzwecke sind fast ausschließlich Anpassungen der Apparate mit Rolltisch oder Sprossentisch an besonders als Massenware herzustellende größere Gußstücke, wie Badewannen, Rippenheizkörper, Radiatoren, Röhren, Räder u. a., die sich wegen ihrer Größe oder Gestalt auf den besprochenen Gebläsen entweder gar nicht oder nur sehr schwer behandeln lassen.

Eine große Badewannen-Putzmaschine z. B. zeigt Abb. 529²⁾. Sie ist nach dem Rollbahnprinzip gebaut, nur ist der Tisch durch einen auf Schienen laufenden Wagen ersetzt. Im Oberteile des Gehäuses sitzen vier zwangsläufig miteinander verbundene, schwingende, schlauchlose Schwerkraft-Sandstrahldüsen, die durch eine Kurvenscheibe betätigt werden. Stellung und Bewegung derselben sind so gewählt, daß sie das Innere der langsam unter ihnen hindurch gezogenen Wanne überall gleichmäßig entzundern. Um das Äußere der Wanne zu putzen, wird sie umgekehrt auf den Wagen gelegt. Die Gleise werden so geführt, daß sie einen geschlossenen Strang bilden, damit die Wagen immer in gleicher Richtung

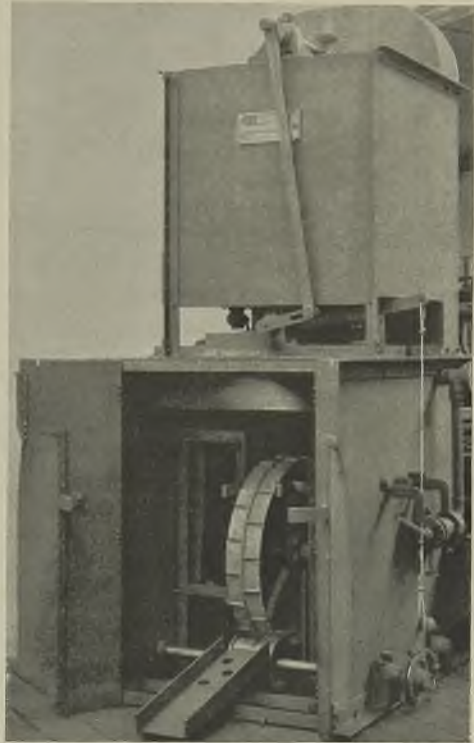


Abb. 530. Sandstrahlgebläse zum Reinigen von Mähmaschinenrädern und Riemenscheiben.

1) Ausgeführt von Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken, Hannover-Hainholz.

2) Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

durch die Maschine laufen können, so daß die frei werdenden Wagen nach Abnehmen der geputzten Wanne und Auflegen einer zu putzenden in ununterbrochenem Lauf an der Eingangsseite eingeschoben werden können. Es können auch Anordnungen nach Art der Sprossentische Verwendung finden, bei denen durch acht von oben und unten wirkende Blasdüsen auch die Seitenwände sauber abgeblasen werden.

Eigentlich sollten solche Maschinen nur zum guten Vorreinigen des Gusses verwendet werden, denn nach der Sandstrahlbehandlung werden die Wannen erst noch abgeratet und Unebenheiten durch Schleifmaschinen mit biegsamer Welle beseitigt. Um vor dem Emaillieren eine ganz saubere Fläche zu erhalten und die blankgeschliffenen Stellen aufzurauen, damit die Emaille allerwärts gut haftet, empfiehlt es sich die vorgereinigte Wanne in einem Putzhaus mittels Freistrahlbläse nachzublasen. Man bedient sich dabei zweckmäßig einer besonderen Schwenkvorrichtung, auf der die Wanne befestigt

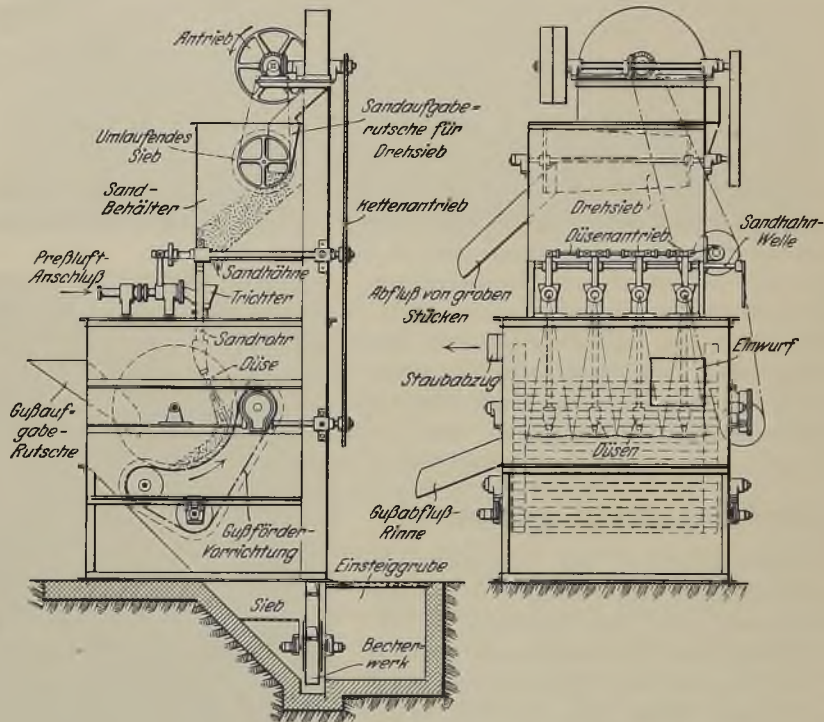


Abb. 531. Sandstrahlgebläse zum Arbeiten nach dem Fließverfahren.

wird, und die es ermöglicht, sie so zu drehen, daß der Arbeiter mit dem Sandstrahl an alle Stellen der Wanne herankommen kann.

Der Sandstrahlapparat zum Putzen langer Gegenstände, wie Heizelemente u. dgl., ist dem Sprossentisch nachgebildet. Die Zuführvorrichtung bildet hier ein langes endloses Förderband aus zwei durch Stege miteinander verbundenen Gummiriemen, auf die die zu putzenden Stücke aufgelegt werden, um dann den Putzdüsen zugeführt zu werden. Die Stützung des Förderbandes erfolgt durch Rollen, die in gewissen Abständen das Band tragen. Der Antrieb wird an einem Ende der Bandbahn durch Schnecken- vorgelege bewirkt. Auch das unten laufende Trum wird durch Rollen gestützt, um ein zu starkes Durchhängen zu vermeiden. So ist man in der Lage, das Förderband beliebig lang ausführen zu können, um es gleichzeitig zum Fördern der Heizkörper nach dem Probierraum zu benutzen.

Zum Reinigen von Mähmaschinenrädern und Riemenscheiben werden häufig Sandstrahlgebläse nach Abb. 530¹⁾ benutzt. Das zu putzende Rad wird mit seinem Kranz auf ein Rollenpaar gestellt und langsam unter der oberen Düse vorbeigedreht, die den

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Außenumfang reinigt, während seitliche Düsen den inneren Umfang und das Armkreuz mit Nabe abblasen.

Zur Durchführung der Putzarbeit nach dem Fließverfahren dient das Gebläse nach Abb. 531¹⁾. Ein muldenförmig vertiefter Wandertisch wirkt hier nach Art eines Trommelgebläses. Das Putzgut wird auf der einen Seite eingegeben und bewegt sich, durch besondere Leitstücke geführt, zwangsläufig in Querrichtung über den Wandertisch zum Auswurf. Die Düsen arbeiten nach dem Schwerkraft- oder Drucksystem und können in beliebiger Anzahl über dem Putzgut so verteilt werden, daß immer der günstigste Bestrahlungswinkel erreicht wird. Es ist bei der vorliegenden Anordnung besondere Rücksicht auf die Verwendung von Stahlsand genommen.

Solche Sonderbauarten von Sandstrahlgebläsen kommen selbstverständlich nur für ausgedehnte Massenfertigung in Betracht, sonst läßt sich das Putzen größerer Stücke beliebiger Gestalt und Abmessungen billiger mit dem Freistrahlegebläse erreichen.

Entstaubung der Sandstrahlgebläse.

Die Beseitigung des Staubes ist nicht nur mit Rücksicht auf die Gesundheit der Putzer erforderlich, es ist vielmehr auch sehr wichtig, daß der feine Staub aus dem Gebläsesand entfernt wird, da er wenig wirksam ist, und außerdem, wenn er mit feuchter Luft oder Öl in Berührung kommt, Verstopfungen der Düsen und Leitungen zur Folge hat, die zu Betriebsstörungen Veranlassung geben. Soll eine Entstaubungsanlage wirksam sein, so müssen in den Putzhäusern Lufteintrittsöffnungen angeordnet werden, denn die Entstaubung kann natürlich nur dann Luft und damit auch den Staub ansaugen, wenn die gleiche Luftmenge von außen in den Putzraum nachfließen kann. Das wird nicht selten, namentlich bei kleinen Putzhäusern und Holzverschlagen, übersehen. Es bleibt dann sehr viel feiner Staub im Putzhaus zurück und veranlaßt Störungen. Ebenso muß natürlich auch feuchte Luft beseitigt werden, die gleichfalls Betriebsstörungen veranlaßt.

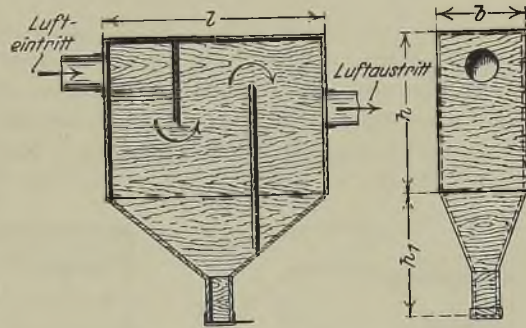


Abb. 532. Sandfangkasten.

Zum Absaugen des Staubes aus den stauberfüllten Räumen dienen fast ausnahmslos Exhaustoren, deren Flügelräder infolge ihrer hohen Drehzahlen Luftverdünnung hervorgerufen. Die einzelnen Staubräume werden mit dem Exhaustor durch Rohrleitungen aus Eisenblech verbunden. In die luftverdünnten Räume sucht die Außenluft nachzudringen und reißt dabei die Staubluf mit. Höhe der erzeugten Luftgeschwindigkeit, Strömungswiderstände und Länge der Rohrleitungen sind maßgebend für die Stärke des Absaugens. Daher ist eine richtig verlegte Rohrleitung mit möglichst wenig Druckabfall durch Widerstände und Undichtigkeiten für das wirksame und wirtschaftliche Arbeiten der Entstaubungsanlage ausschlaggebend. Reichlich bemessene Querschnitte, stoßfreie Übergänge anschließender Abzweigungen und große Krümmen vermindern die natürlichen Widerstände. Die Flügelräder des Exhaustors werden durch Schleifrückstände und Sandkörnchen stark angegriffen. Man muß daher dafür sorgen, daß das Flügelrad in möglichst reiner Luft läuft. Zu diesem Zweck werden Apparate vorgeschaltet, in denen sich die Luftverunreinigungen abscheiden können.

Sehr einfach ist der diesem Zweck dienende Sandfangkasten, Abb. 532²⁾. Seine Wirkung beruht darauf, daß der Luftstrom bei gleichzeitiger Verringerung seiner Geschwindigkeit durch Vergrößerung der Durchflußquerschnitte mehrfachen Richtungsänderungen

¹⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

²⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, A.-G., Ottensen-Hamburg.

unterworfen wird. Es scheiden sich dadurch die schwereren Sand- und Staubteilchen aus und sammeln sich im trichterförmigen Kastenboden. Da der feine Staub im Sandkasten nicht zurückgehalten wird, muß eine weitere Luftreinigung erfolgen, die am einfachsten mittels Wassergrube geschieht. Eine solche Wassergrube nach Abb. 533, die abgedeckt sein muß, wird am besten so angelegt, daß der Exhaustor die Luft hindurchsaugt, damit er in möglichst reiner Luft arbeitet. Der Staub setzt sich auf dem Wasser ab und sinkt allmählich als Schlamm auf den Boden der Grube, von wo er von Zeit zu Zeit entfernt werden muß.

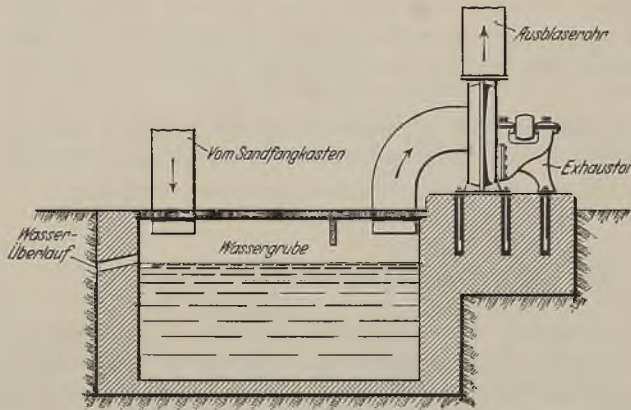


Abb. 533. Wassergrube.

strömen kann. Diese Luft tritt tangential in die innere Blechtrommel *b* ein, wo sie durch das eingebaute Leitblech *d* gezwungen wird, sich kreisend um das innere Blechrohr *a* herum zu bewegen, bis sie durch dessen Öffnungen links in das Blechrohrinnere und von hier in den Stutzen *f* gelangt. Beim Eintritt der Staubluft durch den Stutzen *e* in den Raum *b* folgen die schweren Teile der Zentrifugalkraft und bewegen sich an der

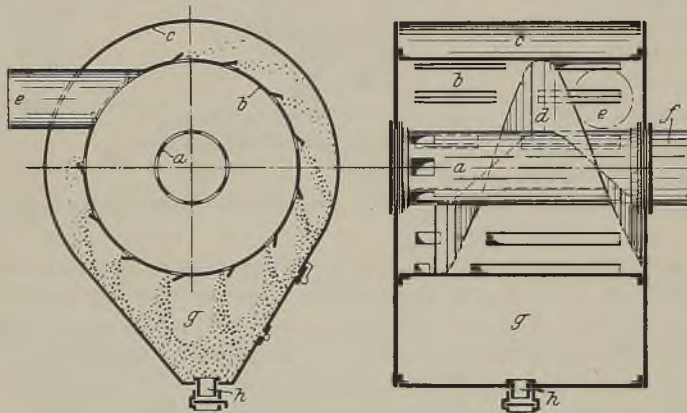


Abb. 534. Zentrifugal-Sand- und Staubsammler.

Bei dem Zentrifugal-Sand- und Staubsammler, Abb. 534¹⁾, wird der noch brauchbare Sand besonders ausgeschieden, so daß er wieder verwendet werden kann. Der Saugstutzen *f* ist durch eine Leitung an die Saugöffnung des Exhaustors angeschlossen, während die äußere Luft nur durch den Eintrittsstutzen *e*, der mit den staubgeschwängerten Räumen der Maschinen verbunden ist, nach-

strömen kann. Diese Luft tritt tangential in die innere Blechtrommel *b* ein, wo sie durch das eingebaute Leitblech *d* gezwungen wird, sich kreisend um das innere Blechrohr *a* herum zu bewegen, bis sie durch dessen Öffnungen links in das Blechrohrinnere und von hier in den Stutzen *f* gelangt. Beim Eintritt der Staubluft durch den Stutzen *e* in den Raum *b* folgen die schweren Teile der Zentrifugalkraft und bewegen sich an der Innenwand des Blechmantels *b* entlang, durch dessen Schlitze sie in den Ringraum *c* gelangen, dort zur Ruhe kommen und schließlich in den Sammelraum *g* fallen, aus dem sie von Zeit zu Zeit durch das Fallrohr *h* abgezogen werden.

Während der Exhaustor bei Benutzung dieser Vorreiniger bei im offenen Gelände liegenden Gießereien ruhig ins Freie blasen kann, läßt man ihn in Städten auf Wasser ausblasen, wie es

Abb. 535 zeigt. Im Exhaustor-Fundament ist eine gemauerte Wassergrube vorgesehen, die mit Wasser gefüllt und durch einen Deckel verschlossen ist. Das vom Staubsammler zum Exhaustor führende Anschlußrohr ist nach unten verlängert und ragt in das Wasser hinein, wodurch ein dichter Abschluß erzielt wird. Die noch im Ausblasestrom des Exhaustors etwa vorhandenen feinen Staubteilchen gelangen auf die Wasserfläche, wo sie sich niederschlagen. Der Luftstrom streicht über die Wasserfläche nach dem Ausblaserohr. In dieses ist unten eine Streudüse und in das Aufsatzstück, das außerdem noch mit schrägen Prallwänden versehen ist, ein Koksfilter eingebaut, so daß selbst bei stärkster Staubeentwicklung kein Staubteilchen mehr in die Atmosphäre austreten kann.

¹⁾ Ausgeführt von Badische Maschinenfabrik, Durlach.

Bei dem Exhaustor mit Luftwäscher, Abb. 536¹⁾, saugt der Exhaustor die Staubluft bei a an, wobei der Dreiweghahn b so zu stellen ist, daß die Düse c einen Wasserschleier bildet. Durch diesen tritt die Staubluft und wird bei d auf dem Wasser niedergeschlagen. Weiter geht sie wieder nach oben durch den mit grobstückigem Koks belegten Rost e, wird dort gereinigt und

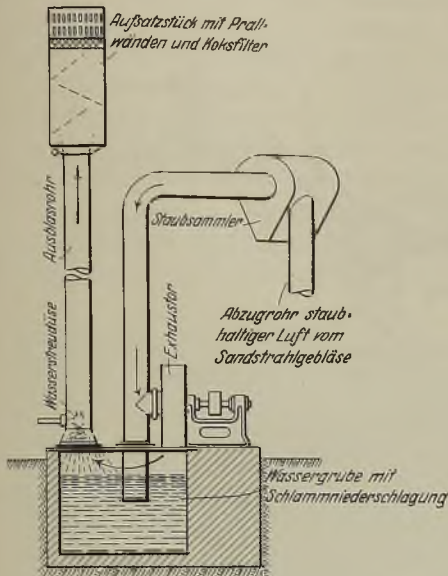


Abb. 535. Ausblasen des Exhaustors auf Wasser.

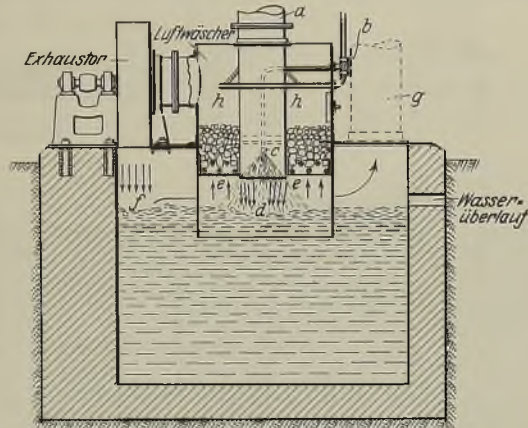


Abb. 536. Exhaustor mit Luftwäscher.

getrocknet, dann durch das Flügelrad des Exhaustors erfaßt und bei f wiederum nach unten auf die Wasseroberfläche gedrückt, um hierauf durch das Abzugsrohr g ins Freie zu gelangen. Der auf dem Rost e liegende Koks ist von Zeit zu Zeit durch Abbrausen mit der gleichfalls durch den Dreiweghahn b zu betätigenden Ringbrause h auszuwaschen. Bei sehr starker Verschmutzung muß der Koks erneuert werden. Über dem grobstückigen Koks sind einige feinstückige Schichten aufzutragen.

In Verbindung mit einem Sandfangkasten nach Abb. 532 arbeitet der Staubabsammler, Abb. 537²⁾. Die Staubluft tritt durch den Krümmer a ein, wird durch den von der Streudüse c erzeugten Wasserschleier angefeuchtet und durch den darunter angeordneten Kegel allseitig verteilt. Nach ihrem Austritt aus dem Krümmer muß die Luft eine Berieselungszone zwischen Krümmerunterkante und Kegel durchströmen und wird durch letzteren auf die Oberfläche des in der Grube befindlichen Wassers geleitet. Die etwa noch vorhandenen feinen Staubteilchen werden im Koksfilter, durch den die Luft hindurch gesaugt wird, zurückgehalten. Zum

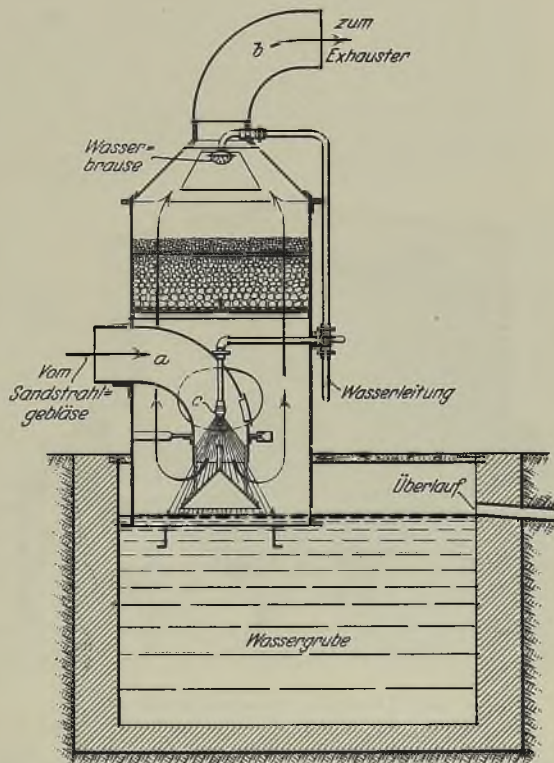


Abb. 537. Staubabsammler.

¹⁾ Ausgeführt von Vogel & Schemmann, Kabel i. Westf.

²⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Hamburg-Ottensen.

Anfeuchten und Auswaschen der Koksschicht dient die Wasserbrause. Der Staub sammelt sich als Schlamm in der Wassergrube, aus der er nach Bedarf entfernt wird.

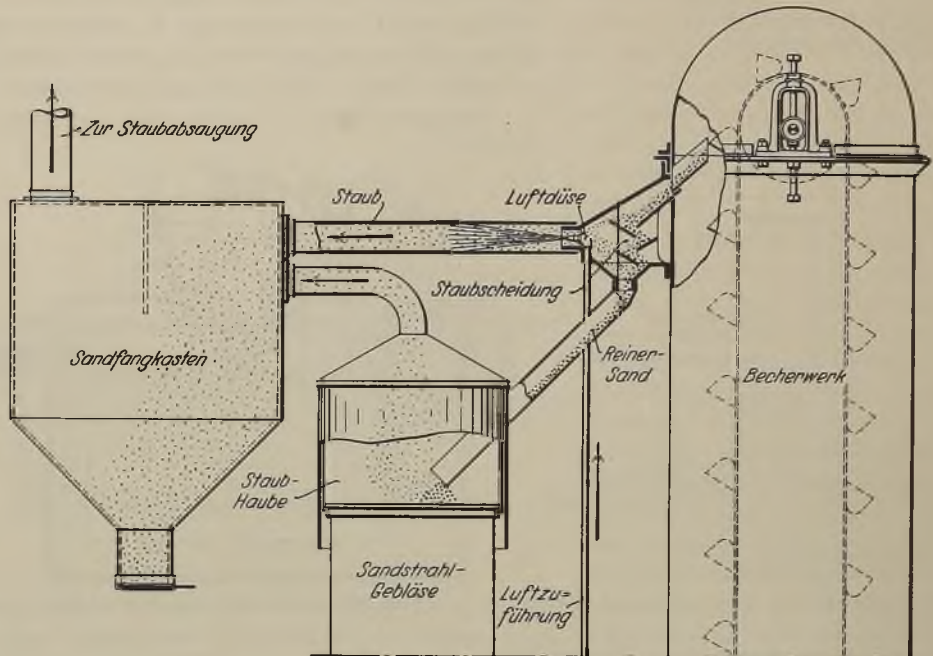


Abb. 538. Staubabscheidung.

An Stelle der Wassergruben können auch Staubfilter aus Stoff verwendet werden. Wegen des größeren Widerstandes der Stofffilter muß der Exhaustor in diesem Falle etwas größer bemessen werden, als er ohne Filter für die gleiche Sandstrahl-anlage erforderlich wäre.

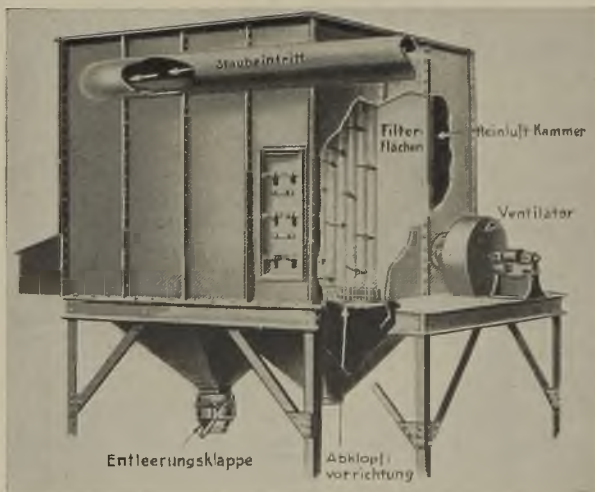


Abb. 539. Trockenes Staubabscheidungsverfahren.

Auch der gebrauchte Blassand muß vor seiner Wiederverwendung gereinigt werden, da er durch Beimengungen von Staub, Formsand, Kohlentelchen usw. immer mehr verunreinigt wird. Hierdurch wird aber nicht nur die Leistung des Sandstrahl-gebläses stark beeinträchtigt, sondern auch die natürliche Staubentwicklung vergrößert. Diese Reinigung kann durch eine Staubabscheidung nach Abb. 538¹⁾ erfolgen. Sie wird zwischen dem oberen Auslauf des Becherwerks und dem Einlauf für den Druck-apparat eingeschaltet. Der Sand rieselt in der Scheidung auf schrägen Flächen herunter und wird durch

einen von einer Blasdüse erzeugten Luftstrom entlüftet. Der letztere reißt die Staub-teilchen und leichten Beimengungen des Blassandes mit und bläst sie in einen Sandfangkasten, während der gereinigte Sand über eine schräge Rinne in den Sammel-behälter des Druckapparates zurückfällt.

¹⁾ Ausgeführt von A. Gutmann, Ottensen-Hamburg.

Besondere Aufmerksamkeit verdient das neuerdings auf den Markt gebrachte trockene Staubabscheideverfahren¹⁾, Abb. 539, besonders auch deshalb, weil es bei Vergrößerung der Putzereinlagen ohne Schwierigkeit durch den Anbau weiterer Zellen der vergrößerten Staubmenge angepaßt werden kann. Das Gehäuse besteht aus doppelt gerichtetem Blech, dessen einzelne Tafeln miteinander luftdicht verklammert und verschraubt werden. In diesem Gehäuse werden Holzrahmen aufgestellt, die mit einem für diesen Zweck besonders gewebten Stoff bespannt sind. Die Stoffflächen sind so angeordnet, daß der eintretenden Staublufte eine sehr große Fläche entgegensteht, wodurch eine geringe Beanspruchung der Filterfläche erzielt wird.

Im Augenblick des Eintretens in den Filterraum verringert der Luftstrom seine Geschwindigkeit sehr stark und stößt gleichzeitig gegen ein der Eintrittsöffnung gegenüberliegendes Prellblech. Es fallen daher die gröberen Staubteile gleich nach unten

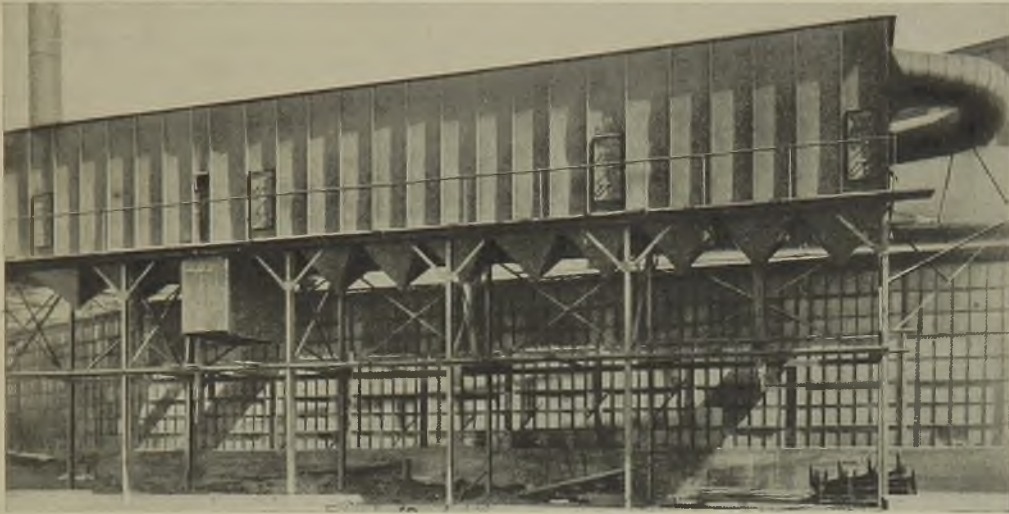


Abb. 540. Anlage für Staubabscheidung.

in den Sammeltrichter, und an den Stoffflächen gelangt nur noch der Feinstaub zur Abscheidung. Außerdem bewirkt das Prellblech eine gute Luftverteilung über alle Filterflächen. Nach dem Durchtritt durch sie ist die Luft praktisch staubfrei, so daß sich in der mit dem Ventilator in Verbindung stehenden Saugkammer nur reine Luft befindet.

Mittels einer eingebauten Klopfvorrichtung werden die Filterflächen täglich zweimal gereinigt. Dabei fällt der anhaftende feine Staub in die Sammeltrichter am Boden des Gehäuses, von wo er bequem entfernt werden kann. Die Abklopfvorrichtung wird zweckmäßig mechanisch betätigt, sie muß jeweils etwa 10 Minuten mit 60 Umdr./min laufen. Während dieser Zeit muß der Ventilator stillgesetzt werden, damit er keine Luft ansaugt und den Staub hochwirbelt. Während des Abklopfens bleiben die Filterflächen eingespannt und werden nicht bewegt, wodurch sie geschont werden. Zum Nachsehen der inneren Teile sind in der Vorder- und Hinterwand des Gehäuses bequeme Einsteigöffnungen vorgesehen.

Die Aufstellung der Anlage erfolgt am besten auf einem Dache oder Gerüst, wie in Abb. 540, so hoch, daß der Staub aus den Sammeltrichtern in untergefahrenen Wagen abgezogen werden kann. Das Dach der Kammern ist ein wenig geneigt, damit der Regen gut ablaufen kann.

¹⁾ Ausgeführt von Graue A.-G., Langenhagen bei Hannover.

Das Putzen mit Wasserstrahl.

Schon seit einigen Jahren werden in den Vereinigten Staaten große Gußstücke mittels Wasserstrahls geputzt. So werden in einer Gießerei in Milwaukee Gußstücke bis 120 t Gewicht mit Wasserstrahl gereinigt. Die drüben übliche Wasserstrahl-Putzeinrichtung besteht aus einem viereckigen Betonbau mit abnehmbarer Decke zum Einbringen schwerer Stücke mittels Laufkrans, die Vorderwand ist durch eine große Einzeltür abgeschlossen. In der einen Ecke befindet sich ein Einbau, in dessen Innenwand die Spritzdüsen angebracht sind. Sie werden von hier aus von dem Arbeiter bedient. In den Boden der Kammer sind zwei Drehtische eingebaut von etwa 6 bzw. 3 m Durchmesser. Jeder Tisch wird



Abb. 541. Putzen mit Wasser. Gehäuse geschlossen.



Abb. 542. Putzhaus zum Putzen mit Wasser, geöffnet.

durch drei übereinander liegende Düsen von 26 mm Durchmesser bedient, die mit Druckwasser von 30 at arbeiten. Durch diese Einrichtung wurde die Putzzeit von 300 Stunden auf 14 Stunden verringert. Bei den hohen Löhnen, die drüben gezahlt werden, liegt in dieser gewaltigen Verkürzung der Putzdauer eine sehr große Ersparnis, selbst wenn die Kosten für Erzeugung des Druckwassers und die Amortisation der Anlage mit berücksichtigt werden. Nicht ganz so würden die Verhältnisse sich in deutschen Gießereien stellen. Eingehende Versuche¹⁾ haben gezeigt, daß es hier vorteilhafter ist, mit höheren Drücken und kleineren Düsendurchmessern zu arbeiten und den Wasserstrahl nicht aus größter Entfernung auf das Putzgut zu spritzen, sondern die Düse unmittelbar in die Kruste einzubohren, damit die volle Energie des Wasserstrahls zur Wirkung kommt.

Es hat sich gezeigt, daß am vorteilhaftesten mit einem Wasserdruck von 50 at und einer Düse von 5 mm Durchmesser gearbeitet wird. Wie Abb. 541 zeigt, steht der Putzer außerhalb des Putzhauses und führt die lange Düse durch Löcher in der Seitenwand in das Innere hinein, wobei er den Putzvorgang durch die über den Spritzöffnungen

vorgesehenen Fenster beobachtet. Je größer die vom Wasser getroffene Fläche ist, um so widerstandsfähiger ist sie gegen das Zertrümmern. Die Düse muß daher eine Art Spitze darstellen, ähnlich wie sie ein Stocheisen besitzt; es wird demnach als Düse ein langes Stahlrohr benutzt, das in gerader und in Winkelform ausgebildet ist, so daß man in alle Hohlräume des Gußstückes hineinkommen kann und in der Lage ist, auch die verwickeltesten Stücke zu reinigen²⁾. Das geöffnete Putzhaus, Abb. 542, läßt das mit Wasserstrahl gereinigte Stück erkennen, zum Vergleich ist neben dem Haus ein Gußstück gleicher Art im ungeputzten Zustand aufgenommen. Es hat sich gezeigt, daß im Gegensatz zu dem amerikanischen Niederdruckverfahren das beschriebene deutsche Hochdruckverfahren für deutsche Lohnverhältnisse erheblich wirtschaftlicher ist. Ganz besonders tritt seine Wirtschaftlichkeit gegenüber den üblichen Trockenputzverfahren bei verwickelten Gußstücken in Erscheinung, wo etwa 50% weniger Putzkosten mit ihm erreicht werden

¹⁾ Die Versuche wurden von Direktor Sipp bei der Firma Heinrich Lanz in Mannheim ausgeführt. Vgl. Gieß. 1927. S. 606ff.

²⁾ Bei der Putzeinrichtung der Pressenfabrik Fritz Müller in Eßlingen (D.R.P.a.) werden die den Arbeiter belastenden Kräfte, wie der Rückstoß des Wasserstrahls und das Eigengewicht des Spritzrohres, durch entsprechende Vorrichtungen aufgefangen und vom Arbeiter abgehalten.

können. Die Zeichnung Abb. 543 zeigt Anordnung und Abmessungen einer Wasserstrahlputzanlage.

Vorteile des Gußputzverfahrens sind: Wiedergewinnung der Kerneisen, vollständige Staubfreiheit und restloses Ausspülen des Sandes. Die Befürchtung eines starken Ausrostens der Stücke hat sich als grundlos erwiesen, da der sich bildende geringe Rostansatz bei der Entfernung der Gräte und der Nachbehandlung des Stückes wieder beseitigt

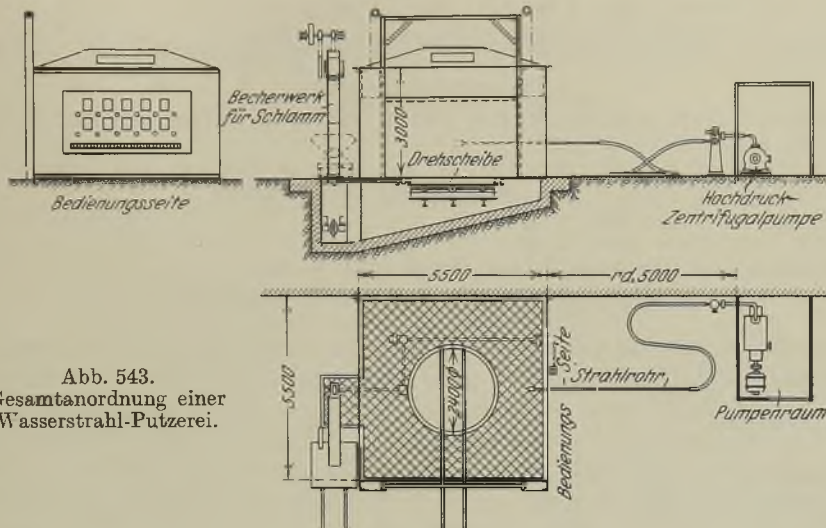


Abb. 543.
Gesamtanordnung einer
Wasserstrahl-Putzerei.

wird. Inwieweit die Wiedergewinnung des Kernsandess als weiterer Vorteil anzusprechen ist, hängt im wesentlichen von den Kosten des Neusandes an der Verbrauchsstelle ab, ferner aber auch davon, welcher Art die Kerne sind.

Bei sehr einfachen Stücken wie Rohre u. dgl. mit einfachen, leicht zu beseitigenden Kernen bringt das Naßputzverfahren gegenüber dem trockenen keine Vorteile.

Literatur.

Sägen.

- Fischer, H.: Die Werkzeugmaschinen. Berlin 1909.
Werkstattstechnik 1909. S. 489; 1919. S. 91; 1920. S. 86; 1921. S. 116; 351; 1922. S. 134, 149;
1924. S. 61.
Maschinenbau 1923. B. S. 177.
Die Gießerei 1927. S. 605.
Z. d. V. D. I. 1906. S. 175; 1910. S. 2117; 1913. S. 576. 1920. S. 559, 563; 1926. S. 1700.
Foundry 1925. S. 381.
Hütte, des Ingenieurs Taschenbuch. Berlin 1926. Bd. 2, S. 656.

Preßluft und Preßluftwerkzeuge.

- Kroenig, Erich C.: Die Preßluftwerkzeuge. Berlin 1918.
Werkstattstechnik 1921. S. 147; 1922. S. 121; 1924. S. 222; 1926. S. 346, 493, 511.
Maschinenbau 1926. S. 598; 1927. S. 578.
Die Gießerei 1922. S. 166; 1924. S. 163; 1925. S. 957; 1926. S. 155, 511, 774; 1927. S. 604.
Gießereizeitung 1922. S. 164; 1923. S. 374, 495; 1925. S. 741.
Foundry 1928. S. 80, 180.
Hütte, des Ingenieurs Taschenbuch. Berlin 1926. Bd. 2, S. 680, 867.

Schleifmaschinen.

- Werkstattstechnik 1919. S. 9; 1926. S. 310, 645; 1927; S. 682.
Maschinenbau 1925. S. 875; 1927. S. 269, 874.
Die Gießerei 1926. S. 156; 1927. S. 159, 279, 319, 341, 605.
Gießereizeitung 1921. S. 123; 1924. S. 468.

Foundry 1925. S. 239, 420; 1927. S. 36; 1928. S. 80, 99.
Hütte, des Ingenieurs Taschenbuch. Berlin 1926. S. 662.

Putzen mit Säure.

Werkstattstechnik 1918. S. 64.
Die Gießerei 1925. S. 217.

Putztrommeln.

Stahleisen 1918. S. 268.
Die Gießerei 1924. S. 867; 1925. S. 99, 126; 1927. S. 32, 287.
Foundry 1925. S. 757; 1926. S. 157, 599, 755; 1928. S. 100, 264.

Sandstrahlgebläse.

Die Gießerei 1922. S. 193; 1924. S. 139, 475; 1925. S. 891; 1926. S. 194, 213; 1927. S. 42, 129, 276,
463, 602, 651; 1928. S. 47, 127.
Gießereizeitung 1920. S. 198, 267, 296; 1921. S. 385; 1922. S. 290, 683, 695; 1923. S. 68.
Stahleisen 1919. S. 705; 1923. S. 425; 1925. S. 1661; 1927. S. 1973.
Z. d. V. D. I. 1921. S. 175; 1923. S. 850, 879.
Foundry 1925. S. 380, 746; 1928. S. 163.
Hütte, Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Berlin 1922. S. 606.

Putzen mit Wasserstrahl.

Die Gießerei 1925. S. 175; 1927. S. 607.
Gießereizeitung 1926. S. 75; 1928. S. 50.
Z. d. V. D. I. 1926. S. 240.
Foundry 1925. S. 951.

Entstaubung.

Gießereizeitung 1920. S. 320; 1922. S. 671.
Stahleisen 1920. S. 110; 1927. S. 1395.
Foundry 1927. S. 582.

IX. Die Behandlung der Oberfläche und Veredlung der Eisengußwaren.

Von

Ingenieur C. Irresberger.

Weichglühen und Anlassen.

Die Eigenschaften von Grauguß mit und ohne Stahlzusatz lassen sich durch geeignete Wärmebehandlung wesentlich beeinflussen. Es handelt sich dabei vorzugsweise um Bearbeitbarmachung zu harten Gusses, um Behebung von Spannungen, um Beeinflussung des Wachsens oder Schwindens, um das Anlassen ganzer Abgüsse oder von Teilen solcher und um Schweißbarmachung ursprünglich nicht schweißbaren Gusses. Zur zuverlässigen Erzielung solcher Wirkungen ist es notwendig, die genaue kritische Temperatur des zu behandelnden Eisens zu kennen. Diese läßt sich für Grauguß auf Grund seiner chemischen Analyse nach folgender Formel mit einer für die Bedürfnisse der Praxis ausreichenden Genauigkeit bestimmen ¹⁾:

$$\text{Kritische Temperatur} = 730^{\circ} + (28^{\circ} \times \% \text{ Si}) - (25^{\circ} \times \% \text{ Mn}).$$

Die kritische Temperatur nimmt also mit steigendem Siliziumgehalte zu, wie es das Schaubild, Abb. 544, zeigt, mit zunehmendem Mangangehalt dagegen ab. Bei den meisten Vergütungen ist das Verhalten des Kohlenstoffes zu beachten, der oxydiert wird, wenn man das Glühgut nahe unter dem kritischen Punkte abschreckt.

Ungleich harten oder allgemein zu hart ausgefallenen Guß kann man auch ohne erhebliche Festigkeitsverluste im allgemeinen weicher machen, indem man die Ware bis auf 870° erhitzt, diese Temperatur etwa 3 Stunden lang einwirken läßt, dann im Ofen bis zur Schwarzfärbung abkühlt und darauf vollends an der Luft erkalten läßt. Länger anhaltendes Glühen oder nennenswert verzögerte Abkühlung machen zwar den Guß noch weicher, vermindern aber seine Festigkeitswerte in hohem Maße ²⁾.

Wie Schaap angibt, kann selbst recht hartes Gußeisen, soweit sein Kohlenstoffgehalt über 2,4% beträgt, in weiches, leicht bearbeitbares Eisen umgewandelt werden. Es bedarf dazu keines fremden Elementes oder Gases, nur muß der Einfluß der Feuergase ausgeschaltet werden. Wird die letztgenannte Bedingung genau eingehalten, so kann die ursprüngliche Festigkeit der Abgüsse nahezu vollkommen gewahrt bleiben, und es werden etwaige Spannungen zuverlässig ausgeglichen. Nötig ist eine dicht verschließbare

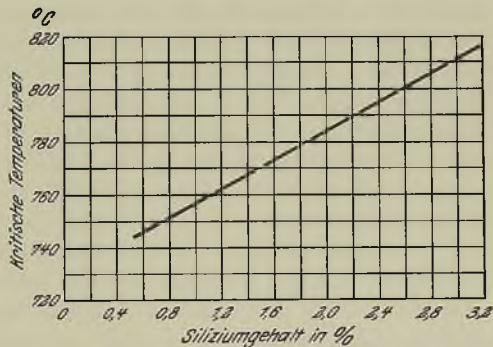


Abb. 544. Siliziumgehalt und kritische Temperatur von Gußeisen.

¹⁾ Nach O. W. Potter: Foundry 1926. S. 634.

²⁾ Bezüglich dieser Tatsache stimmen die Untersuchungen von O. W. Potter: Foundry 1926. S. 634/635; von Schaap: Fonderie Mod. 1925. S. 91/92 und andere Forscher überein.

Muffel aus weichem Stahl, weil dieser Werkstoff am wenigsten gasdurchlässig ist. Nachdem man die Abgüsse darin untergebracht hat, wird die Muffel gut verschlossen und in einen gasbeheizten Ofen eingesetzt. Darauf stellt man die Heizung an und steigert die Temperatur bis zum kritischen Punkt A_{C1} des Eisen-Kohlenstoff-Schaubilds, d. h. bis auf mindestens 740°C (vgl. die vorstehenden Ausführungen und Abb. 544). Die Heizgase werden so geführt, daß sie auf die Wände des Ofens aufschlagen, ehe sie die Muffel treffen. Sobald die kritische Temperatur A_{C1} erreicht ist, stellt man die Heizung ab und läßt den Einsatz abkühlen, was inner- oder außerhalb des Ofens geschehen kann. Die Dauer des Verfahrens hängt von der Wandstärke der Abgüsse ab. Sie beträgt bei Stücken bis zu 25 mm Stärke etwa 1 Stunde, bei dickeren Stücken etwas mehr.

Das Verfahren liefert sehr zuverlässige Ergebnisse. Die Härte der Abgüsse wird beträchtlich vermindert, beispielsweise konnten Automobilkolbenringe, die ursprünglich 240 Brinellhärte auswiesen, auf die Zahl von 140 herabgebracht werden. Der erzielte Härtegrad ist durchaus gleichmäßig, die Stücke sind für vielseitige Kalt- und Warmbearbeitung geeignet und zeigen keinerlei bruchgefährliche Sprödigkeit. Derart behandelter Guß zeichnet sich auch durch Schweißbarkeit aus, wenn sie auch nicht so vollkommen wie bei gutem Tempergusse wird. Die Stücke lassen sich aber leicht verdrehen und mit Tempergußwaren zuverlässig zusammenschweißen. Der Hauptunterschied des Verfahrens gegenüber dem Tempergusse liegt in der wesentlich kürzeren Behandlungszeit. Während hier in einer Stunde ein für viele Fälle ausreichendes Ziel erreicht wird, erfordert guter Temperguß tage-, ja wochenlanges Glühen.

Weißes Gußeisen bedarf einer etwas abweichenden Behandlung. Man darf es nicht über 870° erhitzen und muß diese Wärme 3—6 Stunden lang wirken lassen, worauf man in freier Luft abkühlen läßt. Glühen bei höherer Temperatur vermindert die Widerstandsfähigkeit und Dehnung des Eisens ganz wesentlich. In beiden Fällen — bei grauem und bei weißem Eisen — werden die ursprünglichen Festigkeitswerte nur dann beibehalten, wenn die Behandlungstemperatur bis gegen 40° oberhalb des magnetischen Umwandlungspunktes (A_{C2}) ausgedehnt wird, und wenn die Abkühlung unter Rotglut in 15 Minuten vollzogen wird. Das Eisen muß oberhalb des kritischen Punktes vor Wasserstoff, seinen Verbindungen und anderen schädlichen Gasen geschützt werden.

Auch durch Glühen in eisernen Töpfen, die in Glühöfen eingesetzt werden, lassen sich gute Wirkungen erzielen. Die besten Ergebnisse werden mit Eisensorten erreicht, die vor dem Glühen nicht mehr als 2% Silizium, 1% Phosphor, 0,85—1,0% Mangan und höchstens 0,08% Schwefel enthalten. Eisen mit höherem Siliziumgehalt liefert weniger weiche und trotzdem rascher verschleißende Ware. Die Glühtöpfe werden aus weißem, phosphorarmem Eisen mit Zusätzen von Tempergußabfällen gegossen¹⁾. Sie sind meist ringförmig, lassen sich nach Bedarf übereinandersetzen und werden oben und unten durch eiserne Deckel und Böden abgeschlossen, die in durch Lehm abgedichteten Falzen liegen. Als Packmittel dienen Gußeisenspäne oder Koksgrus²⁾; der Koks muß recht feinkörnig sein, meistens läßt man ihn durch ein Sieb von 8 mm Maschenweite gehen: Die Packung soll die Abgüsse während des Glühens vor dem Verziehen und Krümmen bewahren. Lange Abgüsse werden lotrecht in übereinandergesetzte Glühtöpfe gesteckt und ebenso wie die anderen Abgüsse fest mit dem Packmittel umstampft. Kohlengrus sackt bei längerem Glühen nicht unbeträchtlich zusammen, weshalb für lange Abgüsse Gußeisenspäne als Packstoff bevorzugt werden.

Man arbeitet mit ununterbrochen und mit unterbrochen betriebenen Glühöfen. Unterbrochen betriebene Öfen, das sind solche, bei denen für jede Glühung frisch gefeuert wird, sind vorzuziehen, weil sie es ermöglichen, daß die Glühtöpfe unter vollständigem Luftabschluß im Ofeninneren abkühlen. Solche Öfen sind gewöhnlich für 25 oder für 40 Glühtöpfe bemessen. Die Feuerung ist an beiden Längsseiten des Glühschachtes über etwas vertieften Rosten angeordnet. Eine Schmalseite bleibt offen und wird erst nach dem Einsetzen aller Glühtöpfe zugemauert. Einmaliges Füllen der Feuerungen reicht für eine Glühreise aus, Nachfüllungen sind nicht nötig. Der Luftzutritt zur Feuerung wird

¹⁾ Vgl. auch Glühtöpfe für Temperguß S. 460 ff.

²⁾ Mitunter auch ein Gemenge von Rot- und Brauneisenstein.

durch eine Öffnung in der zum Schlusse zugemauerten Wand so bemessen, daß die ganze Brennstofffüllung nach etwa 12 Stunden eine gleichmäßig hellglühende Masse bildet. Während der nächsten 12 Stunden wird die Glut möglichst gleichmäßig durchgehalten, um dann binnen etwa 48 Stunden allmählich zu verlöschen. Nach völligem Erkalten wird die Schlußwand wieder aufgebrochen und der Ofen entleert.

Nicht allzu selten tritt beim Glühen in mit Koks gefüllten Töpfen ein großer Übelstand auf: Die im Inneren gründlich durchweichten Abgüsse erhalten eine fast glasharte Haut, die der Bearbeitung große Hindernisse bietet und zur Unbrauchbarkeit eines Teiles der geglühten Ware führt. Worauf die Erscheinung zurückzuführen ist, ist noch nicht einwandfrei aufgeklärt. Oxydation ist ausgeschlossen, befinden sich doch die Abgüsse während des ganzen Glühvorganges in einem stark reduzierenden Gasgemenge, selbst die Glühtöpfe werden niemals grau. Die Härtung dürfte eher auf den Schwefelgehalt im Packkoks zurückzuführen sein, der bei wiederholter Verwendung desselben Packkokes nicht unwesentlich aus den Feuergasen angereichert wird. Bei jedesmaliger Erneuerung des Packkokes tritt nämlich die Härtung ebensowenig ein, wie bei Verwendung von Gußeisenspänen. Ein gutes Schutzmittel bildet die Verwendung von Kalk, der in einer kräftigen Schicht unterhalb des Verschußdeckels über den Tiegelinhalt aufgetragen wird. Solche Kalkzusätze sind aber aus praktischen Gründen wenig beliebt, sie erschweren das Arbeiten beim Einsetzen, insbesondere aber beim Entleeren, und bedingen zudem eine besondere Reinigung der geglühten Ware.

¶ Warmbehandlung von Sondergußeisen bei niedriger Temperatur.

Die Festigkeit und die Härte des Gußeisens werden schon bei Temperaturen von etwa 450—500° beträchtlich beeinflußt, sofern die Wärme lange genug zur Wirkung kommt¹⁾. Die vornehmlich bei legiertem Gußeisen wahrzunehmenden Erscheinungen, die selbstredend bei höheren Temperaturen wesentlich ausgeprägter sind, dürften auf eine Zersetzung des Karbids zurückzuführen sein. Beispielsweise wird bei Chromgehalten bis zu 0,4% durch genügend langes Erwärmen auf 400° die Bruchfestigkeit um 25% gegenüber der des nicht legierten Gußeisens gesteigert. Bei Erhöhung der Temperatur auf 550° zeigt sich an Stelle des anfänglichen geringen Wachstums eine geringe Volumverminderung.

In geringerem Maße treten dieselben Erscheinungen ein bei Steigerung des Mangan Gehaltes von 1% auf 2,5%, sowie bei Gehalten von 0,5% Wolfram. Beide Eisensorten zeigen sehr geringes Wachstum, bei Wolfram ist es so gering, daß man dieses Element geradezu als wachstumverhindernd bezeichnen kann.

Erwärmt man ein Gußeisen, dessen Festigkeit bei gewöhnlicher Temperatur durch Zusatz von 0,75% Nickel oder von 0,125% Vanadium etwas erhöht war, bis auf 450°, so ist bereits eine nennenswerte Graphitbildung festzustellen, wodurch die Härte und Zerreißfestigkeit erheblich in Mitleidenschaft gezogen werden. Festigkeitserhöhungen durch Zusatz von Chrom und Nickel im Verhältnis von 2 : 1 verschwinden beim Erwärmen. Bei Ersatz des Nickels durch eine geringe Menge Silizium werden die besten Festigkeitswerte, auch bei ziemlich hohen Temperaturen, erzielt.

Selbstredend kann die Festigkeit von Gußeisen am Probestab nicht bei den hohen, zur Anwendung kommenden Temperaturen bestimmt werden, man muß die Versuchstücke dazu erst auf Zimmerwärme abkühlen lassen²⁾.

Literatur.

- Grotts, F.: Die Wärmebehandlung des Gußeisens. Iron Age 1925, S. 832. Auszugsw. Gieß. 1925. S. 367.
Schaap: Wärmebehandlung des Gußeisens. Fonderie Mod. 1925. S. 91/92. Auszugsw. Gieß. 1925. S. 520.

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 418.

²⁾ Über derartige Versuche wird in Foundry Trade Journ. 1925, S. 517 u. f. ausführlicher berichtet.

- Hurst, J. E.: Die mechanischen und physikalischen Eigenschaften von Gußeisen. Foundry Trade Journal 1925. S. 31/32. Auszugsw. Gieß. 1925. S. 612.
- Donaldson, J.: Wärmebehandlung von Eisenguß. Techn. Mod. 1925. S. 58/59. Auszugsw. Gieß. 1925. S. 367/368.
- Ausglühen großer Gußstücke gegen Verziehen. Amer. Mach. 1925. S. 385/387. Techn. Zeitschriftenschau 1925. S. 8.
- Priester, G. C. und F. C. Curran: Festigkeits- und Bearbeitungseigenschaften von geglühtem Gußeisen. Trans. Am. Soc. Steel Treat. 1927. p. 741/762.
- Piwowsky, E.: Über nickel- und chromlegiertes Gußeisen. Gieß. 1928. 15. Sept.

Schleifen und Polieren.

Allgemeines.

Früher, vereinzelt auch noch heute, werden Gußwaren zur vollständigen Beseitigung der Spuren von Eingüssen, Gräten und Fehlstellen, zur Vorbereitung für irgendwelche Bezüge oder für das folgende Polieren, auf Schleifsteinen geschliffen. Ein kreisender Schleifstein von 2—3 m Durchmesser, 250—300 mm Breite, aus grobkörnigem Sandstein oder Granit erhält eine quadratische Durchbrechung, durch die eine Achse geschoben wird. Der Schleifstein wird durch Dampf- oder Wasserkraft in der Minute 60—90 mal um seine wagerechte Achse gedreht, wozu 2—3 Pferdestärken erforderlich sind. Die untere Hälfte des Schleifsteines befindet sich in einem ausgemauerten Bodenschlitze, während vor der oberen Hälfte ein Arbeiter die zu schleifenden Waren gegen den Stein preßt. Man schleift trocken oder naß. Das trockene Schleifen geht schneller vonstatten, der Schliff fällt aber weniger fein aus und der Arbeiter wird mitunter durch den Schleifstaub belästigt. Beim nassen Schleifen läßt man durch eine Rinne von oben her Wasser auf den Stein fließen und unten frei ablaufen. Abgesehen von der beabsichtigten Feinheit des Schliffes wird die Schleifart — trocken oder naß — durch die Beschaffenheit des Steines bestimmt.

Heute sind die Schleifsteine zum größten Teil durch Schmirgelscheiben verdrängt¹⁾. Mit grobkörnigen Scheiben wird zunächst eine glatte Oberfläche hergestellt und die Gußhaut entfernt, was man als Vor- oder Grobschleifen bezeichnet. Danach schleift man die Arbeitsfläche entsprechend ihrer fortschreitenden Glättung mit immer feinerkörnigen Schmirgelscheiben, womit zwar ein recht feiner Schliff, aber ein doch nur noch recht matter Spiegel erreicht wird. Dieser Arbeitsabschnitt wird als Feinschleifen bezeichnet. Gegenstände, die mit einem besonders starken elektrolytischen Zinn-, Zink- oder Nickelbezug versehen werden sollen, werden in diesem Zustande dem Niederschlagverfahren (S. 577 u. ff.) unterworfen. Während zum Grobschleifen durchwegs volle Schmirgelscheiben verwendet werden, bedient man sich zum Feinschleifen elastisch wirkender Scheiben. Für glatte Gußwaren sind Scheiben aus Holz, deren Lauffläche mit Leder bezogen ist, in Gebrauch, während für Gußstücke mit Vertiefungen Stoffscheiben aus Körper oder aus Nesseltuch, sog. „Schwabbeln“ verwendet werden. Die Holzscheiben werden aus Fichten-, Erlen- oder Pappelholz angefertigt und bestehen entweder aus kreuzweise übereinander geleimten Brettchen oder aus radial zusammengefügt und verleimten Keilen. Alle Scheiben werden zur Vermeidung auch des geringsten Schlagens sorgfältig zentriert, mit einem verhältnismäßig großen Aufsteckblock versehen und auf der Drehbank abgedreht. Dann erst bezieht man sie mit Leder, wozu sich am besten Walroßleder eignet. Das Leder wird in Wasser aufgeweicht, die zu überziehende Holzfläche mehrmals mit Kölner Leim bestrichen, das aufgeweichte Leder ausgedrückt, mit einem Tuche abgetrocknet, mit Leim bestrichen, mit möglichst großer Spannung aufgezogen und mit Weichholznägeln auf der Scheibe festgehalten. Sobald das aufgezoogene Leder gut trocken geworden ist, wird die Scheibe nachzentriert und mit Schmirgelpulver beleimt, wozu ihre Lauffläche mit bestem Kölner Leim bestrichen und über eine dicht mit Schmirgelpulver bestreute Fläche gerollt wird. Die feinsten Schmirgelsorten werden unmittelbar in den Leim gerührt und so in mehreren dünnen Schichten aufgetragen.

¹⁾ Vgl. S. 495 ff.

Bei zusammengesetzten Scheiben — Holzkern mit ringförmigem Lederband — kommt es nicht allzu selten vor, daß sich der Lederbezug infolge der Schrumpfung des Holzes ablöst und den Schleifer in ernste Gefahr bringt. Die Gefahr wird vermieden, wenn man die Scheiben aus einem Kern kreuzweise verleimter Holzkeile und einem Kranz gegeneinander versetzt aufgeleimter Lederabschnitte zusammensetzt. Das Auftragen der Schmirgelschicht erfolgt in ähnlicher Weise wie bei den Lederbandscheiben¹⁾.

Bei Verwendung von Schwabbeln, deren Stoffblätter sich während des Umlaufens aufstellen und in die Vertiefungen des Arbeitstückes eindringen, wird Schmirgelpulver mit Öl oder geschmolzenem Talg zu einem Brei angerührt und während der Arbeit auf die zu schleifende Fläche aufgetragen. In jüngster Zeit verwendet man an Stelle solcher Breie ähnlich zusammengesetzte, durch den Handel beziehbare feste Feinschliffmassen, die einen bequemeren, reinlicheren und nach manchen Angaben auch billigeren Betrieb gewährleisten.

Der Arbeit des Feinschleifens folgt die des Polierens oder Hochglanzschleifens, bei der Feinfilzscheiben und Schwabbeln benutzt werden. Als glanzgebendes Mittel dient vorzugsweise ein Brei von sandfreiem, frisch gebranntem Wiener Kalk und Stearinöl, der während des Arbeitens auf die zu polierende Fläche aufgetragen wird. Mit gleichem Erfolge wie beim Feinschleifen können käufliche feste Poliermassen verwendet werden.

Die Behandlung von Geschirrguß.

Die Fertigstellung der Außenflächen bietet verhältnismäßig wenig Schwierigkeit. Man benutzt zum Vorschleifen Schmirgelscheiben von etwa 400 mm Durchmesser, 50 mm Breite und von 36 Körnung und läßt sie mit 1500 m/min. Umfangsgeschwindigkeit umlaufen. Notwendig ist, ziemlich harte und feinkörnige Scheiben zu verwenden, um vorzeitigem Verschleiß infolge der Wirkung der feinen Kanten vorzubeugen.

Die sich an die Außenbearbeitung anschließende Behandlung der Innenfläche gliedert sich in drei Arbeitsabschnitte: das Vorschleifen, das Feinschleifen und das Polieren. Man setzt die Schmirgelscheibe *s* mit der schrägen Kante in der Mitte des Abgusses an (Abb. 545), rückt gegen die Seitenwand vor und läßt dann die Seitenfläche der Scheibe auf die Seitenwand wirken (Abb. 546), wobei die Achse *a—b* der Schmirgelscheibe parallel mit der Wand *c—d* des Abgusses ausgerichtet sein muß. Ebenso muß der Winkel *x* des Schmirgelrades mit dem Winkel *y* zwischen Topfboden und Seitenwand übereinstimmen. Für Kessel verwendet man birnenförmige Schmirgelköpfe (Abb. 547), mit deren runder Kante sowohl der Boden als auch die Seitenwände geschliffen werden. Zur Sicherung guten Arbeitserfolges ist auch in diesem Falle die genau parallele Lage der Schmirgelkopffachse *e—g* mit der Seitenwand *f—h* des Abgusses unerlässlich.

Zur Ausführung der Schleifarbeit sind Sondermaschinen im Gebrauch, die den Schmirgelköpfen bzw. dem Werkstück ausreichende Beweglichkeit und dem bedienenden Arbeiter die Möglichkeit einer elastischen Beeinflussung des Beistelldruckes gewähren. Abb. 548 zeigt eine solche Schleifmaschine²⁾. Sie besteht aus einem auf Füßen ruhenden gußeisernen Rahmen *a* mit einem Aufsätze *b*, in dessen V-förmigen Schlitzen die beiden Schleifspindellager *d* auf entsprechend geformten Prismen *c* vor- und rückwärts bewegt werden. Auf dem zwischen den Lagern *d* befindlichen Teil der Spindel ist eine lange walzenförmige Riemenscheibe *e* aufgekeilt, die

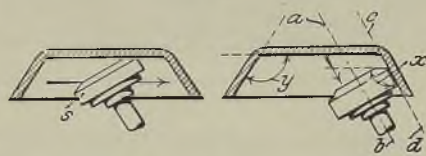


Abb. 545.

Abb. 546.

Abb. 545 u. 546. Scheibenförmiger Schleifkopf.

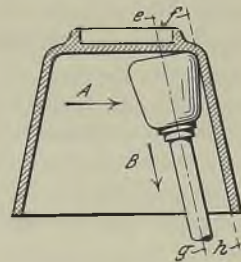


Abb. 547. Birnenförmiger Schleifkopf.

¹⁾ Näheres vgl. Pfannhauser: Elektroplattierung. Wien 1906. S. 286 ff.

²⁾ Foundry 1921, 15. April, S. 300; auszugsw. Gieß.-Zg. 1921. S. 257.

vom Riemen *f* angetrieben wird. Die Spindel bewegt sich mit 1300 Umdrehungen in der Minute. Das zu schleifende Werkstück *g*, insbesondere flache Töpfe („Reindeln“) und Bratpfannen, wird mittels Spannklauen *i* an der Spanscheibe *h* befestigt, wobei das alle vier Klauen gemeinsam bewegende Handrad *k* die richtige Zentrierung verbürgt. Die Spindel der Spanscheibe *h* macht 236 Umdrehungen in der Minute; ihre Riemenscheibe *l* wird durch einen Riemen angetrieben, der auf der Scheibe eines Vorgeleges unter dem Maschinenrahmen läuft, das seinen Antrieb durch den Riemen *m* von der gemeinsamen Transmission aus erhält. Der Spindelkopf *n* ist beweglich, so daß er auf verschiedene Winkel eingestellt werden kann. Der den Spindelkopf tragende Ständer *o* ist an seinem unteren Ende gestützt, während er axial durch die Platten *p* geführt wird. Diese Platten bilden mit dem Teil *q* ein Stück und ermöglichen es, daß der gesamte, das Stück radial bewegende Apparat in verschiedenen Winkeln eingestellt werden kann. Die Einstellung wird vom Griffe *u* aus durch die Welle *t*, den Hebel *r* und die Stange *s*

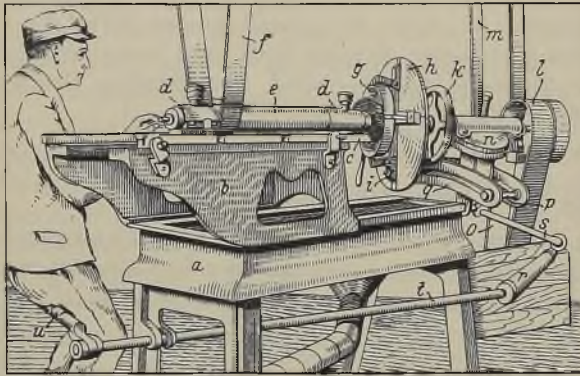


Abb. 548. Geschirrschleifmaschine.

bewirkt. Der Schleifer nutzt, wie Abb. 548 erkennen läßt, sein Körpergewicht aus, um das Werkstück an die Schmirlscheibe zu pressen. Nach dem Einspannen des Abgusses wird dieser, wie oben angegeben, von der Mitte gegen den Rand geschliffen, wozu man sich besonderer Topfschmirlscheiben von 200 mm Durchmesser, 25 mm Stärke und Körnung 30, bedient. Man macht ziemlich tiefe Schnitte, um, wenn immer möglich, mit einem Arbeitsgange fertig zu werden. Das geht aber nicht immer an, insbesondere nicht, wenn die Abgüsse nicht ganz sauber sind, d. h.

Erhabenheiten und Vertiefungen aufweisen. Man muß dann die Scheibe ein zweites Mal zum Angriff bringen, wobei es darauf ankommt, den Beilegedruck entsprechend zu bemessen. Mit Maschinen, die das nicht gestatten, wäre man genötigt, zur Erzielung einer sauberen Oberfläche wesentlich mehr Eisen wegzuschmirlen. Auf der beschriebenen Maschine nimmt man von einer Bratpfanne von 250 mm unterem Durchmesser höchstens 1,5 mm von der Eisenstärke weg und braucht dazu nicht mehr als $2\frac{1}{2}$ Minuten.

Die vorgeschliffenen Töpfe werden mit Holzscheiben, deren Leder- oder Hanfbelag mit Schmirgel Nr. 60 beleimt ist, fertiggeschliffen, was mehr ein Polieren als eine nennenswerte Wegnahme von Eisen der Wandstärke bedeutet. Bis hierher bedient man sich keines anderen Hilfsmittels als des Schmirgels. Um dem Geschirr zum Schlusse aber den begehrten Hochglanz zu verleihen, sind gewisse Poliermittel unerlässlich. Vielfach begnügt man sich, die Stücke mit Öl zu bestreichen und sie dann mit Scheiben zu behandeln, deren Hanf- oder Nesselbelag mit allerfeinstem Schmirgelmehl bestrichen wurde. Der vollendetste Hochglanz wird mit Hilfe eines Breies von sandfreiem, frisch gebranntem Wiener Kalk und Stearin erzielt, den man während des Arbeitens auf die behandelten Flächen aufträgt. Das Schleifen des Geschirrs zeitigt dreierlei Ergebnisse: Es liefert glatte Flächen, die die Reinigung des Geschirrs nach dem Gebrauche erleichtern; es läßt etwaige Gußfehler erkennen, so daß mangelhafte Stücke ausgeschieden werden können und nicht den Ruf des liefernden Werkes zu schädigen vermögen, und es verleiht den Abgüssen ein sehr sauberes Aussehen, so daß sie trotz des etwas höheren Preises leichter verkäuflich sind als ungeschliffene Ware.

Der Flächenschliff.

Zahlreiche Arbeiten, die ursprünglich ausschließlich auf Fräs- und Hobelmaschinen, Drehbänken und anderen, gröbere Späne abhebenden Maschinen ausgeführt wurden,

lassen sich vorteilhafter durch Schleifen erledigen.⁵ Der Unterschied zwischen den alten Bearbeitungsweisen und dem Schleifverfahren liegt in der Stärke der Schicht, die vom Werkstücke abgehoben wird. Beim Schleifen von Gußeisen wird nur eine so dünne Schicht des bearbeiteten Stückes abgehoben, daß der Abfall keine zusammenhängenden Späne zu bilden vermag, sondern pulverig oder staubförmig abgedrängt wird. Der abgehobene Werkstoff fließt infolge der hohen Arbeitsgeschwindigkeit der Schleifscheibe ab. Zur Erleichterung des Abflusses wird die wirksame Fläche der Schleifscheibe — die hier in Betracht kommenden Schleifscheiben bestehen aus einer Stahlscheibe, die mit einem Schleifbelage bezogen sind — von Rillen durchzogen, durch die etwaige Späne und der staubförmige Abhub weiter geleitet werden.

Mit Rücksicht auf den Scheibenverschleiß ist die Schnitttiefe beim Schleifen sehr gering, da sonst der Schleifmittelverbrauch das Verfahren unwirtschaftlich machen würde. Man kommt im allgemeinen mit Schnittiefen von Bruchteilen eines Millimeters zurecht, weshalb häufig eine besondere Bearbeitungszugabe unnötig ist.

Die zu schleifende Fläche wird möglichst klein bemessen, da mit ihrer Größe die Länge des Weges, den jede Schleifscheibenkante am Werkstücke zurückzulegen hat, wächst. Damit wächst nicht nur die aufzubringende Arbeitsleistung, sondern auch die Gefahr übermäßiger Erwärmung des Werkstückes und in der Folge einer Behinderung des freien Abflusses des abgehobenen Metalls. Es ist darum wichtig, daß der Guß in möglichst genauen Abmessungen aus der Gießerei und der Putzerei in die Werkstatt gelangt. Es ist anzustreben, daß auf der Schleifmaschine die Paßflächen nur abgerichtet werden, d. h. nur auf Maß geschliffen werden müssen. Hier kann schon beim Entwurf einer Maschine, bzw. eines Gußstückes sehr wirksam vorgesorgt werden. Man hat insbesondere auf dreierlei zu achten:

1. Geschlossene Arbeitsflächen sind, wo immer es angeht, zu teilen (Abb. 549 bis 551).

2. Für die Passung unnötige Flächen sind aus der Schleifebene zu entfernen und zurückzusetzen (Abb. 552) und

3. Flächenteile, die verschieden weit vorspringen, sind in eine gemeinsame Schleifebene zu rücken (Abb. 553—555).

Ein Hauptvorteil des Flächenschliffes liegt in seinen geringen Ausführungskosten. Diese sind wesentlich niedriger als bei der Hobel- und Fräsarbeit und betragen in vielen Fällen noch nicht $\frac{1}{10}$ der letzteren. Das trifft besonders bei schwachen und dünnwandigen Abgüssen zu, die auf der Fräsmaschine nur sehr vorsichtig und langsam behandelt werden müssen. Auch leistenförmige Paßflächen eignen sich bestens zum Flächenschliff, da

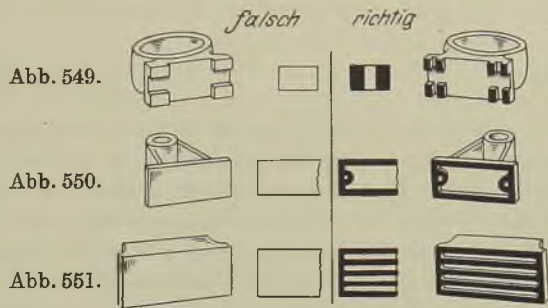


Abb. 549—551. Unterteilte Arbeitsflächen.

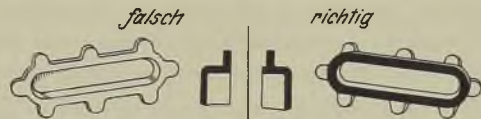


Abb. 552. Versetzen unnötig vorspringender Flächen in die Schleifbahn.

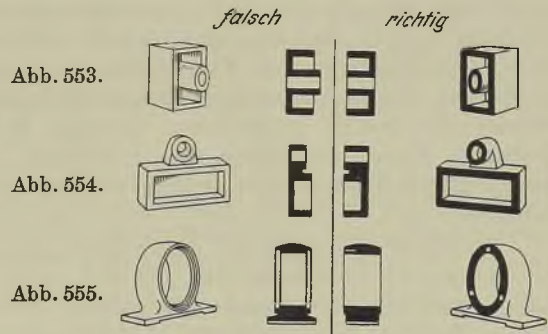


Abb. 553—555.

Verschieben verschieden weit vorspringender Flächenteile in eine gemeinsame Schleifbahn.

Abb. 549—555.

Zweckmäßige Änderung der Arbeitsflächen als Vorbereitung für den Flächenschliff.

sie sich infolge der kleinen Berührungsflächen, die das Gußstück weniger in Gefahr bringen, sich unerwünscht zu erwärmen, sehr rasch schleifen lassen.

Literatur.

- Siddon, G. A.: Ratgeber in der Kunst des Schleifens und Polierens. Leipzig 1897.
 Ledebur, A.: Lehrbuch d. mech.-metallurg. Technologie. Braunschweig 1905.
 Jacobs, Fred, B.: Grinding Operations in the Manufacture of Cast Iron. Foundry 1921. p. 300/302; auszugsw. Gieß.-Zg. 1921. S. 255/258.
 Buxbaum, B.: Das Schleifen der Metalle; Werkstattbücher (Berlin). Heft 5.

Inoxydieren.

Die planmäßige Umwandlung einer mehr oder weniger starken Oberflächenschicht von Gußeisen oder Schmiedeeisen in Eisenoxyduloxyd (Fe_3O_4) wird als Inoxydieren bezeichnet. Das Eisenoxyduloxyd bleibt mit seiner Unterlage in metallischem Verbande, es hat selbst metallische Eigenschaften, läßt sich feilen und meißeln und ist äußerlich durch eine mattglänzende blaue Farbe gekennzeichnet. Es ist stark magnetisch (Magnet-eisen). Seine Unempfindlichkeit gegen feuchte Luft und Wasser befähigt es, dem Eisen sicheren und dauerhaften Rostschutz zu gewähren. Die Magneteisenhaut besitzt größere Zähigkeit als bestes Email und haftet dem Eisen ungleich fester an als jede glasige Masse. Gegen kurze harte Stöße ist sie zwar nicht unempfindlich, vermag aber auch solchen ungleich besser zu widerstehen als Email. Reibende Beanspruchungen verträgt sie in ziemlich weitgehendem Maße, so können z. B. Kochgeschirre in jahrelangem Gebrauche täglich gescheuert werden, ohne eine merkbare Abnutzung der Inoxydschicht zu zeigen.

Zum Inoxydieren eignen sich Kochgeschirre jeder Form und Größe, Zimmeröfen, Ofenröhren, Laternenpfähle, Säulen, Straßenrinnen, Fenster, Geländer, Pumpen, Bauguß, Badewannen und mannigfache andere Gußwaren verschiedenster Art. Wenn die Inoxydation trotz ihrer weiten Anwendungsmöglichkeiten in den 40 Jahren ihrer Anwendung¹⁾ nicht die ihr zukommende Verbreitung gefunden hat, so liegt das an der lange Zeit ungenügenden Erkenntnis des Entstehens von Magneteisen, in der dadurch bedingten, häufig unrichtigen Betriebsführung und in Mißerfolgen infolge fehlerhafter Bauart der ersten Inoxydöfen. Häufige Fehlhitzen und ein hoher Prozentsatz verdorbener Ware verteuerten das Verfahren, während Stücke, die da und dort trotz mangelhafter Inoxydation in den Handel gelangten, seinem Rufe schweren Schaden zufügten.

Magneteisen entsteht, wenn Eisen auf Rotglut erhitzt und dann der Abkühlung in ruhiger Luft überlassen wird. Es fällt um so reiner aus, je reiner dabei seine Oberfläche und je staubfreier die umgebende Luft ist. Die zu seinem Entstehen erforderliche Mindesttemperatur liegt bei etwa 650°, während bei etwa 850—900° die ausgiebigste Bildung von Inoxyd stattfindet.

Wenn Gußeisen in üblicher Weise in offene Sandformen vergossen wird, so zeigen die Abgüsse nach dem Erkalten in staubfreier Luft an den beim Gusse nach oben frei liegenden Flächen eine blaugraue Farbe, die von Magneteisen herrührt. An den beim Gusse nach unten gerichteten, vollständig in Sand gebetteten Flächen tritt diese Färbung nicht auf, weil dort der fest anhaftende Sand den Luftzutritt und damit die Bildung von Magneteisen verhindert. Dagegen kann oft an den höher gelegenen Teilen der Seitenflächen ein schwach bläulicher Farbton von Magneteisen wahrgenommen werden. Überläßt man solche Abgüsse durch Lagerung im Freien den Einflüssen von Wind und Wetter, so beginnt die beim Guß nach unten gerichtete Seite sehr viel früher zu rosten, als die nach oben gerichtete und die Art, wie der Rost auf der oberen und der unteren Seite auftritt, ist verschieden. Unten erscheint er in Flecken, die allmählich größer werden und schließlich zu einer einheitlichen Masse zusammenfließen, während er oben in feinen

¹⁾ Das Inoxydieren wurde bei uns anfangs der 80er Jahre über Frankreich aus England eingeführt, nachdem es in beiden Ländern durch etwa ein oder zwei Jahre erprobt worden war.

Linien auftritt, die den Haarrissen entsprechen, welche in der allzu dünnen Inoxydschicht während des raschen Abkühlens entstanden sind. Der Rost folgt also zunächst nur der freigelegten Eisenfläche; die zwischen dem Geäder der feinen Risse liegenden Flächen können noch jahrelang der Oxydation widerstehen und scheinen erst dem von unten her durch das nichtoxydierte Eisen vordringenden Roste zu erliegen ¹⁾.

Nach dem Verfahren von Barff und Bower ²⁾, auf dem das heute gebräuchliche Inoxydverfahren in der Hauptsache beruht ³⁾, wird das Eisen durch Generatorgas auf Hellrotglut (800—900°) erhitzt und dann abwechselnd der Wirkung oxydierender und reduzierender Feuergase unterworfen. Der oxydierende Zeitabschnitt sollte jeweils 15 bis 20 Minuten, der reduzierende 20—30 Minuten währen, und das Verfahren so lange wiederholt werden, bis eine genügend starke Inoxydschicht entstanden ist. Dieser Ausführungsvorschrift liegt der Gedanke zugrunde, es werde während des Oxydationsabschnittes Eisenoxyd gebildet und dann während des Reduktionsabschnittes durch Abgabe eines Teiles seines Sauerstoffs in Eisenoxyduloxyd übergeführt. An diesem verhängnisvollen Irrtum krankte das Verfahren durch fast zweieinhalb Jahrzehnte, bis Weigelin den Nachweis erbrachte, daß von einer vorhergehenden Bildung von Eisenoxyd keine Rede sein kann, und daß auch im Inoxydofen das Magneteisen unmittelbar entsteht ⁴⁾. Im regelmäßigen Betriebe sind abwechselnde Reduktions- und Oxydationsabschnitte nur zur Durchhaltung der bestgeeigneten Temperatur erforderlich, denn bei andauernder Reduktion würde die Wärme im Ofen bald zurückgehen. Das Inoxydieren findet während beider Betriebsabschnitte statt, falls auch während des Oxydationsabschnittes der Sauerstoffüberschuß so gering gehalten wird, daß es zur Bildung von Eisenoxyd nicht kommen kann.

Mit dieser Erkenntnis ist der bis dahin äußerst schwierige, unzuverlässige, von scheinbar unerklärlichen Zwischenfällen abhängige Inoxydierungsvorgang zu einem Verfahren geworden, das bei Wahrung der erforderlichen Sorgfalt in allen Fällen mit der Gewißheit guten Erfolges durchgeführt werden kann, und wenn eine Inoxydation mißglückt, so kann gewöhnlich der Fehler leicht nachgewiesen werden. Zur Erreichung solcher Sicherheit tragen auch die Vervollkommnung des Inoxydofens und die Anwendung geeigneter Meßgeräte wesentlich bei. Während man früher zufrieden war, in der 24 stündigen Schicht einen Einsatz zu inoxydieren ⁵⁾, erreicht man heute im regelmäßigen Betriebe leicht die Inoxydation von zwei Einsätzen ⁶⁾.

¹⁾ Unangestrichen verwendete gußeiserne Fenster ergeben einen guten Beleg für die rostschützende Wirkung des Inoxyds. Die beim Gusse nach oben gerichtete, leicht inoxydierte Seite der Herdgußrahmen erscheint noch lange völlig rostfrei, nachdem die viel sauberer gegossenen, aber inoxydfreien Kastengußflügel schon längst mit einer starken Rostschicht überzogen sind.

²⁾ Siehe Stahleisen 1884. S. 98.

³⁾ Das Geßnersche Verfahren (Stahleisen 1891. S. 953), nach dem das Eisen in Retorten auf 550—600° erhitzt, dann während 35 Minuten durch Wasserdampf oxydiert und schließlich durch einen kleinen Zusatz von Naphtha gekohlt werden sollte, dürfte in der Praxis kaum zur Verwirklichung gelangt sein.

⁴⁾ G. Weigelin, der durch wiederholte vergebliche Versuche, verrostete Waren durch Reduktion zu inoxydieren, an der Reduktionstheorie irre geworden war, verminderte zunächst während einzelner Oxydationsabschnitte die Luftzufuhr, schaltete sie dann ganz aus und ging schließlich dazu über, die Inoxydierung ganzer Ofenfüllungen überhaupt ohne Oxydationsperioden durchzuführen. Die so behandelte Ware entsprach durchaus der mit wechselnder Oxydation und Reduktion gewonnenen. Da zur Bildung von Eisenoxyd keine Gelegenheit war, konnte das Inoxyd nur unmittelbar entstanden sein. Näheres siehe in Stahleisen 1908. S. 957, 1022 u. f.

⁵⁾ Manchmal erforderte eine Ofenfüllung mehr als 24 Stunden, und mitunter wollte es überhaupt nicht gelingen, eine Ladung zu inoxydieren. Die Stücke blieben wochenlang im Ofen und wiesen schließlich an Stelle des blauen Inoxyds eine mißfarbige Oberfläche auf, die nicht selten mit einem roten, von verbranntem Inoxyd herrührenden Pulver bedeckt war.

⁶⁾ Nach H. Horstmann: „Einiges über künstliche Oxydation des Eisens“ (Gieß. 1914. S. 193/195) liefert ein Inoxydationsofen mittlerer Größe (etwa 4,5 m³ Nutzraum) bei vier Einsätzen zu 500 kg im Tage 2000 kg inoxydierte Ware. Dazu werden 500—600 kg Kohle verbraucht, auf 100 kg Inoxydationsgut also etwa 25—30 kg Kohle. Zur Bedienung der Anlage genügt ein Vorarbeiter mit 2—3 Hilfsarbeitern oder Jungen. Die Anschaffungskosten eines solchen Ofens betragen 6000 bis 7000 Mk. — (Die hier angegebenen Zahlen dürften auf etwas allzu günstigen Voraussetzungen beruhen.)

Der in Abb. 556 in einem schematischen Querschnitt dargestellte erste Inoxydierofen¹⁾ besaß Wandstärken von 35 und 38 cm, die nicht ausreichten, um dauernde Gasundurchlässigkeit zu sichern. In der geneigten, mit feuchtem Lehm abgedichteten Türe des in der Abbildung als „Ofen“ bezeichneten eigentlichen Inoxydierraumes befanden sich sechs zylindrische Schaulöcher; die Gasabschlüsse bestanden aus Schiebern mit senkrechten Verschlüssen. Infolge dieser Anordnungen entstanden nach kurzem Betriebe Undichtheiten, die zu ungewollten Gasmischungen führten und insbesondere die Wirkung der reduzierenden Gase leicht hinfällig machten. Der Gefahr wurde bei neueren Öfen durch Erhöhung der Wandstärken, Absonderung des Gaserzeugers vom Inoxydofen, Verlegung des Gasabzugkanales vom Boden an die Seite des Ofens, durch Anordnung von Glockenventilen an Stelle der Gasschieber und von konischen Schaulochverschlüssen an Stelle der zylindrischen Bolzen, sowie durch Abdichtung der Haupttüre mittels Sand erfolgreich begegnet.

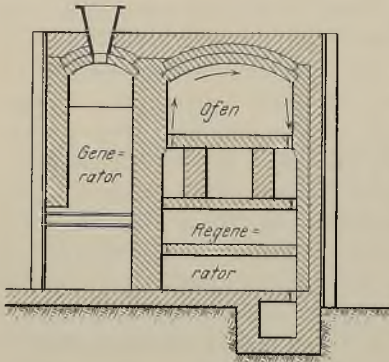


Abb. 556. Ältester Inoxydierofen.

grauen oder rötlichen Mißton und sind nur als Ware zweiter Güte oder gar nicht verkäuflich. Im alten Ofen war die Beschickung der Verstaubung gegenüber völlig ungeschützt. Die dadurch entstandenen Mißerfolge ließen sich lange nicht erklären, bis endlich die Tatsache, daß gestürzt in den Ofen eingesetzte Töpfe ohne Ausnahme an den Innenflächen viel schöner oxydiert wurden als außen, auf den Staub als Urheber der Schäden aufmerksam machte. Der Weigelin patentierte Ofen²⁾ (Abb. 557) sieht zwischen dem aufsteigenden Gasstrom und der Ofenfüllung eine jalousieartig durchbrochene Wand w und in einem gewissen Abstände vom Deckengewölbe ein zweites Gewölbe d vor, wodurch eine weitgehende Staubsicherheit erreicht wird. Mit der Einrichtung wird ein so schön blauer Ton — die Reinheit der blauen Farbe ist das sicherste Zeichen des guten Erfolges des Verfahrens — erzielt, wie er bei der früheren Bauart nur ausnahmsweise im Innern der bestgelungenen Töpfe wahrnehmbar war, und der früher stets auftretende deutliche Farbenunterschied zwischen der äußeren und der inneren Wandung inoxydierter Gefäße ist seither größtenteils verschwunden.

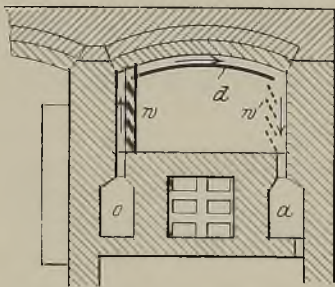


Abb. 557. Verbessertes Inoxydierofen nach Weigelin.

Bei den ersten Anlagen befand sich der Gaserzeuger in unmittelbarer Verbindung mit dem Inoxydierofen; 2 bis 3 Gaserzeuger wurden dabei hintereinander geschaltet. Später ging man, um noch mehr eine unmittelbare Verbindung zu sichern und eine gleichmäßigere Vergasung zu erreichen, dazu über, die Gaserzeuger nebeneinander zu schalten. Aber auch damit wurden keine wirklich befriedigenden Ergebnisse erzielt, zu diesen gelangte erst W. Ruppmann³⁾ durch völlige Trennung der Gaserzeuger vom Ofen. Die Abb. 558 zeigt die Anordnung einer Ruppmannschen Inoxydieranlage, bei der das Gas von einem abseits liegenden Schrägrost-Gaserzeuger über ein Glockenventil dem Ofen zugeführt wird. Die Weigelinschen Öfen waren nur mit Gasschiebern ausgerüstet, die keine genügende Abdichtung gewährleisteten.

Die neue Anlage ist mit einem unterhalb des Inoxydationsraumes angeordneten Rekuperator ausgestattet, in dem die zusätzliche Verbrennungsluft durch die Abgase aus dem Ofen vorgewärmt wird. Dieser (in der Abbildung nicht dargestellte) Rekuperator

¹⁾ Stahleisen 1904. S. 1443. ²⁾ D.R.P. Nr. 154 004 vom 13. 9. 1903.

³⁾ Ingenieurbüro Wilh. Ruppmann in Stuttgart.

kann sowohl durch Schamotterröhren als auch aus Platten, die mit Nut und Feder ineinandergreifen, gebildet werden. Er trägt zur tadellosen Abwicklung des Verfahrens ebenso wie zu dessen Wirtschaftlichkeit wesentlich bei. Der Gasabzugskanal befindet sich nicht mehr, wie bei der ersten Bauart, am Boden des Ofens, wo er schwer zugänglich war und bei Undichtigkeiten zu Störungen Anlaß gab, sondern nunmehr an einer Seite des Ofens. Ein derart verbesserter Ofen gibt die Gewähr, regelmäßig gute Ergebnisse zu erzielen, vorausgesetzt, daß der Betrieb mit neuzeitlichen Hilfsmitteln überwacht und die Ware sachgemäß vorbehandelt wird.

Die für den Inoxydierbetrieb geeignetste Temperatur liegt zwischen 800 und 900°. Bei niedrigerer Temperatur geht die Inoxydbildung langsamer vonstatten — unter 650° kommt sie überhaupt nicht zustande — während bei höheren Wärmegraden sich das Inoxyd unter Blasenbildung vom Eisenkörper ablöst. Die richtige Glühtemperatur kann

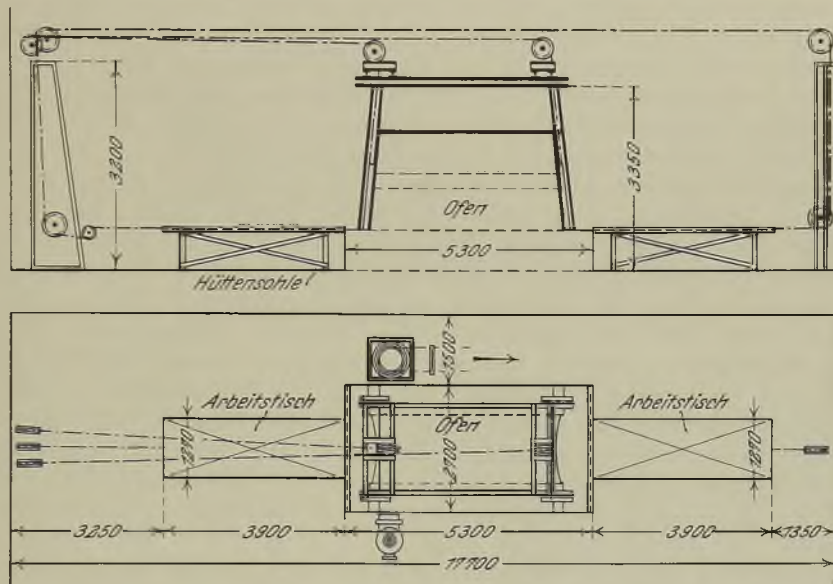


Abb. 558. Anordnung eines neuen Inoxydierofens nach W. Ruppmann.

durch Beobachtung der Glühfarbe einigermaßen beurteilt werden, doch ist diese Beurteilung wenig zuverlässig; das Ofeninnere erscheint bei Nacht heller als bei Tage, bei hellem Sonnenschein dunkler als an trüben Tagen, und gar, wenn die Sonne die Ofentür unmittelbar bestrahlt, wird die Wärmeschätzung völlig unzuverlässig. Man bedient sich darum heute eines selbstaufzeichnenden Wärmemessers, mit dessen Hilfe der Wärmeverlauf einer Hitze mit vollkommener Sicherheit beurteilt und beeinflußt werden kann.

Während des Anwärmens eines Einsatzes soll freier Sauerstoff im Arbeitsraume ebenso vermieden werden, wie während der Oxydations- und Reduktionsperioden und während des Abkühlens. Der wenige, zur Bildung des Inoxyds erforderliche Sauerstoff wird der stets vorhandenen Kohlensäure und dem Wasserdampf, den die frisch aufgeschütteten Kohlen entwickeln, entnommen. Der Übergang von der Reduktion zur Oxydation soll langsam, derjenige von der Oxydation zur Reduktion dagegen möglichst rasch erfolgen.

Beim Übergang von der letzten Reduktion bis zum Ausziehen des Ofens, also bis zur Beendigung des Verfahrens, läßt sich freilich das Eindringen von Sauerstoff nicht vermeiden. Durch Verlangsamung dieses letzten Vorganges, so daß sich die Ware schon im Ofen weitgehend abkühlen kann, läßt sich aber die schädliche Wirkung des freien Sauerstoffes auf ein kaum mehr merkbares Mindestmaß herabsetzen. Die genaue Bewältigung der Gasregelung war ursprünglich fast eine Glücksache. Seit Einführung des Orsatapparates¹⁾ zur Kontrolle der Arbeitsgase sind auch diese Schwierigkeiten

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 653.

verschwunden, und man ist heute in der Lage, das Gasgemenge jederzeit richtig zu beurteilen und durch entsprechende Schieberstellungen zu beeinflussen.

Als drittes für einen guten Betriebsverlauf wertvolles Hilfsmittel ist ein selbstaufzeichnender Differenzzugmesser zur Messung des Gasdruckes von Wichtigkeit. Während des Betriebes soll der Gasdruck möglichst niedrig gehalten werden, da die Bildung des Inoxydes um so rascher vor sich geht, je geringer der Gasdruck im Ofen ist.

Auf metallisch blanken Flächen bildet sich das Inoxyd viel rascher als auf den durch eine Gußhaut geschützten. Unterwirft man metallisch blanke und rohe Abgüsse zu gleicher Zeit dem Verfahren, so verwandelt sich das zunächst nur an den blanken Oberflächen entstandene blaue Inoxyd in ein schwarzbraun bis rot gefärbtes höheres Oxyd, noch ehe auf den rohen Abgüssen eine genügende Inoxydschicht entstanden ist. Darum muß beim Putzen der zu inoxydierenden Waren größte Vorsicht geübt werden. Die Eingüsse müssen so angeschnitten werden, daß sie noch im heißen Zustande, ohne eine Spur zu hinterlassen, abgebrochen werden können. Ein Nacharbeiten mit dem Meißel oder der Schmirgelscheibe würde schadhafte Stellen im Inoxydbezuge zur Folge haben.

Koks- und Kohlenstaub beeinflussen die Inoxydbildung sehr ungünstig. Es empfiehlt sich darum, solche Zusätze im Formsande möglichst zu vermeiden und die Formen nicht mit diesen Stoffen einzustauben. Die Behandlung der Gußwaren vor dem Inoxydieren mit einem Sandstrahlgebläse ist in Gießereien, die an sauberste Arbeit gewöhnt sind, nicht unbedingt notwendig, ebenso kann das früher übliche Beizen der Ware in verdünnter Schwefelsäure erübrigt werden. Man muß sich aber auf alle Fälle davor hüten, die zum Inoxydieren bestimmte Ware mit den Fingern zu berühren, da andernfalls fettige Abdrücke erzeugt werden, die Fehlstellen an den inoxydierten Abgüssen hervorrufen.

Das Anheizen eines neu zugestellten Ofens erfordert mindestens 4 Wochen. Die Hitze ist so allmählich zu steigern, daß erst am Ende der Trockenzeit Rotglut erreicht wird. Wenn ein Ofen einmal angefeuert war und nur vorübergehend außer Betrieb gekommen ist, genügen zu seiner Vorbereitung eben so viele Tage wie beim ersten Anheizen Wochen. Nach ausreichender Vorwärmung des Ofens füllt man ihn durch Einschieben der auf einem Rahmen gleichmäßig verteilten Ware. Für den guten Verlauf des Inoxydierens sind von Wichtigkeit die Glühtemperatur, der Reduktions- oder Oxydationsgrad der Arbeitsgase und der Gasdruck im Ofen.

Ein Inoxydierofen mittlerer Größe von etwa 4,5 m³ Nutzraum vermag in 24 Stunden zwei bis drei Einsätze zu 500 kg leichte Gußwaren (Kochgeschirr), insgesamt also 1000 bis 1500 kg zu inoxydieren, und verbraucht dabei 400—500 kg Kohlen, abgesehen von dem zur Inbetriebsetzung des Ofens erforderlichen Kohlenaufwande. Es ergibt sich demnach bei bester Ausnutzung des verfügbaren freien Ofenraumes ein Kohlenverbrauch von etwa 30% des Gewichtes der Ware. Zur Bedienung genügt im allgemeinen ein als Vorarbeiter, bzw. als Meister angelernter Mann mit einem Helfer und einem jugendlichen Hilfsarbeiter. Der Helfer soll tüchtig genug sein, um vorkommendenfalls den Meister vertreten zu können.

Das Aufwärmen eines Einsatzes auf Glühhitze und das sich daran anschließende Inoxydieren nehmen weniger Zeit in Anspruch als das Abkühlen. Während die beiden ersteren Vorgänge in etwa 2—3 Stunden zu erledigen sind, werden zur Abkühlung auf Schwarzwärme bis zu vier Stunden benötigt. Dadurch wird die Leistungsfähigkeit eines Ofens der Menge nach wesentlich verringert. Ein Ausziehen der Ofenbeschickung, so lange sie nicht genügend abgekühlt ist, hat unvermeidlich starke Rostbildung zur Folge. Unter den Mitteln zur Verkürzung der Abkühlzeit, d. h. der Zeit, in der die Glühkammer aufs neue beschickt werden kann, hat die Anlage einer zweiten in der Achse der ersten liegenden und an diese unmittelbar anschließenden Kammer am meisten Aussicht auf guten Erfolg. Die beiden Kammern müssen dicht aneinander schließen, so daß die inoxydierte Ware verschoben werden kann, ohne mit der freien Luft in Berührung zu kommen. Die Zufuhr der Heizgase in die zweite Kammer wird so bemessen, daß sie zuverlässig reduzierend wirken, und zugleich die Temperatur absinken lassen. Dann kann unmittelbar nach Verschiebung des Einsatzes aus der ersten Kammer diese frei gemacht und neuerdings beschickt werden.

Literatur.

- Weigelin, G.: Inoxydation des Eisens. *Stahleisen* 1908. S. 956/960, 1022/28.
 Horstmann, H.: Einiges über künstliche Oxydation des Eisens. *Gieß.* 1914. S. 193/195.
 Irrosberger, C.: Vom heutigen Stande des Inoxydationsverfahrens. *Gieß.* 1921 (Festnummer). S. 26/28.
 Piowarsky, E.: Zur Kenntnis der chemischen Grundlagen des Inoxydationsprozesses. *Gieß.* 1928. S. 177, 545.

Entrosten.

Allen gegen Rost schützenden Verfahren muß, falls die zu behandelnden Teile nicht vollkommen rostfrei sind, eine gründliche Reinigung des Eisens vorangehen. In vielen Fällen wird eine Beseitigung der Rostflecken mit Drahtbürsten und Schabern zum Ziele führen. Leichte Rostbildungen können mit petroleumgetränkten Lappen abgerieben werden, doch hat diese Behandlung nur dann dauernden Erfolg, wenn jede Spur von Petroleum durch Nachreiben mit trockenen Lappen beseitigt wird. Auch mittels einer Abbrennlampe können leichte Rostflecken behoben werden. Kommt es nicht auf weitere rostschützende Behandlungen an, wie das im allgemeinen Putzereibetrieb gewöhnlich der Fall ist, so tut auch ein Sandstrahlgebläse ausgezeichnete Dienste ¹⁾.

Von chemisch wirkenden Entrostungsmitteln hat sich 6%ige Salzsäure bewährt, in die man die Abgüsse 12 Stunden lang einlegt, um sie dann in Kalkwasser zu bringen. Darauf wird der Kalk mit Wasser abgespült und schließlich durch Auskochen in Wasser auch die letzte Spur der Säure entfernt. Diese Behandlung gewährt einen ziemlich weitgehenden Schutz gegen neues Rosten, sie findet aber nur für besonders wertvolle Gußwaren Anwendung.

Für stark verrostete Gegenstände, die aus irgend welchen Gründen sehr schonend behandelt werden sollen, ist folgendes Verfahren zu empfehlen: Der Lösung von 3 g Weinsäure, 10 g Zinnchlorür und 2 g Quecksilberchlorid in 1 Liter Wasser werden 50 cm³ hundertfach verdünnte Indigolösung zugesetzt, die Mischung wird tüchtig geschüttelt. Die verrosteten Waren wäscht man zuerst in kochendem Wasser ab und legt sie dann in reines Wasser bis zum Erkalten. Schließlich bringt man sie in ein Bad von absolutem Alkohol, hebt sie aus und bestreicht sie mit der angegebenen Lösung. Der Rost löst sich nun ganz leicht und vollständig von den behandelten Teilen. Die angegebene Lösung ist aber sehr giftig, weshalb sie für chirurgische Geräte und Speisebestecke nicht anwendbar ist.

Zur Entrostung von Graugußteilen aller Art verwendet man auch Schwefelsäurebeizen, zu der von Temperguß Salzsäurebeizen. Solche Beizen müssen, um genügend wirksam zu sein, ziemlich konzentriert angewendet werden, wobei die Gefahr besteht, daß nicht allein der Rost beseitigt wird, sondern auch das Eisen selbst angegriffen wird. Reine Schwefelsäure- und Salzsäurebeizen sind zudem für den Betrieb im großen zu teuer. Hier kann mit Vogels ²⁾ Sparbeize eine wesentliche Verbilligung erreicht werden. Während man ohne einen Sparbeizezusatz auf ein Teil 66%iger Schwefelsäure zwei Teile Wasser nehmen muß, genügen bei Zusatz von 0,1—0,3 Liter Sparbeize 5—10 Liter 66%iger Säure auf 100 Liter Wasser. Zur Behandlung mit solcher Beize bedient man sich vorteilhaft hölzerner, mit Blei ausgekleideter Tröge.

Das Verfahren eignet sich ganz besonders für Gießereien, die Kleinguß in großen Mengen erzeugen, deren Betrieb aber nicht ein sofortiges Ausleeren der abgegossenen Formen gestattet. Wird der Guß erst am folgenden Morgen geleert, so zeigen sich bereits da und dort leichte Rostspuren, die sich nicht ohne weiteres abscheuern lassen und beim folgenden Lackieren der Teile zu Schwierigkeiten führen. Man hat schon versucht, die entstandenen Narben durch ein Sandstrahlgebläse zu entfernen und damit auch scheinbaren Erfolg erzielt, denn der Lack haftete gut an den Stücken. Nach Ablauf von einigen Wochen hatten aber die scheinbar verschwundenen Rostnarben so stark gearbeitet, daß sich der Lack abhob und die Waren (Nähmaschinenständer) zum Schrott geworfen

¹⁾ Vgl. S. 505 ff. ²⁾ Dr. mont. E. h. Otto Vogel in Düsseldorf-Oberkassel.

werden mußten. Wurden dagegen die in der Gießerei ganz gleich behandelten Teile in das vorbeschriebene Beizbad gebracht, so genügten 45 Minuten zur vollständigen Beseitigung jeder Rostnarbe. Man hat die aus dem Bade kommenden Stücke nur mit einem Lappen abzureiben und durch zwei Minuten in kochendes Sodawasser zu tauchen, um dem Nachrosten vorzubeugen. Durch diese Behandlung wird zugleich die Gußhaut etwas weicher, so daß Teile (Schreibmaschinenwände), die unbehandelt einem Bohrer von 1 mm Lochstärke oft Schwierigkeiten bereiteten, nunmehr ohne jeden Anstand sich bohren und auch sonst leicht bearbeiten ließen. Da die Sparbeize auch eine wesentliche Verbilligung der Beizarbeit mit sich bringt, hat man in ihr ein sich vielfach recht nützlich erweisendes Hilfsmittel.

Überziehen mit anderen Metallen.

Allgemeines.

Metallüberzüge werden auf Eisengußwaren aus verschiedenen Gründen angebracht. Kunstgußgegenstände versieht man mit Gold-, Silber-, Kupfer-, Messing-, Nickel- und anderen Metallüberzügen, um bestimmte Farbwirkungen zu erzielen; Küchengeschirr erhält mitunter einen inneren Zinnbezug zum Schutze gegen manche in Speisen und Getränken auftretende Säuren und Alkalien, auch Gefäße — kleine und große — für die chemische Industrie werden aus ähnlichem Grunde verzinkt. Zinkbezüge dienen dem Schutze gegen Wind und Wetter, ganz besonders auch gegen ammoniakalische Gase und Dämpfe, die in Stallungen auftreten.

Zinnüberzüge müssen eine durchaus zusammenhängende Schicht bilden, sonst bringen sie mehr Schaden als Nutzen. Hängt die Zinnschicht nicht völlig zusammen, so bilden sich an den Unterbrechungstellen, selbst wenn sie nur mit einem guten Vergrößerungsglase wahrnehmbar sind, allein schon unter dem Einflusse gewöhnlicher Luft braune Rostpünktchen, von denen aus eine rasch in die Tiefe und Breite vordringende Verrostung einsetzt. Eisen und Zinn bilden in Berührung mit feuchter Luft an den nicht-verzinten Stellen ein galvanisches Element, das die chemische Wirkung des Luftsauerstoffes so steigert, daß die Verrostung weitaus rascher fortschreitet, als es unter sonst gleichen Umständen bei nichtverzintem rohem Eisen der Fall wäre. Eine durchaus ununterbrochen zusammenhängende Zinnschicht bildet darum die erste und wichtigste Voraussetzung für den Erfolg jeder Eisenverzinnung.

Anders verhält es sich mit Zinküberzügen. Das stark elektropositive Zink bildet mit dem Eisen wiederum ein galvanisches Element, das aber nun die Wirkung hat, das Eisen infolge beständiger Entwicklung von Elektrizität gegen den Rost in hohem Maße zu schützen. Das Verfahren, Eisen mit Zinküberzügen zu versehen, wird darum Galvanisieren und das Endergebnis auch galvanisiertes Eisen genannt. Der Schutz, den ein Zinkbezug gewährt, geht so weit, daß die Zinkschicht sogar kleine Unterbrechungen haben darf, ohne daß das darunter befindliche Eisen in Gefahr kommt, von feuchter Luft angegriffen zu werden¹⁾. Solche Fehlstellen dürfen bis 12 Quadratmillimeter groß, wenn der verzinkte Gegenstand dauernd unter Wasser ist, sogar noch etwas größer sein²⁾. Zinkbezüge haben freilich im Gegensatz zu den äußerlich glänzend metallisch wirkenden Zinndecken ein unscheinbares, mattgraues Aussehen. Infolge ihrer Billigkeit, ihrer größeren Zuverlässigkeit und Haltbarkeit vermochten sie aber dennoch das Zinn in allen Fällen zu verdrängen, in denen es nicht auf die besonderen chemischen und physikalischen Eigenschaften des Zinns ankommt.

Nickelüberzüge übertreffen in verschiedener Beziehung die Vorzüge der Zinn- und Zinküberzüge. Sie sind von großer Härte, bleiben an der Luft völlig unverändert,

¹⁾ Vgl. hierzu die Ausführungen über die Spannungsreihe der Metalle auf S. 578. Eisen ist gegenüber Zink das edlere Metall, Zink bildet die Lösungselektrode, daher findet an verletzten Stellen eines Zinküberzugs kein so starkes Rosten statt, wie wenn kein Zinküberzug vorhanden wäre. Umgekehrt liegen die Verhältnisse für Eisen und Zinn. Hier wird Eisen zur Lösungselektrode und rostet daher rasch.

²⁾ Nach F. Hartmann: Das Verzinnen, Verzinken usw. Wien-Leipzig 1899. S. 88.

führen bei etwaigen Fehlstellen nicht, wie Zinnbezüge, zu gesteigerter Rostbildung und besitzen einen weißeren und höheren Glanz als das Zinn. Den Chrom- und Kobaltüberzügen sind dieselben Vorzüge eigen, sie sind nur noch weißer und härter. Vernickelte, verchromte oder verkobaltete Gußwaren bedürfen nicht des Putzens im eigentlichen Wortsinne; im Falle ihrer Verunreinigung durch Schmieröl, Seife, Staub, Schmutz oder ähnliche Stoffe genügt es, sie mit einem weichen Lappen abzureiben, um ihnen den ursprünglichen Glanz wieder zu verleihen. Daher werden insbesondere kleine und große Maschinenteile in stetig fortschreitendem Umfange der Vernickelung oder Verchromung unterzogen.

Aluminiumüberzüge gewähren Schutz gegen mannigfache Oxydationswirkungen. Sie werden durch Diffusion des Aluminiums in Gußeisen zustandegebracht.

Kupferüberzüge kommen für Gußwaren der chemischen Industrie, als Zwischenschicht zur besseren Ausführung anderer Überzüge und für Kunst- und Zierguß in Frage.

Mit Gold-, Silber-, Bronze-, Messing- und anderen Metallbezügen werden Kunstgußwaren durch chemische und elektrolytische Niederschläge, durch Ansieden, Amalgamieren, Aufreiben und nach anderen selteneren Verfahren versehen.

Das Vernickeln, Verchromen und Verkobalten gußeiserner Waren erfolgt nur durch elektrolytische, das Verkupfern durch chemische oder durch elektrolytische Niederschläge, das Verzinnen durch elektrolytische Niederschläge oder durch Eintauchen in flüssiges Zinn, das Verzinken außer durch Eintauchen in ein Zinkbad auch durch Zementation.

Das Verzinnen auf feurig-flüssigem Wege.

Das Hauptanwendungsgebiet der Feuerverzinnung von Gußeisen erstreckt sich auf allerlei Gebrauchsgegenstände wie Kochgeschirr, Küchengeräte, Teile von Haushaltungsmaschinen und ähnliche Waren. Für den guten Erfolg einer jeden Verzinnung kommt viel auf die gehörige Vorbereitung der Oberfläche der zu verzinnenden Teile an. Auf der Oberfläche des Graugusses treten Graphitteilchen zutage, die möglichst weitgehend beseitigt werden müssen. Das kann auf zweierlei Art geschehen: durch das sog. „Rommeln“ mit oder ohne sich anschließendem gelindem Beizen oder durch ein als „adouzieren“ (weich machen) bezeichnetes Verfahren. Bei dem früher allgemein angewandten Rommeln kommt der gründlich vorgeputzte Guß in Scheuertrommeln, in denen er mit Kleinkies, mit kleingeschlagenem Basalt und mit Rommelangeln aus Hartguß zusammengepackt und unter ständigem Wasserzuflusse während 2—5 Tagen mit rund 30 Umdrehungen in der Minute gerommelt wird. Durch gelindes Beizen mit verdünnter Schwefelsäure und nachheriges Abwaschen mit Wasser läßt sich diese Arbeit auf 24 Stunden abkürzen, was jetzt allgemein gebräuchlich ist, soweit man Guß überhaupt durch Rommeln reinigt.

Beim Adouzieren werden die Gußwaren in ein Gemenge von Rot- und Brauneisenstein gepackt und in Gefäßen aus feuerfestem Ton 4—6 Stunden lang starker Rotglut ausgesetzt. Dann bringt man die auf gewöhnliche Temperatur abgekühlten Gegenstände zur Beseitigung der Oxydhaut in eine Beize aus verdünnter Schwefelsäure, der zur Verminderung ihrer lösenden Wirkung roher Stärkezucker oder Kupfervitriol oder kleine Mengen von Zinnsalz zugesetzt wurden. Nach dem Beizen wäscht man die Abgüsse flüchtig mit Wasser, taucht sie kurz in eine Lösung von 1 Teil Salmiak und 16 Teilen Wasser, trocknet sie, wärmt sie zugleich etwas an und taucht sie so in das möglichst dünnflüssige Metallbad. Das Anwärmen darf aber nicht bis zum Entstehen von Anlauffarben gehen, da dann die entstehenden Oxyde dem guten Haften des Metallüberzuges im Wege wären.

Bei dünnwandigem und sehr feinkörnigem Gusse kann das Entkohlen vermieden werden, wenn man die zu überziehenden Flächen blank bearbeitet und schleift. In diesem Zustande bringt man die Waren unmittelbar in die Beize und behandelt sie weiter ebenso wie die Teile mit entkohlter Oberfläche.

Auch die nach schwachem Beizen und dem Abwaschen noch feuchte, gerommelte Ware bedarf einer Nacharbeit, die aber auch den mit Rot- und Brauneisenstein behandelten Gegenständen vielfach zuteil wird. Nach einer leichten Verkupferung lassen sich die Oberflächen des Gusses besser mit der aufzutragenden Zinnschicht verbinden. Die Abgüsse

kommen daher, noch ehe sie nach dem Waschen völlig trocken geworden sind, in eine Lösung von Kupferchlorid, der etwas Zyankali zugesetzt wurde. Nach dem Trocknen der schwach verkupferten Stücke taucht man sie in geschmolzenes Zinn, wobei die Arbeiter durch eine Haube über dem Zinnbad geschützt werden müssen, die die Abgase weggleitet und ein Verspritzen des hochoverhitzten Zinns verhütet. Man arbeitet meist mit ziemlich großen, bis zu 1000 kg Zinn fassenden Behältern, die so weit mit Ware gefüllt werden, daß diese noch völlig von Zinn bedeckt bleibt. Das Zinnbad wird ständig reichlich dünnflüssig gehalten. Die vorverzinnete Ware wird ausgehoben und in warmem Wasser abgeschreckt.

Gußeisen muß meistens in zwei Arbeitsgängen verzinnt werden, da andernfalls eine tadellose, schön glänzende Verzinnung nur schwer zu erlangen ist. Beim ersten Verzinnen wird das Zinnbad durch Eisenaufnahme etwas verunreinigt, wodurch das dickflüssiger werdende Zinn sich leicht in nicht sehr gleichmäßiger und nur matten Glanz zeigender Schicht ablagert. Kommt dagegen die Ware nach dem ersten Arbeitsgange und der sich daran anschließenden Abkühlung in ein frisches Zinnbad von weitgehender Reinheit, so löst sich ein Teil des zu stark und unregelmäßig geratenen ersten Belages auf, und die Abgüsse erlangen einen dünneren, hochglänzenden und infolge der gleichmäßigen Zinnstärke auch besser haftenden Endbelag. Man bringt nur solche Waren mit einmaliger Verzinnung zur Ablieferung, an die der Güte nach nur bescheidene Anforderungen gestellt werden.

An einigen Orten ist eine besondere Behandlung mangelhaft verzinnter Ware gebräuchlich. Sie beruht auf der Eigenschaft verzinnter Gegenstände, sich den Zinnbelag abstreifen zu lassen, wenn man sie durch ein Zinnbad zieht, das mit einer starken Schicht von Harz bedeckt ist. Zur völligen Beseitigung eines Zinnbelages muß das Verfahren mehrmals wiederholt werden. Eine vollständige Beseitigung ist aber im allgemeinen gar nicht nötig, es genügt ein ein- oder zweimaliges Durchziehen. Die behandelten Stücke erlangen dann schon einen ausreichend gleichmäßigen Belag von gutem Glanze und dauernder Haltbarkeit. Die gute Wirkung einer solchen Behandlungsart beruht nicht allein auf der Lösung eines Teiles des überschüssigen Zinns, sondern auch auf einer solchen von Zinnoxid.

Für Geschirre oder andere, Kochzwecken dienende Teile, sowie für manche Abgüsse, die chemischen Zwecken dienen, werden Metallbäder aus reinem Zinn hergestellt, während man dem Zinn für gewöhnlichen Guß, z. B. für Bauguß, beträchtliche Mengen von Blei beimischt. Das Blei setzt die Haltbarkeit des Zinnüberzuges wohl etwas herab, in Verbindung mit Zink vermag es aber die Rostsicherheit des Überzuges zu verstärken. Eine Legierung aus 5,5 Teilen Zink, 23,5 Teilen Blei und 71,0 Teilen Zinn hat sich in dieser Beziehung besonders gut bewährt¹⁾. Ein Zusatz von 5—10 Teilen Wismut gibt der Zinndecke schöne weiße Farbe und vermehrten Glanz. Besonders schöne und dauerhafte Überzüge werden mit Eisen- und Nickelzusätzen, z. B. 90 Teilen Zinn, 5 Teilen Eisen und 7 Teilen Nickel oder 160 Teilen Zinn, 7 Teilen Eisen und 10 Teilen Nickel²⁾ erzielt.

Das Verzinken auf feurig-flüssigem Wege.

Die Verzinkung einer Gußeisenoberfläche kommt durch Lösung einer kleinen Menge von flüssigem Zink durch das Gußeisen in Form einer festen Verbindung zustande, die dann weiter mit dem Zink sich zu verschiedenen Mischkristallen, in denen die Verbindungen FeZn_3 und FeZn_7 überwiegen, vereinigt. Über der so entstandenen Unterlage setzt sich beim Ausheben aus dem Zinkbade eine Schicht von reinem Zink ab. Diese Vorgänge sind aber nur möglich, wenn reines Zink und reines Eisen zur gegenseitigen Wirkung gebracht werden. Rohes Gußeisen ist mit einer Haut überzogen, die zum Teil aus eingebrenntem Formsand, aus Graphit und anderen Fremdkörpern besteht und der gegenseitigen Lösung der beiden Metalle hinderlich ist. Man beseitigt diese Schicht soweit als tunlich durch ein Sandstrahlgebläse und unterzieht den Guß danach einer chemischen Behandlung. Diese kann mittels verschiedener Säuren erfolgen, am wirksamsten ist die Behandlung mit 2 $\frac{0}{0}$ iger Flußsäure³⁾, durch die je nach Stärke der Gußhaut in 15 Minuten

¹⁾ Nach F. Hartmann: Das Verzinnen, Verzinken usw. S. 47. ²⁾ a. a. O. S. 48.

³⁾ Vgl. S. 501.

bis zu 2 Stunden eine sandfreie Oberfläche erreicht wird. Um danach auch den zutage tretenden Graphit zu beseitigen, bringt man den Guß in einer Scheuertrommel in eine Lösung von 2%iger Salzsäure, der etwas Salmiak zugesetzt wurde. Der Graphit wird dadurch zwar nicht gelöst, wohl aber durch die Wirkung des Trommelns mechanisch entfernt. Vor einem Überbeizen hat man sich in acht zu nehmen. Ist ein solches vorgekommen, so muß der Guß in siedende Ätznatronlösung getaucht und danach mit fließendem Wasser sorgfältig abgespült werden.

Die so vorbereiteten Abgüsse kommen in den Vorverzinkungskessel, der durch eine Querwand in zwei Abteilungen geteilt ist; die eine Abteilung wird als Flußseite bezeichnet, während die andere Blankseite heißt. Die Wärme des Zinkbades in diesem Kessel wird auf ungefähr 470° gehalten. Auf der Flußseite werden die Arbeitstücke in das Bad getaucht und in gleichmäßiger Bewegung durch dasselbe geführt. Auf der zweiten Seite läßt man sie je nach der Güte der Ware ein bis fünf Minuten stehen oder liegen („abkochen“ nennt es der Verzinner!), um sie dann auszuheben und in den Fertiggessel zu bringen, in dem sie wenige Sekunden bis etwa 1/2 Minute bleiben, um dann abgeschleudert zu werden. Das Zinkbad im zweiten Kessel wird auf einer Wärme von 520° gehalten.

Die Arbeitstücke werden mit Zangen in das Zinkbad getaucht, ausgehoben und in einen Behälter mit kochendem Wasser geworfen, in dem man sie erkalten läßt. Die getrockneten Gegenstände sind nach einer Abreibung mit Kleie oder Sägemehl gebrauchsfertig. Besser als Wasser bewähren sich zum Abkühlen der aus dem Metallbad gezogenen Waren geschmolzener Talg oder Palmöl, die beide infolge ihrer geringen Wärmeleitfähigkeit ein langsames Abkühlen verbürgen. Die gekühlten Gegenstände läßt man bei etwa 50—60° abtropfen, und wäscht sie mit schwacher Lauge, dann mit Wasser ab und reibt sie schließlich mit weichen Lappen trocken.

Die Zinkbäder können aus reinem Zink oder aus Legierungen bestehen. Im allgemeinen wird Wert auf möglichst reines Zink gelegt. Da es zur Erreichung einer gleichmäßigen Zinkschicht notwendig ist, das Metall verhältnismäßig stark zu erhitzen, muß es zur Vermeidung der sehr lästigen Bildung von Zinkoxyd andauernd mit Salmiak bedeckt gehalten werden. Wenn das Metall durch längeren Gebrauch beträchtlich verunreinigt ist, beseitigt man es und füllt das Tauchgefäß mit neuem Zink.

Zur Feuerverzinkung kommen vorzugsweise Kochgeschirre, Fittings, Baugußteile und Teile für allerlei Haushaltsgegenstände in Betracht. Die Zinkbezüge haften nur dann gut auf ihrer Unterlage, wenn die angegebenen Wärmegrade genau eingehalten wurden. Besonders gefährlich ist eine Überhitzung der Bäder, da sie überreichliche Bildung von Zink-Eisenlegierungen zur Folge hat, die insgesamt stark brüchig sind und daher zur Ablätterung neigen.

Das Spar- oder Hochglanzverzinken.

Durch Zusatz von Aluminium läßt sich der Zinkbelag wesentlich verbessern. Während ohne diesen Zusatz die Zinkauflage im günstigsten Falle auf 500 g je m² herabgesetzt werden konnte, ist es nun möglich, mit 135 g für die gleiche Fläche auszukommen. Durch den Aluminiumzusatz wird nämlich die Zinkaufnahme beim Feuerverzinken beträchtlich herabgesetzt.

Man geht bei der praktischen Ausführung des Verfahrens wie folgt vor: Zunächst wird eine Vorlegierung mit rund 5% Aluminium hergestellt, das man dem geschmolzenen Zink zusetzt. Die Ware kommt dann in ein Beizbad aus 10%iger Salzsäure, wobei sorgfältig ein Überbeizen verhütet werden muß. Es ist gut, hierzu einen schützenden Zusatz, etwa Dr. Vogels Beizzusatz, zu verwenden. Danach bringt man den Einsatz in ein Wasserbad zur Beseitigung von überschüssiger Säure und Beizzusatz.

Da bei einem nennenswerten Aluminiumzusatz zum Zinkbade mit der üblichen Salmiakschutzdecke nicht gearbeitet werden kann¹⁾, bringt man nun die gereinigte Ware

¹⁾ Bei unmittelbarer Verwendung einer Salmiakdecke auf stark aluminiumhaltigem Zinkbade würde sich das Aluminium in sublimierendes Aluminiumchlorid umsetzen, wodurch es unmöglich würde, eine beständige Decke zu erhalten.

in eine Flußmittellösung und beläßt sie darin während einiger Minuten. Zur Bereitung dieser Lösung wird konzentrierte Salzsäure mit Zink gesättigt und mit einem Zusatz von Ammoniumchlorid versehen. Die aus der Lösung gehobenen Teile läßt man abtropfen und bringt sie auf ein Band, auf dem sie zum Abtrocknen durch einen schwach geheizten Ofen gezogen werden. Sobald die Ware soweit vorbereitet ist, bringt man sie in noch warmem Zustande in das aluminiumhaltige Zinkbad, das wie bei der gewöhnlichen Verzinkung durch einen Steg in zwei Abteilungen geteilt ist. Der „Fluß“ wird auf der Blankseite abgekocht und steigt dann hoch, um dort von Zeit zu Zeit abgeschöpft zu werden.

Die mit Aluminiumzusatz verzinkten Teile zeichnen sich durch sehr schönes, silbern wirkendes Aussehen aus und sind wesentlich glatter als aluminiumfrei verzinkte Ware. Auch die allerdings mitunter so gesuchten Zinkblumen sind mit freiem Auge nicht zu erkennen. Die Ursache hierfür liegt in den eigenartigen Abkühlungsverhältnissen der Aluminium-Zinklegierungen. Die Zinkblumen aluminiumfrei behandelter Waren bestehen aus Zinkkristallen, die bei langsamem Entstehen sehr groß werden. Hier steht zur Kristallbildung das Abkühlungsgebiet von $419-198^{\circ}$ zur Verfügung. Bei Zusatz von Aluminium in den gegebenen Grenzen kommt ein Abkühlungsgebiet überhaupt nicht in Frage, da die Aluminium-Zinklegierungen als feste Lösungen erstarren. Die Kristalle haben nach dem Erstarren nur verschwindend wenig Zeit zum Wachstum und bleiben in der Folge mikroskopisch klein.

Die Bildung großer Zinkblumen ist übrigens kein Maßstab für die Güte der Verzinkung. Große Zinkblumen ergeben sich beim Vorhandensein kleiner Zinnmengen im Bade, da Zinn-Zinklegierungen ein sehr großes Erstarrungsgebiet haben. Auch die Wärmeableitung, u. a. die Stärke des behandelten Eisens, spielt beim Entstehen und dem Wachstum der Zinkblumen eine wichtige Rolle.

Der Erfolg, d. h. die Güte einer Verzinkung kann nach Bablik¹⁾ auf Grund folgender Prüfungen beurteilt werden:

- a) Tauchung in Schwefelsäure zur Beurteilung der Gesamtstärke,
- b) Feststellung von Poren durch Behandlung mit Schwefelsäure und Ferrozyankalium,
- c) Prüfung der Reinheit durch Beobachtung der Wasserstoffentwicklung in Säure,
- d) Prüfung auf Biegefestigkeit.

Verzinken durch Zementation oder Sherardisieren.

Wenn Eisen in Zinkstaub gepackt und unter Luftabschluß durch einige Stunden auf $150-200^{\circ}$ C und darüber erwärmt wird, so bildet sich an seiner Oberfläche eine Eisen-zinklegierung (FeZn_{10}) von großer Zähigkeit und Härte und darüber ein Überzug von Reinzink. Darauf beruht das Sherard Cowper Coles in allen Kulturstaaten patentierte Verfahren zum Verzinken durch Zementation.

Die Gußwaren werden durch Beizen in verdünnter Schwefelsäure oder durch ein Sandstrahlgebläse von den Unreinheiten der äußersten Gußhaut befreit, wobei es nicht auf so große Sorgfalt ankommt, wie beim Emaillieren oder beim elektrolytischen Verzinken. Leichte Fettspuren schaden z. B. nicht, denn bei der Erwärmung verflüchtigt sich das Öl und wirkt reduzierend. Auch eine dünne Oxydschicht, die sich nach dem Abspülen der Beize bildet, ist der Zementation nicht im Wege, dagegen sollen die Arbeitsstücke völlig trocken in den Zinkstaub gelangen.

Nach genügender Reinigung packt man die Abgüsse in ein Gemenge von $80-90\%$ scharfem Sand (Quarzsand) und $20-10\%$ Zinkstaub²⁾, dem zur Verhütung der Oxydation des Zinks kleine Mengen von Teeröl oder noch besser von Naphthalin zugesetzt werden. Als Glühgefäße dienen eiserne Trommeln (Abb. 559), die auf Laufwagen in den Ofen

¹⁾ H. Bablik: Beurteilung der Güte einer Verzinkung. Stahleisen 1926. S. 194.

²⁾ Nach einem Zusatzpatente von F. W. Gauntlett. Der ursprünglich verwendete gewöhnliche Zinkstaub mit $80-90\%$ Reinzink, $20-10\%$ Zinkoxyd und Spuren von Eisen, Kadmium und Schwefel verursachte durch Zusammenballungen, Selbstentzündungen, starke Verstaubung und durch das Blättrigwerden der äußeren Zinkschicht bei Überschreitung einer Temperatur von 380° mancherlei Störungen. (Vgl. Stahleisen 1912. S. 857.)

gefahren und dort durch eine Welle, welche die Ofenrückwand durchdringt und an Prätzen der Trommelwand Angriffsflächen findet, gedreht werden. Große Trommeln machen etwa 40 Umdrehungen in der Stunde, kleinere bis zu 20 in der Minute. Beim Füllen der Trommeln ist darauf zu achten, daß alle Arbeitstücke sich leicht bewegen können und durchaus von dem Zementiergemenge umgeben sind. Die geeignetste Temperatur für Gußeisen- und Tempergußteile liegt bei 350° , während Stahlgußstücke nicht über 270° erhitzt werden dürfen, um nicht an Härte zu verlieren. Man erreicht die erforderliche Temperatur gewöhnlich nach 1—2 Stunden und läßt sie dann, je nach der Art der Ware und der Stärke der Zinkschicht, die erreicht werden soll, 1—4 Stunden wirken. Nachdem der Trommelinhalt zur Vermeidung einer Selbstentzündung des Zinkstaubes annähernd auf die Temperatur des Arbeitsraumes abgekühlt ist, wird er auf ein Rüttelsieb gebracht (Abb. 560) und dort vom Zementiergemenge getrennt.

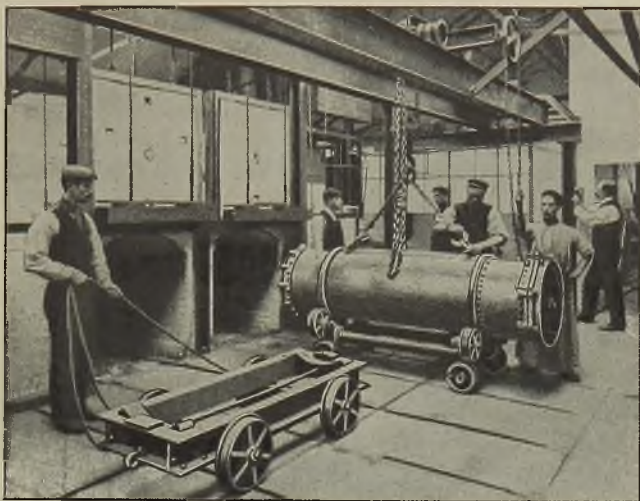


Abb. 559. Trommel und Ofen für das Sherardisierverfahren.

Die entstehende Eisen-Zinklegierung ist äußerst zäh und dicht. Nach einer gewissen Erwärmungsdauer hört die Zementation auf, und es beginnt sich eine durchaus gleichmäßige Schicht von kristallinischem Zink abzusetzen. Die größte Dicke der legierten Schicht läßt sich bei einer Wärme von $150\text{--}200^{\circ}$ erzielen. Bei Anwendung höherer Temperaturen fällt die Eisen-Zinkschicht dünner, die Reinzinkschicht dagegen dicker aus. Die Stärke der Reinzinkschicht läßt sich durch langandauernde Wärmewirkung sehr beträchtlich steigern. Zur Gewinnung einer polierfähigen harten Zinkschicht ist eine Temperatur von etwa 270° und eine Glühdauer von 20 Stunden erforderlich.

Der durch Sherardisierung erzielte Zinküberzug bietet einen wesentlich wirksameren Rostschutz als nach anderen Verfahren hergestellte Zinküberzüge. Er hat nach Hinchley¹⁾ die dreifache Wirkung eines nach dem Tauchverfahren zustande gekommenen Gewichtsauftrages. Sherardisierte Waren besitzen große Widerstandsfähigkeit gegen Seeluft und Salzwasser und werden darum von der englischen und amerikanischen Marine vielfach verwendet. Ein weiterer Vorzug durch Sherardisierung entstandener Zinküberzüge liegt in ihrer Fähigkeit, ohne weiteres jeden Anstrich anzunehmen.

Das Verfahren eignet sich für alle Eisenwaren, die sich gut in Trommeln packen lassen, es werden aber auch große Gegenstände in recht beträchtlichen Mengen sherardisiert

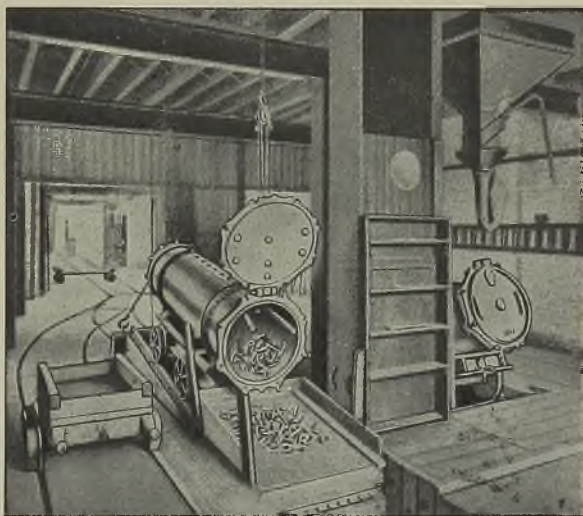


Abb. 560. Absieben der verzinkten Gegenstände auf einem Rüttelsieb.

¹⁾ Transact. Faraday Soc. 1911. Febr.

Ein Pittsburger Werk verzinkt z. B. Kabelschutzrohre in Trommeln, die langsam durch den Ofen rollen, und liefert auf diese Weise täglich 50 t verzinkte Ware ¹⁾.

Das Verzinkungsverfahren des Metallwerks Luckenwalde beruht nach persönlichen Mitteilungen auf denselben Grundlagen wie das Sherardisieren. Die Ware läuft bei einer Wärme von 300—400° unter ausgiebigem Zusatz von Zinkstaub und Quarzsand in einer Trommel. Nach 1½—2 stündigem Rommeln wird die Heizung abgestellt, die Trommel aber läßt man bis zur vollständigen Abkühlung ihres Inhaltes weiter laufen. Nach dieser Vorbereitung behandelt man die verzinkten Gegenstände mit Hilfe einer Spritzpistole mit Asphaltlack, der bei einer bis auf 180° steigenden Wärme eingebrannt wird. Nach Erreichung dieser Wärme läßt man so langsam abkühlen, daß die Zeit des Lackierens ungefähr vier Stunden in Anspruch nimmt. Die Haltbarkeit des Bezuges ist gut und bewährt sich auch bei Vornahme von Biegeproben. Unter Umständen wird die geringe Lehrenhaltigkeit der ziemlich starken Doppelschicht von Zink und Asphalt unangenehm empfunden.

Das Schoopsche Metallspritzverfahren.

Der grundlegende Gedanke dieses Verfahrens besteht darin, daß fein verteiltes Metall im flüssigen oder im plastischen Zustande mit Wucht auf die zu behandelnde Oberfläche geschleudert wird, wobei sich zusammenhängende, gleichmäßig metallische Schichten bilden, die je nach den Anwendungsbedingungen und der Art der Unterlage festhaftend oder abtrennbar sein können. Das als dünner Faden aus einem Haarröhrchen austretende geschmolzene Metall wird in einen Strom hochgespanntes Gas geführt, zerstäubt, und auf die zu überziehende Fläche geschleudert.

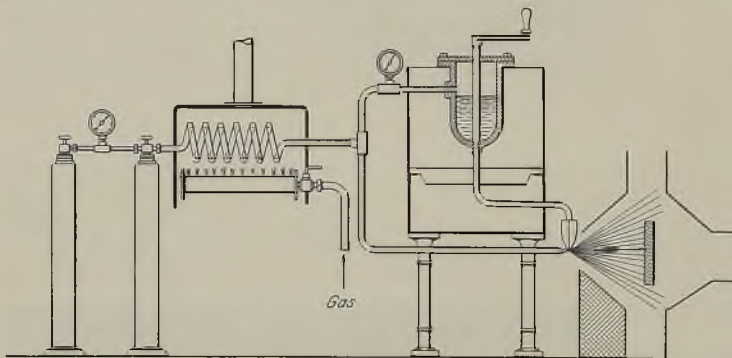


Abb. 561. Erste Anordnung zur Durchführung des Schoopschen Metallspritzverfahrens.

bilden, die je nach den Anwendungsbedingungen und der Art der Unterlage festhaftend oder abtrennbar sein können. Das als dünner Faden aus einem Haarröhrchen austretende geschmolzene Metall wird in einen Strom hochgespanntes Gas geführt, zerstäubt, und auf die zu überziehende Fläche geschleudert.

Die Abb. 561 zeigt die erste Anordnung zur Ausführung des Verfahrens, die

seither wesentliche, der praktischen Ausführung dienende Verbesserungen erfahren hat. Die Spritzvorrichtung wurde schon bald zu einem handlichen Werkzeug, dem Metallisator (Metallspritze), (Abb. 562) zusammengezogen. In der Abbildung erscheint das eine Mal der linke und das andere Mal der rechte Deckel abgenommen, so daß die innere Einrichtung der Vorrichtung zu erkennen ist. Ein Zahnradgetriebe erfaßt den Werkdraht, im vorliegenden Falle den Zinkdraht, und schiebt ihn mit genau bemessener Geschwindigkeit in die an der Seite des Gerätes erkennbare Düse. In der Düse kommen drei Gasströme zur Wirkung: Sauerstoff und Wasserstoff zur Speisung eines Knallgasgebläses, durch das das Ende des Drahtes geschmolzen wird und Preßluft, die das geschmolzene Metall aus der Düse herausschleudert. Man arbeitet heute nicht mehr wie anfangs mit 20 at, sondern nur mit 8 at Druck. Vor Ausübung der Schmelzarbeit betreibt die Preßluft noch eine kleine Turbine, die das Zahnradgetriebe in Bewegung erhält. Durch Betätigung eines am Metallisator angebrachten Hahns werden mit einer einzigen Drehung sämtliche Gaswege zugleich geöffnet oder geschlossen. Der Metallisator wiegt etwa 1,5 kg. Um ihn in Tätigkeit zu setzen, öffnet man den Hahn und zündet das austretende Gasgemisch an. Zur Behandlung großer Flächen wurden Ausführungen geschaffen ²⁾, die aus kleinen Wagen bestehen, deren Verdeck einen Motor, Druckpumpe, Gasflaschen und sonstiges Zubehör trägt.

Mit Ausnahme von Stahl und Eisen erfahren die Metalle durch das Spritzen eine nennenswerte Härteabnahme gegenüber dem gegossenen Zustande, was durch Kugel-

¹⁾ Nach Stahleisen 1912. S. 859.

²⁾ Von der G. m. b. H. Metallisator in Berlin.

druckproben nachzuweisen ist. Die Annahme, daß die Teilchen gespritzter Metallbezüge miteinander metallisch verschmelzen, trifft nicht zu, was Arnold insbesondere für die schwerer schmelzbaren Metalle nachgewiesen hat¹⁾: Aufgespritzte Metallüberzüge haben vielmehr ein Gefüge, das etwa einer Metallpappe gleichkommt. Ebensovienig wie eine Verschweißung der einzelnen Teilchen tritt eine metallische Verbindung zwischen der Unterlage und dem aufgespritzten Überzuge ein. Darum ist eine glatte Oberfläche der Unterlage nicht erwünscht, im Gegenteil eine recht rauhe Fläche ist für den Halt der Deckschicht von Vorteil. Die Zusammensetzung der miteinander verfilzten Teilchen gibt den Bezügen eine gewisse Sprödigkeit, die dem dauernden Bestand der Überzüge nicht von Vorteil ist. Wo es bei Schutzüberzügen vor allem

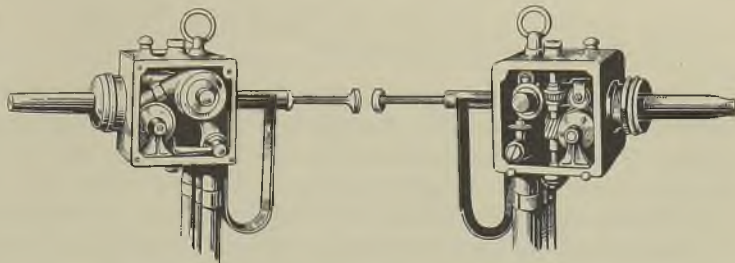


Abb. 562. Metallspritzpistole „Metallisator“.

auf Dichte und hohe mechanische Festigkeit ankommt, ist das Schoopsche Verfahren nicht der beste Weg, um zum erstrebten Ziel zu gelangen. Wo die genannten Eigenschaften nicht besonders gefordert werden müssen, wo es dagegen auf rascheste und billigste Ausführung vor allem ankommt, vermag es recht nützlich zu sein. Das Schoopsche Verfahren beschränkt sich nicht nur auf das Überziehen von Metallen, auch Gipswaren, Holz, Pappe und viele andere Stoffe können damit eine metallische Oberfläche erhalten.

Überziehen durch elektrolytische Niederschläge oder Elektroplattieren.

Unter dem Einflusse des elektrischen Stromes können Salzlösungen so zerlegt werden, daß ihr Metallgehalt ausscheidet. Verbindet man die beiden Pole eines, eine Metallsalzlösung enthaltenden galvanischen Elements außerhalb der Flüssigkeit durch Draht, so zeigt sich in dem so gebildeten Schließungskreis als Ausgleich der verschieden großen Spannungen an den Polen ein elektrischer Strom, der die Flüssigkeit vom positiven Pol (Anode) zum negativen Pol (Kathode) durchschreitet und dabei elektrolytisch zersetzt. Als Stromrichtung gilt stets die der positiven Elektrizität. Bei der Elektrolyse — als solche ist im Grunde das Überziehen durch elektrolytische Niederschläge, die Galvanoplastik, anzufassen — muß die Verbindung, der Elektrolyt, in einer Flüssigkeit gelöst oder aber geschmolzen, also zum Teil in Ionen zerfallen sein. Der negative Zerfallteil (Anion) wandert dann zur Anode, das positive Ion (Kation), Metall oder Wasserstoff, zur Kathode. Die Zerfallserzeugnisse scheiden sich an ihren Elektroden entweder fest, bzw. geschmolzen (festes Metall aus der Lösung z. B. Kupfer, geschmolzenes Metall, z. B. Aluminium bei der Aluminiumdarstellung) oder als Gase ab (z. B. Sauerstoff und Wasserstoff bei der elektrolytischen Wasserzersetzung).

Als Galvanoplastik oder Galvanostegie bezeichnet man Verfahren, bei denen gut leitende Körper (Metalle) oder durch Überzüge mit Graphit u. a. leitend gemachte Gegenstände aus Holz, Wachs oder dergleichen als Kathode in das Metallsalzbad eingehängt werden, während der Überzugstoff die Anode bildet. Dabei ist für Metallsalzlösungen zu beachten, daß stets das unedlere Metall mit dem größeren Lösungsvermögen unter Abgabe von Elektronen in Form von Metallionen in Lösung geht, während die Elektronen zum anderen Metall fließen. Das Metall mit dem größeren Lösungsvermögen, das sog. anodische Metall, verdrängt also immer ein in Lösung befindliches Metall mit geringerem Lösungsvermögen, indem dessen Metallionen unter Aufnahme der vom ersten Metall abgegebenen Elektronen in den metallischen Zustand zurückkehren; z. B. verdrängt Zink fast alle anderen Metalle aus ihren Lösungen, Blei verdrängt oder scheidet

¹⁾ Z. anorg. u. allg. Chemie 1917. S. 67; Z. angew. Chemie 1917. S. 209/214.

ab Kupfer und Silber. Man hat daher nachstehende Spannungsreihe der Metalle (hinsichtlich der elektromotorischen Kraft) aufgestellt, bei der jedes vorher stehende Metall die nachstehenden zur Abscheidung bringt:

Spannungsreihe der Metalle.													
Unedle Metalle											Edle Metalle		
Kathode											Anode		
	—	Al	Mg	Zn	Cr	Fe	Ni	Pb	Sn	Cu	Ag	Au	+
← Kation, Metall oder Wasserstoff											Anion, Säurerest →		

Die Spannungsreihe gilt nur für die Metallsalze der starken Säuren, nicht aber z. B. für zyankalische Lösungen. Aus solchen wird z. B. Silber durch Kupfer, nicht durch Eisen gefällt. Unter Umständen kehrt sich die Reihenfolge um ¹⁾. Vorstehende Reihe gilt auch für die chemische Angreifbarkeit der Metalle. Die Metalle bis zum Kupfer einschließlich oxydieren sich an der Luft, während die weiteren beständig sind.

Bei der technischen Verwertung dieser Vorgänge zur Erzielung von Metallüberzügen auf anderen Metallen handelt es sich nicht um eine Metallabscheidung überhaupt, sondern man erstrebt eine Abscheidung in ganz besonderer Zustandsform, dünne, zusammenhängende Metallschichten. Daher müssen dabei bestimmte durch die Erfahrung festgelegte Arbeitsverfahren benutzt werden.

Die Stärke des Niederschlages hängt bei gleichen Salzlösungen von der Zeit ab, während der der elektrische Strom wirken kann. Es lassen sich ebenso gut unmeßbar dünne wie einige Zentimeter starke Niederschläge herstellen, und man hat die Bestimmung der Stärke oder Dicke des Niederschlages vollständig in der Hand. Man kann z. B. Gold- oder Silberniederschläge erzielen, die nicht um ein Milligramm die vorher bestimmte Menge überschreiten. Theorie und Praxis dieser Niederschläge sind längst zu einer besonderen Wissenschaft gediehen, und auch ihr Sondergebiet, das Überziehen des Eisens mit Schutz- oder Deckmetallen, ist nach der wissenschaftlichen und praktischen Seite stark entwickelt worden. Im folgenden sollen nur die wichtigsten Verfahren in groben Umrissen erörtert werden.

Als Stromquelle dient im Kleinbetrieb das Bunsenelement, während im Großbetrieb wesentlich wirtschaftlicher arbeitende Sonder-Dynamomaschinen für Gleichstrom verwendet werden. Die Stromstärke für Niederschläge auf Eisen beträgt 0,5 Amp. bei 2,5 bis 3,5 Volt Spannung.

Vor der elektrolytischen Behandlung werden die Eisengußwaren gebeizt, gewaschen, gescheuert und entfettet (dekapiert). Zum Beizen bedient man sich verdünnter Schwefelsäure (1 kg Säure in 30 Liter Wasser; vgl. S. 569), zum Spülen reinen Wassers. Das Scheuern erfolgt mit scharfen Stahldrahtbürsten, wo immer es angeht, mit Kreiskratzbürsten, die während ihrer schnellen Bewegung ständig mit Wasser beträufelt werden. Frisch gebeizte und gescheuerte Gegenstände werden mitunter ohne vorhergehende Entfettung in das elektrolytische Bad gebracht. Besser ist es aber — und bei glanzpolierten Gegenständen unumgänglich — die Waren einem Entfettungsverfahren zu unterziehen, da schon die geringen Fettspuren, welche die Berührung mit nicht besonders vorbereiteten Fingern hinterläßt, dem Niederschlage und seinem guten Haften hinderlich sind. Die Entfettung roher Waren kann mit dem Scheuern verbunden werden, wenn man sie abschmirgelt oder dem Sandstrahle unterwirft; polierte Teile behandelt man mit kochender Natronlauge (1 kg Ätznatron + 10 Liter Wasser) oder mit Benzin oder mit Kalkbrei, mitunter auch in elektrolytischen Entfettungsbädern. Die entfetteten Gegenstände werden vor dem Eintauchen in die Metallsalzlösung noch mit weichen Lappen und sanften Scheuermitteln, wie Wiener Kalk oder feiner Kreide, abgebürstet.

Das Verzinnen erfolgt in einer Lösung von 100 g Zinnchlorür und 300 g Zyankalium in 100 Liter Natronlauge von 3° Bé. Die zu verzinnenden Gegenstände werden mit dem positiven Pole, eine in das Bad gehängte Metallplatte mit dem negativen Pol verbunden. Im Verlauf einer 24—30stündigen Stromwirkung bildet sich ein auf dem Eisen fest

¹⁾ Näheres vgl. G. Buchner: Hilfsbuch für den Metalltechniker. 3. Aufl. Berlin 1923.

anhaftender, aber matter Zinnüberzug, der durch Bearbeitung mit einer weichen Kratzbürste rasch schönen Glanz annimmt.

Das Verzinken konnte noch keinen Eingang in die galvanoplastische Praxis finden, weil das elektrolytisch niedergeschlagene Zink sich an der Luft so rasch oxydiert, daß von irgendeiner Schutzwirkung keine Rede sein konnte. Diese Neigung des Zinks zu rascher Oxydation tritt stets ein, gleichviel ob die Abscheidung aus sauren oder alkalischen Lösungen erfolgt.

Das Verkupfern liefert nur dann gute Ergebnisse, wenn Lösungen verwendet werden, aus denen das Kupfer nicht allzu leicht abgeschieden wird. Leicht abscheidende Lösungen, z. B. von Kupfervitriol, ergeben bei unmittelbarer Verwendung auf dem Arbeitstück Niederschläge, die sich schon bei bloßer Berührung mit der Hand, bei größerer Dicke sogar von selbst von der Eisenoberfläche ablösen. Dagegen liefert eine Lösung von Zyan kupfer in Zyan kalium, die man durch Lösen von 1 kg Kupfervitriol in 3 Liter Wasser und von $1\frac{1}{2}$ kg Zyan kalium in 37 Liter Wasser und Mischen der beiden Lösungen gewinnt, festhaftende Bezüge ¹⁾. In einem kupfernen Kessel wird die Mischung auf 60 bis 70° erwärmt. Dann hängt man die Arbeitstücke in die Flüssigkeit, in die gleichzeitig ein poröses Tongefäß, das Schwefelsäure und metallisches Zink enthält, gesetzt wird. Ein über die Flüssigkeit emporreichender Streifen aus Zinkblech wird mit dem Rande des Kupferkessels verbunden und so ein derart wirksames galvanisches Element gebildet, daß sich die Zuführung von elektrischer Kraft aus anderer Quelle erübrigt. Auf diese Weise wird in 5—10 Minuten eine dünne, aber fest haftende Verkupferung bewirkt. Zur Verstärkung des Kupferüberzuges genügt es, die Stücke entsprechend lange in eine gewöhnliche Kupfervitriollösung zu bringen.

Statt der teuren und die Gesundheit der Arbeiter schädigenden Kupfer-Zyan kaliumlösung kann eine Lösung aus weinsaurem Kupferoxyd-Natron, die mit Ätznatron versetzt wurde, verwendet werden. Auch in dem Falle können die mit einem Zinkstück leitend verbundenen Waren ohne einen von außen zugeführten elektrischen Strom verkupfert werden.

Verkupfern auf Ölfarbe-Graphit-Unterlage. Auf einigen Werken wurde ein besonderes Verfahren zum Verkupfern großer Gegenstände, wie Statuen, Kandelaber, Ziergitter und ähnlicher Teile, ausgebildet, nach dem man die Waren mit Ölfarbe anstreicht, mit feinem Graphitpulver bestaubt, in eine Kupfervitriollösung bringt und in ihr entsprechend der beabsichtigten Dicke des Bezuges längere oder kürzere Zeit beläßt.

Das Vernickeln kann gleich dem Verkobalten in technisch vollkommener Weise zur Zeit nur auf elektrolytischem Wege ausgeführt werden. Zur Erzeugung von Nickelüberzügen dienen hauptsächlich Lösungen von schwefelsaurem Nickeloxydul, von Chlornickel-Chlorammonium, von Nickel-Ammoniumsulfat, von salpetersaurem Nickeloxydul, von Zyan-Nickelverbindungen und von Chlornickel mit schwefelsaurem Nickeloxydul und Borsäure.

Häufig werden die Arbeitstücke in eine neutrale Lösung von vollkommen kupferfreiem salpetersaurem Nickeloxydul ²⁾, in der sich eine mit dem Zinkpol verbundene Nickelplatte befindet, gebracht und mit dem Kupferpol verbunden. Die Lösung muß während der nun beginnenden Fällung des Nickels entweder durch tropfenweises Zuführen von Ammoniak oder durch Ausbreiten von Nickeloxydul am Boden des Gefäßes neutral erhalten werden. Im letzteren Falle wird, entsprechend der Nickelmenge, die durch die Stromwirkung ausfällt, immer neues Nickeloxydul gelöst, so daß die Lösung stets gleichen Nickelgehalt behält. Das Nickel haftet auf gut vorbereiteten Eisenflächen durchaus fest

¹⁾ Nach F. Hartmann: Das Verzinnen, Verzinken usw. S. 176.

²⁾ Das käufliche Salz enthält fast immer etwas Kupfer und freie Säure. Man befreit es vom Kupfer durch Lösen in Wasser, schwaches Ansäuern mit Schwefelsäure, Fällern mit Schwefelwasserstoff, Abfiltrieren des entstandenen Niederschlages und Vertreiben des überschüssigen Schwefelwasserstoffs nach Zusatz von metallischem Nickel durch Erhitzen bis zum Kochen. Dann wird der Lösung zur Beseitigung etwa vorhandener freier Säure so lange Ätznatron zugesetzt, bis ein apfelgrüner Niederschlag von Nickelhydroxyd bemerkbar wird, den man nach kurzem Kochen abfiltriert. Die Lösung kann dann unmittelbar verwendet oder zur Gewinnung des reinen Salzes bis zur Kristallisation eingedampft werden.

und zuverlässig. In ähnlicher Weise verläuft das Vernickeln mit einer Chlornickel-Chlorammoniumlösung¹⁾, nur wird die in der Lösung untergebrachte Nickelplatte mit dem Kupferpol, das Arbeitstück mit dem Zinkpol verbunden.

Beim Vernickeln mit Nickel-Ammoniumsulfat²⁾ muß darauf geachtet werden, daß das elektrolytische Bad während der ganzen Dauer der Niederschlagarbeit eine Temperatur von 20—25° behält. Wenn diese Temperatur nach oben oder unten nennenswert überschritten wird, haftet der Nickelüberzug nicht fest am Eisen. Die Nickelplatte, die sich, wie bei den vorher erwähnten Niederschlagverfahren, in der Lösung befindet, wird genau in dem Maße aufgelöst, wie sich Nickel abscheidet. Die Flüssigkeit behält demnach andauernd denselben Nickelgehalt.

Ein anderes Verfahren zum Vernickeln mittels salpetersauren Nickeloxydul ist besonders in Amerika verbreitet. Man stellt die Niederschlagflüssigkeit durch Lösen von 4 Teilen kristallisiertem salpetersaurem Nickeloxydul in 150 Teilen Wasser, Zusatz von 4 Teilen Ätzammoniak und 50 Teilen saurem schwefligsaurem Ammoniak her. Die damit erzeugten Nickelüberzüge sind von guter Beschaffenheit.

Zyan-Nickelsalze, z. B. Doppelsalze von Zyanickel und Zyankalium, ergeben sehr gute Vernickelungen. Die Herstellung der Salze ist aber ziemlich kostspielig und die Ausführung des Verfahrens infolge der unvermeidlichen zyanwasserstoffhaltigen Dämpfe in hohem Grade gesundheitschädlich. Man ist darum von ihrer Verwendung immer mehr abgekommen, sie dürfte nur noch in Ausnahmefällen anzutreffen sein.

Eine Mischung von Chlornickel, schwefelsaurem Nickeloxydul und Borsäure gibt Vernickelungen von besonderer Schönheit, festem Haften und großer Dauerhaftigkeit. Man mischt eine Lösung von 5 Teilen Chlornickel und 2 Teilen Borsäure mit einer solchen von 2 Teilen schwefelsaurem Nickeloxydul und einem Teil Borsäure und fügt unter beständigem Rühren bis zur völligen Lösung des entstehenden Niederschlages Ätznatron zu.

Zum Verkobalten dienen Lösungen von Kobaltoxydul und schwefelsaurem Ammoniak, von Kobaltchlorür und Chlorammonium oder Lösungen von salpetersaurem Kobaltoxydul. Auch Kalium-Kobaltzyanatlösungen ergeben gute Kobaltüberzüge, sie sind aber aus denselben Gründen wie die Nickel-Zyansalze gesundheitschädlich. Ein brauchbares Bad für die Verkobaltung besteht aus 500 g Kobalt-Ammoniumsulfat, 300 g Borsäure, 10 l Wasser³⁾. Zum Verkobalten benützt man an Stelle der Nickelanoden Kobaltanoden. Die Kobaltniederschläge unterscheiden sich von den Nickelniederschlägen durch einen Stich ins bläuliche, während Nickelniederschläge einen solchen ins gelbliche zeigen.

Die vernickelten oder verkobalteten Gußstücke werden unmittelbar nach dem Ausheben aus dem Plattierungsbad für einige Sekunden in kochend heißes Wasser getaucht, abtropfen gelassen und in warmen Sägespänen, die kein Harz enthalten (Buchen, Linden) getrocknet, um schließlich auf Polierscheiben, die mit feinem Tuch bespannt sind, mit Polierrot (Kolkothar, Eisenoxyd) poliert zu werden. Je gründlicher die zu vernickelnden Waren schon beim Dekapieren poliert worden sind, desto schöner fällt die Vernickelung aus.

Die Haltbarkeit aller Nickel- und Kobaltüberzüge auf Eisen wird erhöht, wenn das Eisen vor dem Vernickelungs- oder Verkobaltungsverfahren einer leichten Verkupferung, z. B. nach einem der oben angedeuteten Verfahren, unterzogen wird. Dem Übelstande

¹⁾ Man stellt sich das Doppelsalz selbst her, indem man eine Nickelplatte auf einem siebartig durchlöcherten Brettchen in eine gesättigte Salmiaklösung bringt und das Metall mit dem Kupferpol einer kräftigen Batterie verbindet. Das Metall löst sich unter der Wirkung des elektrischen Stromes auf, und das entstehende Doppelsalz, Chlornickel-Chlorammonium, sammelt sich am Boden des Gefäßes.

²⁾ Das Doppelsalz wird gewonnen durch Zusammengießen einer mit Schwefelsäure angesäuerten schwefelsauren Nickeloxydullösung und einer nahezu gesättigten Lösung von schwefelsaurem Ammoniak. Das dabei ausfallende Doppelsalz, schwefelsaures Nickeloxydul + schwefelsaures Ammoniak, wird abfiltriert, mit kaltem Wasser gewaschen, in heißem Wasser gelöst, die Lösung mit Ammoniak neutral gemacht und bei einer Temperatur von 20—25° C einige Tage stehen gelassen, bis sich keine Kristalle mehr abscheiden.

³⁾ Nach Langbein: Handbuch für elektrische Metallniederschläge S. 299.

mancher Vernickelungen, leicht abzuspringen, ist sicher zu begegnen durch Erhitzen der fertig vernickelten und abgetrockneten Waren in Öl auf 250—270°¹⁾.

Galvanische Überzüge erhalten zur Erhöhung ihrer Dauerhaftigkeit häufig weitere schützende Bezüge. Hierfür hat sich Bernsteinlack gut bewährt. Man trägt ihn mit einem feinem Pinsel auf, oder taucht die Ware, wo immer es angeht, im Lacke unter. Die Trocknung kann an der Luft oder in mäßig erwärmten Trockenkammern erfolgen. Ein weiterer Schutz kann der so behandelten Ware durch Einstäuben und schließliches Glattbürsten mit nicht zu harten Bürsten zu Teil werden.

An Stelle des teuren Bernsteinlackes wird auch ein Überzug von Wasserglas angebracht. Dieser wird durch Eintauchen aufgetragen und an der Luft getrocknet. Er fällt unschwer vollkommen glatt aus und wird so hart, daß sich ein Graphitieren erübrigt. Dieses Verfahren konnte den Bernsteinlack größtenteils verdrängen.

Das Anreibevernickeln.

Zum Vernickeln schadhaft gewordener Stellen guter Vernickelung oder zur Erzeugung ganz dünner, wenig haltbarer Vernickelung tut das Rosenbergsche Anreibevernickeln gute Dienste. Man bereitet dazu eine Mischung von 5 Teilen schwefelsaurem Ammoniak, 1 Teil Magnesium, 10 Teilen Kreide, 2,5 Teilen Speckstein und 15 Teilen des zu fällenden Metalles in Salzform. Diese Mischung wird etwas angefeuchtet und mit einem weichen Ballen auf den zu behandelten Gegenstand aufgerieben. Der dabei zustande kommende Vernickelungsvorgang beruht darauf, daß das Magnesium die Stelle des Nickels in dem betreffenden Salze einnimmt und das Nickel abgeschieden wird. Alle anderen zur Erreichung des genannten Zweckes bisher angegebenen Verfahren sind wenig brauchbar. Insbesondere konnte sich in der Praxis das Vernickeln durch Ansieden nicht einbürgern²⁾.

Das Alitieren.

Läßt man bestimmte Metalle, z. B. Aluminium, durch Diffusion in die Oberfläche eines eisernen Gegenstandes eindringen, so wird dadurch dem Gegenstand ein beträchtlicher Schutz gegen Verzunderung erteilt. Verschiedene Verfahren, die sich auf diese Tatsache gründen, sind in den letzten Jahren ausgearbeitet worden und kommen mehr oder weniger dem genannten Zwecke nahe.

Das von der Firma Fried. Krupp in Essen seit einer Reihe von Jahren angewandte und erprobte Alitierverfahren liefert einen Schutzbezug von besonderer Güte und Dichtigkeit. Es besteht darin, daß man in die Oberfläche der eisernen Waren durch Diffusion Aluminium auf einige Millimeter Tiefe eindringen läßt. Werden derartige Waren in oxydierender Atmosphäre erhitzt, so überziehen sie sich mit einer feinen grau bis rotbraun gefärbten Oxydschicht, die den weiteren Angriff der Verbrennungsgase verhindert. Der Schutz ist so lange wirksam, bis entweder nach langer Zeit der Schutzstoff allmählich aufgebraucht oder bis unter dem Einfluß sehr hoher Temperaturen der Schutzstoff durch Diffusion in das Innere der Waren weiter vorgedrungen ist und dadurch so viel an Konzentration eingebüßt hat, daß er einen genügenden Schutz nicht mehr auszuüben vermag. Beide Vorgänge erfolgen jedoch bis zu Temperaturen von 950° außerordentlich langsam, so daß die Schutzwirkung sehr lange anhält.

Abb. 563 zeigt den Querschnitt durch ein alitiertes Flußstahlstück; die etwa 2 mm starke Schutzschicht hebt sich klar hervor. Man bemißt diese Schicht je nach dem Verwendungszwecke einen bis mehrere Millimeter stark. Der durch Alitierung erreichbare Schutz erstreckt sich auf oxydierende und reduzierende Ofengase mit Temperaturen bis zu 950°, wobei örtliche Überhitzung, z. B. durch Stichflammen, zu vermeiden ist.

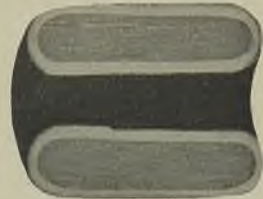


Abb. 563. Alitierte Randschicht im Querschnitt (ungefähre natürliche Größe).

¹⁾ F. Hartmann: Das Verzinnen, Verzinken usw., 4. Aufl., S. 167.

²⁾ Nach M. Schlötter: Stahleisen 1921. S. 295.

Die Schutzschicht ist auch gegen geschmolzenen Schwefel recht widerstandsfähig, doch ist die Berührung mit erheblichen Mengen Schwefelwasserstoff bei Temperaturen oberhalb etwa 700°, sowie die Berührung mit schwefelhaltigem Zunder oder glühendem Koks, wie auch mit glühenden Brennstoffresten zu vermeiden.

Die Anwendbarkeit des Alitierverfahrens umfaßt alle Arten von schmiedbarem Eisen, Temperguß und Stahlguß; Gußeisen bedingt zur Behandlung nach diesem Verfahren eine besondere Zusammensetzung. Außer diesen Eisenarten können auch Nickel, Kupfer, Messing und andere Legierungen durch Alitierung hitzebeständig gemacht werden.

Literatur.

Einzelne Werke.

- Taucher, Konrad: Handbuch der Galvanoplastik. Stuttgart 1887.
 Hartmann, F.: Das Verzinnen, Verzinken usw. Wien-Leipzig 1899. 4. Aufl.
 Pfauhauser: Die elektrolytischen Niederschläge. Berlin 1910. 5. Aufl.
 Günther, H. und M. U. Schoop: Das Schoopsche Metallspritzverfahren. Stuttgart 1917.
 Bablik, Heinz: Das Verzinken von Eisen. Wien 1923.
 Buchner, Georg: Hilfsbuch für den Metalltechniker. 3. Aufl. Berlin 1923.

Abhandlungen.

- Trautweiler: Über das Metallspritzverfahren von Schoop. Z. V. d. I. 1910. S. 1688.
 Arndt, K.: Die verschiedenen Verzinkungsverfahren. Gieß. 1916. S. 1, 17, 33.
 Arnold, Hans: Beitrag zur Kenntnis des Metallspritzverfahrens. Z. anorg. u. angew. Chemie 1917. S. 209 u. 218.
 Maaß, W.: Metallische Rostschutzmittel und ihre Anwendungsverfahren. Gieß.-Zg. 1918. S. 361. Auszugsw. Stahleisen 1918. S. 1014.
 Schott, Ernst A.: Die Verzinnung des Gußeisens. Stahleisen 1919. S. 119.
 Schlötter, Max: Über Vernicklung und Verkobaltung. Stahleisen 1921. S. 293.
 Meurer, N.: Der heutige Stand des Metallspritzverfahrens und das Meurersche Pulverspritzverfahren. Gewerbefleiß 1921. S. 211, 253 u. 275.
 Fry, A.: Hitzebeständige Randschichten auf Eisen durch Alitierung. Werkst.-Technik 1924. S. 614/6. — Hitzebeständige Metallgegenstände. Monatsh. Krupp. 1925. S. 27/33.
 Cournot, Jean: Die Zementation von Eisenlegierungen durch Aluminium. Comptes Rendus 1926. Bd. 182. S. 696/8.

Emaillieren.

Allgemeines.

Die Kunst, Gold, Kupfer oder Eisen zu emaillieren, d. h. mit glasigen Überzügen zu versehen, reicht weit in das Altertum zurück. Sie diente durch fast zwei Jahrtausende beinahe nur künstlerischen Zwecken, bis man um die Mitte des vergangenen Jahrhunderts begann, Geschirre für Küchenzwecke und für chemische Arbeiten, Siederöhren für Dampfkessel, Ofenmäntel und andere Gebrauch-Eisenwaren zum Schutze gegen Rost und chemische Angriffe im großen zu emaillieren. Einige Jahrzehnte hindurch gelang es den ersten Herstellern solcher Waren, ihre Verfahren geheim zu halten, mit der Entwicklung der chemischen Untersuchungsverfahren und der fortschreitenden Erkenntnis der wissenschaftlichen Grundlagen der Glaserzeugung wurde aber der Schleier gelüftet, und heute zählt das Emaillieren zu den nach allen Richtungen hin bekannten technischen Verfahren.

Das Email besteht stets aus Glas, das durch Zusätze durchscheinend oder undurchsichtig gemacht und verschieden gefärbt wurde. Zur Erzeugung des durchscheinenden, farblosen Emails, der sog. Eisenglasur, dient Kristallglas (Kali- oder Natronglas) mit Zusätzen von Borsäure und Soda. Das Verfahren beruht demnach auf der Bildung von Silikoboraten. Undurchsichtiges, weißes Email besteht im allgemeinen aus Natronglas mit oder ohne Zusatz von Bleiglas und Borsäure, das durch Zinnoxid, seltener durch Kalziumphosphat (Knochenasche) oder andere Körper weiß gefärbt wurde. Aus den gleichen Stoffen bestehen die farbigen Emailarten, nur treten bei ihnen noch verschiedene Metalloxyde als Farbgeber hinzu.

Je nach dem Zweck, dem die Emaillierung zu dienen hat — Schutz gegen gelinde chemische Angriffe (Kochgeschirr, Sanitätsgußwaren), gegen scharfe chemische Angriffe

(Gußwaren für verschiedene chemische Industrien), zur Verschönerung (Kunst und Zierwaren) — muß die chemische Zusammensetzung der Glasmasse gewählt werden. Richtig zusammengesetzte Gläser können jahrhundertlang Wind und Wetter widerstehen, während andere Gläser schon nach wenig Jahren erblinden. Durch längere Einwirkung von heißem Wasser werden alle Gläser angegriffen, um so rascher, je höher der Druck ist, unter dem das Wasser wirkt. Bei genügend langer Einwirkung verwandelt sich das Glas unter Abgabe von Alkali an das Wasser in eine erdige, durchaus aus feinsten Kristallen bestehende undurchsichtige Masse. Verdünnte Säuren, mit Ausnahme von Schwefel- und Flußsäure, wirken weniger schädlich, dagegen greifen Alkalien schon in hochverdünntem Zustande alle Gläser scharf an.

Die größte Widerstandsfähigkeit besitzen Kalikalkgläser, Natronkalkgläser werden etwas leichter angegriffen, Bleigläser haben geringste Widerstandskraft. Bleiglas wird schon von Schwefelwasserstoff oder Schwefelammonium angegriffen, Stoffe, die auf die erstgenannten Gläser überhaupt nicht einwirken. Email mit Zusätzen von Bleiglas ist darum technisch stets minderwertig, für Kochgeschirre darf es aus gesundheitlichen Gründen überhaupt nicht verwendet werden.

Rohstoffe für die Emailmassen.

Die Rohstoffe zur Herstellung des Emails lassen sich in Grundstoffe und in Zusatzstoffe einteilen. Die ersteren bilden die glasige Grundmasse eines jeden Emails, während die letzteren seine Herstellung und technischen Eigenschaften, insbesondere die Schmelzbarkeit und Färbung, beeinflussen. Außerdem kommen noch Hilfstoffe zur Vorbereitung der Gußwaren, zum Anmachen des Emails und zu seiner Trocknung in Frage.

Grundstoffe. Die Grundmasse fast aller Emailgläser besteht aus Natron, Kalk + Kieselsäure, aus Kali, Kalk + Kieselsäure, aus Natron, Baryt, Kalk + Kieselsäure, aus Natron oder Kali, Kalk + Kiesel- und Borsäure oder aus Gemengen dieser Verbindungen. Außerdem enthalten manche Emailmassen Zusätze von Bleiverbindungen. Zu den Grundstoffen zählt man auch Zinnoxid und Knochenasche, Körper, die zwar zur Bildung der Glasmasse nicht erforderlich sind, von denen einer aber doch in jedem Email enthalten ist. Sie werden vom Glasflusse nicht aufgelöst und machen ihn infolge ihrer gleichmäßigen Verteilung durch die ganze Masse undurchsichtig bis weiß.

Zinnoxid wird gewöhnlich in den Emailierbetrieben selbst hergestellt, da die im Handel erhältliche Ware meistens mit Blei oder Kupferoxyd verunreinigt ist. Man gewinnt es auf nassem oder trockenem Wege. Im ersteren Falle wird das geschmolzene Zinn durch Eingießen in kaltes Wasser fein gekörnt und dann in glasierten Porzellangefäßen mit rauchender Salpetersäure übergossen. Das entstehende Zinnoxid setzt sich als weißes Pulver am Boden des Gefäßes ab und wird nach mehrmaligem Durchspülen mit Wasser filtriert, getrocknet und staubsicher aufbewahrt. Auf trockenem Wege erzeugt man Zinnoxid durch Schmelzen und Erhitzen von Zinn bis zur Rotglut in flachen irdenen Gefäßen. Auf der Oberfläche des Zinnbades bilden sich feine graue Oxydhäutchen, die man mit einem Krampstock abzieht und sammelt. Das nach dem billigeren trockenen Verfahren gewonnene Zinnoxid enthält stets gewisse Mengen von feinem Zinn und von Zinnoxidul. Darum kann es nur für weniger empfindliches Email verwendet werden, oder man muß es einer vollständigeren Oxydation durch Salpetersäure unterziehen. Für feinstes, rein weißes oder ganz zart getöntes Email wird nur auf nassem Wege hergestelltes Zinnoxid verwendet.

Knochenasche dient für Email, das nicht durchaus weiß sein muß, sondern noch etwas durchscheinend sein darf. Sie wird durch Glühen von Knochen bei freiem Luftzutritt, Mahlen und Schlämmen gewonnen und besteht aus Kalziumphosphat mit geringen Beimengungen von Magnesiumphosphat. Kleine Mengen von Kohle, die sie häufig tief grau färben, werden durch einen geringen Zusatz von Salpeter zur Schmelze unschädlich gemacht. Der beim Schmelzen frei werdende Sauerstoff verbrennt dann den letzten Kohlenrest.

Die Zusatzstoffe können in Schmelz-, Stell- oder Verdickungs- und in Färbemittel eingeteilt werden. Die letzteren zerfallen wieder in Farbgeber und in Entfärber. Schmelzmittel dienen zur Beeinflussung des Schmelzens der Emailmassen, während Stell- oder Verdickungsmittel der Entmischung des Emailmassenbreies und des geschmolzenen Emails entgegen wirken. In einem Emailbrei, der nur aus einem Gemenge glasbildender Körperchen und Wasser besteht, würden die Glasteilchen rasch zu Boden sinken und ein gleichmäßiges Auftragen und Eintrocknen der Masse unmöglich machen. Ähnlich würde in der geschmolzenen Emailmasse ein Entmischbestreben zur Geltung kommen. Diesen Gefahren wird durch Zusatz von Stellmitteln entgegen gewirkt. Die wichtigsten Stellmittel sind Ton, Magnesiumoxyd (Magnesia usta), kohlensaures und schwefelsaures Ammon und Salmiak, die wichtigsten Schmelzmittel Borax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 + 10$ oder $5\text{H}_2\text{O}$), Flußspat (Fluorkalzium), Feldspat, Kaolin (Porzellanerde), Gips und Glas- und Porzellanscherben. Die Reihen beider Mittel sind nicht scharf zu trennen, denn ein Teil der Stellmittel (Ton und Magnesiumoxyd) dient auch als Schmelzmittel, während manchen Schmelzmitteln, wie dem Kaolin, Gips und Borax nicht unbeträchtliche Stellkraft zukommt. Als Stellmittel wirken auch verschiedene Grundstoffe, insbesondere Soda, Pottasche, Glaubersalz (Na_2SO_4) und Bittersalz ($\text{MgSO}_4 + 7\text{H}_2\text{O}$).

Borax macht die Schmelze leicht flüssig und erleichtert ihre Färbung. Gleich der Kieselsäure vermag die Borsäure in der Glühhitze die stärksten Säuren aus ihren Verbindungen zu verdrängen. Sie löst dann die Oxyde verschiedener schwerer Metalle und bildet mit ihnen kennzeichnende, schön gefärbte Verbindungen. Gleichzeitig werden die Schmelzen sehr dünnflüssig, wodurch sich die entstandenen färbenden Bestandteile völlig gleichmäßig durch den ganzen Satz verteilen¹⁾.

Die Kieselsäure wird technischem Email in Form von Quarz, Quarzsand und Feuerstein zugeführt. Man wählt möglichst reine, von Eisenoxyd, Feldspat, Glimmer und anderen fremden Mineralien freie Quarzsorten aus, zerkleinert sie zu feinem Pulver und unterzieht sie dann, je nach ihren Verunreinigungen, verschiedenen Läuterverfahren. Die Zerkleinerung des Minerals erfolgt durch ein Verfahren, das als „Abschrecken“ oder „Ablöschen“ bezeichnet wird. Ein mit feuerfestem Futter versehener Schachtofen von etwa 50 cm lichter Weite und $1\frac{1}{2}$ m Höhe wird zu einem Drittel mit glühenden Kohlen und darüber abwechselnd mit etwa 20 cm hohen Schichten von Quarz und Kohle gefüllt. Sobald die unterste Quarzschicht nach dem Abbrennen der Füllkohle auf den Boden des Ofens gelangt ist, wird sie mit eisernen Krücken ausgezogen und in eine mit Wasser gefüllte Grube geschoben. Das Mineral erhält dabei unzählige feine Risse, die die folgende Zerkleinerung in Pochwerken ermöglichen. Das ausgesiebte feine Quarzmehl wird von Eisenoxyd durch wiederholtes Auslaugen mit Salzsäure²⁾, von Ton durch Schlämmen in hölzernen Kufen befreit. Das gereinigte Quarzmehl wird dann mit hölzernen Schaufeln in starke Leinwandsäcke gebracht, in denen es trocknet und staubsicher aufbewahrt wird.

Als Kaliumverbindungen kommen vorzugsweise Pottasche (Holzasche) und Kaliumsulfat zur Verwendung, man stellt aber Kaliemail trotz seiner größeren Widerstandsfähigkeit nur selten her, weil es infolge großer Strengflüssigkeit der Darstellung erhebliche Schwierigkeiten bereitet.

Als Natriumverbindung kommt vor allem die „Emailliersoda“ in Betracht. Sie besteht aus fast ganz eisenfreiem Natriumkarbonat und wird durch wiederholtes Umkristallisieren gewöhnlicher Soda gewonnen. Die Endkristalle läßt man auf Hüden in geheizten Räumen bis zur völligen Verwitterung trocknen. Kochsalz (NaCl) und Glaubersalz (Na_2SO_4) spielen neben der Emailliersoda nur noch eine untergeordnete Rolle.

Kieselsäure bildet mit einem Alkali zusammengeschmolzen eine durchsichtige, feste Masse (Wasserglas), die aber in Wasser löslich ist. Erst durch Zusatz eines Erdalkalis

¹⁾ Mitunter setzt man an Stelle von Borax reine Borsäure in Form schuppiger Kristallblättchen zu. Das Verfahren ist aber umständlicher, weil dann die fehlende Natronmenge zugesetzt und vorher durch Rechnung ermittelt werden muß.

²⁾ Wenn das im Quarz vorhandene Eisenoxyd durch zu nachhaltiges Glühen in ein Silikat übergeführt worden ist, läßt es sich nicht mehr durch Salzsäurebäder entfernen. Es bewirkt dann eine braune Färbung des Emails.

(Kalk, Magnesia) oder des Oxydes eines Schwermetalls (Blei) entsteht Glas im gewöhnlichen Wortsinne. Kalk wird in Form von Kalkstein (CaCO_3) verwendet, der möglichst frei von Eisenoxydul und Eisenoxyd sein muß¹⁾. Ein Tongehalt ist schädlich, denn er macht die Schmelze außerordentlich strengflüssig. Ähnlich, aber nicht so ausgiebig, wirkt ein Gehalt von Magnesia. Man verwendet darum magnesiahaltigen Kalkstein (Dolomit) zur Herstellung von Email, das schwerer schmelzbar sein soll.

Im Gegensatz zur Magnesia bewirken Bleioxyde leichtere Flüssigkeit der Schmelze. Blei wird als Bleiglätte (Bleioxyd PbO), als Mennige (Pb_3O_4), als Bleiweiß (PbCO_3) und als Bleisulfat (PbSO_4) verwendet. In allen Fällen ist bei der Auswahl große Vorsicht geboten, da Eisen-, Kupfer-, Antimon-, Wismut-, Kreide-, Ton- und andere Verunreinigungen häufig vorkommen und recht schädlich wirken können²⁾.

Zur Herstellung von leicht schmelzbarem Email, das im Gegensatz zu Bleigläsern den Angriffen reduzierend wirkender Feuergase guten Widerstand leistet, wird chemisch reiner Schwerspat (Baryumsulfat) verwendet. Die damit hergestellten Gläser sind ungefähr nach folgender Formel zusammengesetzt: $4 \text{Na}_2\text{O} + 4 \text{BaO} + 4 \text{CaO} + 36 \text{SiO}_2$.

Flußspat (CaF_2) dient zur Herabsetzung der Schmelztemperatur, während Feldspat (Aluminiumsilikat + Kaliumsilikat) und dessen Zersetzungsrest, der Ton (Aluminiumsilikat), größere Strengflüssigkeit bewirken. Feldspat muß vor seiner Verwendung gleich dem Quarze durch Abschrecken und Schlämmen gereinigt werden. Häufiger als dieses Mineral findet Porzellanerde (Kaolin) und weißer oder Pfeifenton Verwendung, während die anderen Tonarten infolge ihrer ungenügenden Reinheit für die Emailherstellung im allgemeinen ausscheiden.

Gips (CaSO_4 + Wasser) findet kristallinisch (Fraueneis, Marienglas), feinkörnig (Alabaster) und als dichter weißer Gips Verwendung zur Regelung des Flüssigkeitsgrades.

Porzellanscherben (Feldspat + Quarz + Porzellanerde) erhöhen die chemische Widerstandsfähigkeit des Emails und machen den Schmelzsatz strengflüssiger. Glasscherben können, je nach ihrer Zusammensetzung, sehr verschieden wirken. Es ist darum unbedingt erforderlich, sie vor der Verwendung auf Grund ihrer mutmaßlichen Bestandteile zu trennen und dann durch wiederholte Probeschmelzungen auf ihre Beschaffenheit zu untersuchen.

Mit Ausnahme der weißen Farbe, die fast ausschließlich durch Zinnoxid oder durch Knochenmehl hervorgerufen wird, beruhen fast alle Farbtöne des Emails auf dem Zusatz verschiedener Metalloxyde. Für die verschiedenen Färbungen kommen hauptsächlich folgende Verbindungen in Betracht:

- für Grün: Chromoxyd, Eisenoxydul, Kupferoxyd,
- für Blau: Kobaltoxydul, Kobaltsilikat (Smalte), Kobalterz (Zaffer),
- für Violett: Manganoxyd,
- für Gelb: Antimonoxyd, antimonsaures Kali, antimonigsaures Kali, antimonsaures Bleioxyd, Eisenoxyd, Silberoxyd, Uranoxyd,
- für Rot: Cassiusscher Purpur, Eisenoxyd-Tonerde, Manganoxyd-Eisenoxyd, Natrium-Goldchlorid, Nickeloxyd, Zinnchlorid-Goldchlorid,
- für Braun: Eisenoxyd,
- für Orange: Gemische aus gelb- und rotbraunfärbenden Körpern,
- für Schwarz: Eisenoxydul in größeren Mengen.

Im Gegensatz zur Herstellung trüber, dunkler oder schwarzer Emailsätze bedarf die Reinigung und Vorbereitung der Rohstoffe für reinweiße, zart getönte und ganz klare Emailarten der größten Sorgfalt. Dieses Mühen wird am wirksamsten unterstützt durch Zusatz von Körpern, die entfärbend auf die Emailmasse wirken. Vorzugsweise kommen hierfür in Betracht: Salpeter, Mennige und Braunstein.

¹⁾ Eisenoxydul gibt dem Email eine flaschengrüne Färbung. Eisenoxyd färbt die Schmelze gelb, wirkt aber weniger ausgiebig.

²⁾ Nach Paul Randau: „Die Fabrikation des Emails“ soll der Gehalt der Bleiglätte an Kupfer 0,004%, an Antimon 0,005%, an Wismut 0,0075% nicht überschreiten.

Wird Salpeter (Kaliumnitrat) erwärmt, so zerfällt er in freien Sauerstoff und salpetrigsaures Kali. Letzteres geht in Form von Kaliumsilikat in die Emailmasse über, während der Sauerstoff oxydiert, auf färbende Verbindungen einwirkt, indem er sie entweder verflüchtigt (organische Verbindungen) oder in eine höhere, weniger farbkräftige Oxydationstufe überführt (z. B. Eisenoxydul in Eisenoxyd).

Mennige wird in der Glühhitze zu Bleioxyd und Sauerstoff zersetzt, wobei der Sauerstoff ähnlich wie beim Salpeter wirkt. Da aber zugleich Bleioxyd in den Satz tritt, ist Mennige nur für bleihaltiges Email verwendbar. Seine Brauchbarkeit erleidet eine weitere Einschränkung, weil bleihaltiges Email manche Farben nicht annimmt.

Braunstein (Mangansuperoxyd) ist selbst ein sehr kräftiger Färbestoff, aber nur dann, wenn im Satze keine reduzierend wirkenden Körper (Kohlenstoff oder Eisenoxydul) vorhanden sind. Im Beisein solcher Körper übt er keine färbende Wirkung aus, sondern verbrennt infolge des frei werdenden Sauerstoffes den Kohlenstoff zu Kohlensäure, während das Eisenoxydul in Eisenoxyd übergeführt wird. Zur Erreichung färbender Wirkung muß der Braunstein möglichst frei von Eisenoxyd sein, man hat sich daher vor gewissen Handelsorten zu hüten, die bis zu 40% Eisenoxyd enthalten. Am sichersten geht man bei Verwendung von reinem Mangansuperoxyd, sein höherer Preis spielt keine allzu große Rolle, da doch nur ganz geringe Mengen in Frage kommen.

Ein häufig angewendetes, besonders wirksames Verfahren zur Entfärbung von Emailmassen, die durch Eisenoxyd verunreinigt und stark gelb geworden sind, beruht im Zusatz von Smalte, einem als Blaufarbenglas (Kobaltoxydul-Kaliglas) von sächsischen Fabriken (Blauwerken) zu beziehenden Erzeugnisse. Seine blaue Farbe ist dem Gelb des Eisenoxyds komplementär und bewirkt bei richtiger Bemessung des Zusatzes rein weiße Färbung der Schmelzmasse.

Die Menge des Entfärbungsmittels wird durch wiederholte Schmelzung genau ausgewogener Sätze bestimmt. Man gelangt damit am raschesten zu völlig farblosen oder rein weißen Emailsätzen, die je nach Bedarf durch Zusatz von Metalloxyden gefärbt werden können.

Hilfstoffe. Da das Email nur an metallisch reinen Oberflächen haftet, muß vor dem Auftragen der ersten Emailsicht die Oxydhaut entfernt werden, die allen unbearbeiteten Gußwaren anhaftet. Das geschieht heute ausschließlich mit Schwefelsäure (weiße, englische Schwefelsäure), die zu dem Zwecke mit 20—22 Gewichtsteilen Wasser verdünnt wird (vgl. S. 569). Durch geringe Zusätze von Dr. Vogels Sparbeize (S. 569) läßt sich die Menge der verwendeten Schwefelsäure ganz wesentlich verringern.

Das beim Mahlen der Rohstoffe verwendete Wasser soll möglichst rein sein. Als schädliche Bestandteile kommen feste organische Körper, Schwefelwasserstoff und Eisen in Betracht, während die normalen Gehalte des Süßwassers an Kalk- und Chlornatriumsalzen für das Emailieren belanglos sind. Wenn reines Wasser nicht beschafft werden kann, so müssen die schädlichen Verunreinigungen durch Filter oder mit Hilfe geeigneter Chemikalien beseitigt werden.

Weitere Hilfstoffe sind Ammoniumkarbonat und Bittersalz. Das erstere verflüchtigt sich zwar schon bei geringer Erwärmung, wirkt aber doch in hohem Maße der Ribbildung entgegen. Es fehlt darum in keiner Deckmasse. Bittersalz soll ein festeres Haften des Emails am Eisen bewirken und wird darum — nicht allzu häufig — der Grundmasse beigefügt.

Herstellung und Zusammensetzung der Emailmassen.

Sämtliche Rohstoffe finden nur in Form feinsten Pulver Verwendung. Stoffe von geringer Härte, wie Kalk, Soda und ähnliche, werden in Pochwerken gestampft und dann fein ausgesiebt. Härtere Stoffe gelangen nach der Vorzerkleinerung im Pochwerk in Kollergänge oder Kugelmühlen, während die härtesten, z. B. Quarz, vor der mechanischen Verarbeitung durch ein Abschreckverfahren in pulverförmigen Zustand übergeführt werden müssen. Die zu zerkleinernden Stoffe dürfen während der verschiedenen Vorgänge nicht mit weicheren Körpern, die abgenutzt werden und eine färbende Wirkung hervorrufen

könnten, in Berührung kommen. Man verwendet darum Stempel und Schalen, Läufer und Sohlensteine aus porösem Quarzstein oder sonstigen, das Mahlgut an Härte überragenden Stoffen. Für feinstes Email wird das Mahlgut nach der letzten Aussiebung geschlämmt und dann sorgfältig getrocknet. Man breitet es auf glatt gespannte Tücher in Schichten von 4—5 cm Höhe aus, bedeckt die Masse mit reinen Decktüchern und läßt sie im Sommer bei gewöhnlicher Temperatur, im Winter in geheizten Räumen langsam trocknen.

Die für einen Emailsatz bestimmten Rohstoffe werden in Rollfässern innig gemischt, das Gemenge geschmolzen, aufs neue zerkleinert und fein gemahlen. Das Schmelz- und Mahlverfahren muß bei manchen Emailarten mehrmals wiederholt werden.

Beim unmittelbaren Einbrennen des Emails auf gußeiserne Unterlagen können durch die Kohle des Gußeisens reduzierende Einflüsse zur Wirkung gelangen, die das Gelingen des Verfahrens vereiteln. Das Zinnoxid kann teilweise reduziert, die weiße Färbung zerstört und das Email durch die Wirkung von Kohlenoxydgasen blasig und löcherig werden. Dazu kommt noch, daß ein Eisenoxydulgehalt, der aus dem eisernen Untergrund in die Mischung gelangt, grüne bis schwarze Färbung des Emails bewirkt. Zur Vermeidung solcher Übelstände werden den Emailsätzen oxydierende Körper zugesetzt, die infolge ihrer augenfälligen Wirkung als Entfärber bezeichnet werden. Trotzdem würde ein leicht schmelzbares, glatten Fluß und glanzreiche Oberfläche ergebendes Email bei schroffen Temperaturwechseln, denen viele emaillierte Waren ausgesetzt sind, z. B. alle Kochgeschirre, leicht abspringen. Man schaltet darum für solche Fälle zwischen dem Eisen und der eigentlich wirksamen Emailsicht eine Zwischenschicht ein. Das Email der Zwischenschicht wird als Grundmasse, das der Oberschicht als Deckmasse oder Glasur bezeichnet. Die Grundmasse ist schwerer schmelzbar, gelangt bei heller Rotglut nur zum Sintern, haftet aber trotzdem fest am Eisen. Die leichter schmelzbare Deckmasse dagegen ist so dünnflüssig, daß sie das porös-sinterige Gefüge der Grundmasse völlig ausfüllt. Sie gelangt aber nicht in unmittelbare Berührung mit dem Eisen und bleibt darum vor dessen gefährlichen Wirkungen verschont. Je nach der Zusammensetzung und Verarbeitung der beiden Massen und nach der Sorgfalt, die man ihrem Auftragen widmet, erlangt Email sehr verschiedene Haltbarkeit und Widerstandskraft. Die beste Ware wird erzielt, wenn man sowohl das Grund- als auch das Deckemail vor dem Auftragen schmelzt und aufs neue zerkleinert. Billigste, aber auch schlechteste Ware wird gewonnen, wenn die Grundmasse nicht geschmolzen, sondern nur innig gemischt auf die Ware aufgestrichen und die Deckmasse aufgestaubt (aufgepudert) wird.

Die Grundmasse besteht in der Hauptsache aus Kieselmehl und Borax mit Zusätzen von Feldspat, Magnesia, Ton oder Bleiweiß. Sie ist um so schwerer schmelzbar und zugleich um so widerstandsfähiger gegen chemische Angriffe, je mehr Kieselsäure sie enthält. Zur Steigerung der Strengflüssigkeit setzt man nach dem Einschmelzen und Vermahlen fein geschlämmten Ton, Feldspat oder Kieselmehl zu. Der Ton gibt ihr eine weiße Färbung, während Feldspat und Kieselmehl sie noch durchscheinend belassen. Erniedrigt wird der Schmelzpunkt durch Steigerung des Boraxgehaltes oder Zugabe von Bleioxid. Beide Bestandteile werden schon vor der ersten Schmelzung zugesetzt. Zur Herstellung von Grundmassen für Geschirrguß sind folgende Mischungen gebräuchlich¹⁾:

Schwerst schmelzbare Grundmasse 1.

Schmelze aus 30 Teilen abgeschrecktem Kieselmehl und 20 Teilen kristallisiertem Borax von 47,1% Wassergehalt wird vermahlen mit je 25—40% Kieselmehl und weißem Ton.

Schwerst schmelzbare Grundmasse 2.

Schmelze aus 30 Teilen Kieselmehl, 16,5 Teilen Borax, 3,5 Teilen Bleiweiß wird vermahlen mit 25—40 Teilen Kieselmehl, 20—25 Teilen Ton und 5—6 Teilen Magnesia. Diese Grundmasse ist mindestens eben so strengflüssig wie die Masse 1, sie läßt sich leichter auftragen und verbindet sich besser mit der nachfolgend aufgetragenen Deckmasse.

¹⁾ Nach Paul Randau: Die Fabrikation des Emails usw.

Schwer schmelzbare Grundmasse.

Schmelze aus 50 Teilen Kieselmehl und 30 Teilen Borax wird vermahlen mit 15 Teilen Kieselerde, 13 Teilen Ton und 1 Teil Magnesia.

Leicht schmelzbare Grundmasse (Feldspatmasse).

Schmelze aus 30 Teilen Kieselmehl, 25 Teilen Borax und 30 Teilen Feldspat wird vermahlen mit 10,75 Teilen Ton, 6 Teilen Feldspat und 1,25 Teilen Magnesia.

Feldspat-Bleioxydmasse von mittlerer Schmelzbarkeit.

Schmelze aus 30 Teilen Kieselmehl, 30 Teilen Feldspat, 12 Teilen kalzinierter Soda, 3 Teilen Bleiweiß und 15 Teilen Borax wird vermahlen mit 6,25 Teilen Feldspat, 11,75 Teilen Ton und 0,75 Teilen Magnesia.

Bittersalzmasse von mittlerer bis schwerer Schmelzbarkeit.

Schmelze aus 30 Teilen Kieselmehl, 10 Teilen Borax, 4 Teilen Magnesia, 1,75 Teilen Soda und 2,25 Teilen Bittersalz wird mit Kieselmehl (18% vom Gewicht der Schmelze) vermahlen.

Wenn eine Grundmasse leicht von der Eisenunterlage abspringt, hilft man sich durch Zusatz von Bittersalz; läßt sie sich nur schwierig aufstreichen, so fügt man ihr etwas Magnesia zu; ist sie zu hart geraten, gibt man ihr etwas Bleioxyd oder Kali oder ein Gemisch beider Körper, und ist ihr Schmelzpunkt zu niedrig, so schafft man durch einen Ton- oder Kieselmehlzusatz beim Vermahlen der Schmelze Abhilfe.

Zahlentafel 106.
Feldspatdeckmassen.

	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
	Teile							
Feldspat	40	27	40	30	20	30	37,5	40
Borax	34	28	28	20	26	35	40	35
Zinnoxid	15	20	8	14	13	20	25	26
Salpeter	6	—	1,5	5	1,5	14	15	8
Kohlensaures Ammoniak	—	3	—	—	—	—	—	—
Bittersalz	—	3	—	—	—	—	—	—
Magnesia	—	8	—	5	—	7,5	7,5	5
Ton	—	2	—	—	—	5	10	—
Soda	—	—	10	7	12	18	20	13
Kieselmehl	—	10	—	—	15	10	15	—

Sämtliche Massen vorstehender Zusammensetzung werden nach dem Schmelzen ohne Zusätze vermahlen.

Die Deckmassen oder Glasuren sind in der Hauptsache ähnlich zusammengesetzt wie die Grundmassen, sie unterscheiden sich nur durch ihren niedrigeren Schmelzpunkt und einen größeren Gehalt an undurchsichtig machenden oder weiß färbenden Körpern. Zur Hervorrufung anderer als weißer Farbtöne genügen neben weißfärbenden Stoffen ganz geringe Zusätze von Metalloxyden. Die Leichtschmelzbarkeit und Dünnschmelzbarkeit der Deckmasse darf ein gewisses Maß nicht unterschreiten, sonst erwächst die Gefahr ihrer Entmischung und Entfärbung. Wird eine Deckmasse längere Zeit in Fluß gehalten, so sinkt das weißfärbende, spezifisch schwerere Zinnoxid nach unten, die oberen Teile der Schmelze erhalten das Ansehen von getrübttem Glas und werden dadurch unwendbar. Das leichtere Knochenmehl wirkt in der Beziehung günstiger, ist aber für technisches Email nicht so empfehlenswert wie Zinnoxid, weil es die Glasuren spröder macht.

Man unterscheidet hauptsächlich Deckmassen mit oder ohne Feldspat, mit oder ohne Glas- oder Porzellanscherben und mit oder ohne Bleioxydzusätzen. Die früher sehr verbreiteten bleihaltigen Deckmassen sind für Geschirr- und Sanitätswaren zur Zeit in

Deutschland unter der Wirkung unserer Gesetzgebung völlig verschwunden¹⁾. Die überwiegende Mehrzahl deutscher Emailwerke stellt für derartige Waren selbst die Grundmassen völlig bleifrei her. Bleihaltige Massen finden im allgemeinen nur noch für Bau-, Dekorations- und Kunstemail Verwendung.

Feldspatfreie Deckmasse für Küchengeschirr²⁾.

Schmelze aus 37,5 Teilen Kieselmehl, 27,5 Teilen Borax, 30 Teilen Zinnoxid, 15 Teilen Soda, 10 Teilen Salpeter, 7,5 Teilen kohlen-saurem Ammoniak und 7 Teilen Magnesia wird mit 6,12 Teilen Kieselmehl, 3,66 Teilen Zinnoxid, 0,7 Teilen Soda und 0,7 Teilen Magnesia vermahlen.

Zahlentafel 107.

Deckmassen mit Porzellan- und Glasscherbenzusätzen.

Erste Schmelze	Bleifrei										Bleihaltig		
	1	2 ³⁾	3 ³⁾	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	Teile												
Kieselmehl	26	18	22	20	25	25	—	—	—	—	25	20	20
Glas	26	18	22	20	25	25	11	10,5	—	—	—	20	20
Porzellan	—	—	—	—	—	—	11	9	37,5	37,5	25	—	—
Borax	40	26	30,5	26	33,5	34	18	13,5	20,5	22,5	25	24	22,5
Zinnoxid	29	19,5	22	20	20,25	25	12	9	20	22,5	20	16	20
Soda	—	—	—	2	2,5	4	—	—	7,5	10	15	10	10
Pottasche	—	—	0,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Salpeter	14,5	9	10,5	10	12,5	12,5	8	4,5	7,5	10	—	—	10
Kreide	—	—	—	5	6,25	6,25	—	—	—	—	—	—	—
Magnesia	7,5	5,5	5	5	6,25	6,25	4	3	12,5	12,5	6	5	5
Ton	4	2,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Bittersalz	—	—	—	—	—	—	—	1,5	5	15	—	—	—
Kohlensaures Ammoniak	—	—	—	—	—	—	—	1,5	5	—	—	—	—
Bleioxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5
Bleiweiß	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	20	3	—

Mahlzusatz	Der Zusatz beträgt für Satz Nr.												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	‰ ³⁾			Teile									
Kieselmehl	18	1,8	1,8	3,5	4,5	10	3,8	30	34	13,5	6	6	16
Glaspulver	—	—	—	3,5	4,5	10	—	—	—	—	—	—	—
Porzellan	—	—	—	3,5	4,5	10	—	—	—	—	—	—	—
Borax	9	—	—	3,5	4,5	10,75	—	—	—	—	—	—	9
Zinnoxid	—	—	—	—	—	—	—	10	17,5	9,75	3,75	4	—
Soda	—	1,0	1,0	0,8	0,9	—	—	4,5	—	—	0,75	1	—
Magnesia	5,25	1,8	1,8	0,8	2,5	3,5	4	—	5	3	0,80	1	5
Kohlensaures Ammoniak	—	—	—	—	—	1	—	—	4	—	—	—	—
Borsäure	1,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Milchige, zu stark durchscheinende und daher zu wenig weiß wirkende Deckmassen erhalten beim nächsten Umschmelzen einen Zusatz von etwas Zinnoxid oder Knochenasche. Bei ungenügendem Glanze wird ein Teil des Borax durch Soda ersetzt, während eine Neigung zur Bildung feiner Haarrisse während des Erstarrens durch Zugabe von kohlen-saurem Ammoniak erfolgreich bekämpft wird. Fließt die Deckmasse infolge zu großer Dünnsflüssigkeit unregelmäßig über die Grundmasse, so gibt man ihr einen Zusatz von Magnesia, einen Zusatz von Bittersalz aber nur, wenn sie nicht kräftig genug sich mit der Grundmasse verbindet.

¹⁾ Das deutsche Reichsgesetz vom 1. Dezember 1888 bestimmt, daß der Emailbezug von Gefäßen, die zur Bereitung oder Aufbewahrung von Nahrungsmitteln dienen, an 25%ige Essigsäure, die eine halbe Stunde lang bei Kochhitze einwirkt, kein Blei abgeben darf.

²⁾ Nach Paul Randau: a. a. O.

³⁾ Die Massen Nr. 2 und 3 finden insbesondere für Kochgeschirre Anwendung.

⁴⁾ d. i. Prozente vom Gewichte des Schmelzutes.

Zahlentafel 108—111.
Amerikanische Emailmassen¹⁾.

Zahlentafel 108. Grund-Email.
Bestandteile der Frittmasse.

Flintfeuerstein	66,30	69,90	69,90	69,90	69,90
Borax	36,96	36,96	36,96	26,70	26,70
Natron-Salpeter	6,95	6,95	6,95	6,95	6,95
Kalzinierte Soda	—	—	—	9,88	3,04
Mennige	8,17	4,08	8,17	8,17	12,24
Borsäure	6,37	7,08	—	—	—

Je 100 Teile einer dieser feingemahlenden Frittmassen werden mit 15 Teilen Ton und 60 Teilen Wasser zum Auftragen angemacht.

Zahlentafel 109. Weißes Deck-Email.
Bestandteile der Frittmasse.

Feldspat	38,00	33,00	40,00	38,00	33,00
Feuerstein	12,00	12,00	—	12,00	12,00
Borax	10,90	24,52	54,50	24,52	24,52
Natron-Salpeter	6,20	6,20	5,95	6,20	6,20
Kalzinierte Soda	7,70	3,86	—	3,86	3,86
Mennige	21,60	21,60	10,30	16,42	16,42
Zinkoxyd	6,00	6,00	5,00	6,00	6,00
Flußspat	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50
Kryolit	5,00	5,00	—	5,00	10,00
Bariumkarbonat	—	—	4,50	—	—
Borsäure	—	—	8,85	—	—

Je 100 Teile einer dieser Frittmassen werden mit 5 Teilen Ton, 8 Teilen Zinnoxid und 45 Teilen Wasser streichfertig gemacht.

Zahlentafel 110. Einfaches farbiges Email.
Bestandteile der Frittmasse.

Feuerstein	47,70	—	—	—
Feldspat	—	47,05	47,05	47,05
Borax	36,96	50,57	36,94	23,32
Natron-Salpeter	6,95	4,63	4,63	4,63
Mennige	30,81	22,71	22,71	22,71
Kalzinierte Soda	—	3,90	7,64	11,42

Je 100 Teile einer dieser feingemahlenden Frittmassen werden mit 45 Teilen Ton, Farbe nach Bedarf und 45 Teilen Wasser streichfertig angemacht.

Zahlentafel 111. Einfaches weißes Email.
Bestandteile der Frittmasse.

Feldspat	45,05	45,05
Borax	50,57	39,67
Natron-Salpeter	4,63	4,63
Mennige	22,71	22,71
Kalzinierte Soda	3,85	6,87
Antimonoxyd	2,06	2,00
Kryolyt	—	4,00

Je 100 Teile einer der beiden feingemahlenden Frittmassen werden mit 4 Teilen Ton, 4 Teilen Zinnoxid und 45 Teilen Wasser streichfertig angemacht.

¹⁾ Nach R. R. Danielson: Foundry 1924. S. 322.

Eine Verminderung der Boraxmenge macht die Schmelze strengflüssiger, während eine Erhöhung des Boraxgehaltes die Widerstandsfähigkeit des Emails gegen chemische Angriffe herabsetzt. Ein Zusatz von Kali macht die fertige Emailmasse weich, Zusätze von Natron erhöhen ihren Glanz.

In Zahlentafel 106 sind die Zusammensetzungen verschiedener Feldspatdeckmassen, in Zahlentafel 107 die von Deckmassen mit Porzellan- und Glasscherbenzusätzen aufgestellt. In den Zahlentafeln 108—111 wird die Zusammensetzung einer Reihe in amerikanischen Gußemaillierwerken verwendeter Emailmassen angegeben. Diese Zahlen vermögen ein zutreffendes Bild der gegenwärtig dort geübten Praxis zu geben, da sie das Ergebnis eingehender Ermittlungen in einer sehr großen Reihe amerikanischer Betriebe sind.

Schmelzen der Emailmassen.

Zum Schmelzen der Emailsätze verwendet man entweder besondere Porzellantiegel oder Hessische Tiegel¹⁾. Tiegel aus gewöhnlichem Porzellan würden infolge des hohen Gehaltes an Feldspat der zum Schmelzen von strengflüssigem Email erforderlichen Hitze nicht widerstehen. Sie müssen aus einer Porzellanmasse angefertigt werden, deren Gehalt an Feldspat äußerst niedrig, an Porzellanerde dagegen möglichst hoch ist. Solche Tiegel bewähren sich vorzüglich; sie überziehen sich bei der ersten Schmelzung mit einer dünnen Glasur, die bei weiteren Schmelzungen nicht mehr angegriffen wird und daher das schmelzende Email vor chemischen Einflüssen aus der Masse der Tiegelwandung durchaus schützt. Auch die Hessischen Tiegel erhalten nach der ersten Schmelzung eine Glasur, durch die spätere Schmelzmassen gegen chemische Wirkungen aus den Tiegelwänden einigermaßen geschützt werden. Trotzdem bleibt aber die Gefahr eines Übertrittes des im Stoffgemenge Hessischer Tiegel nie fehlenden Eisenoxydes in die Schmelzmassen bestehen, insbesondere während der ersten Schmelzungen. Da zudem diese Tiegel von Emailmassen, die reich an Basen, z. B. Soda, sind, stark angegriffen werden, müssen für manche Emailarten, insbesondere für die feinsten, rein weißen oder klar helltönig gefärbten Sorten, die teuren Porzellantiegel vorgezogen werden.

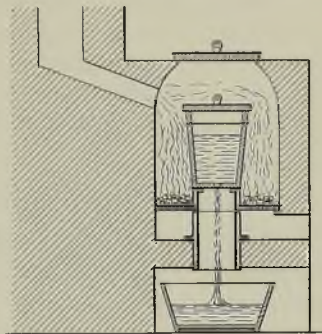


Abb. 564. Einrichtung zum Schmelzen von Emailflüssen.

Zur Erreichung der längsten Lebensdauer bedürfen die Tiegel einer gleich sorgfältigen Vorwärmung und Behandlung, wie die zur Herstellung von Tiegelstahl verwendeten Gefäße²⁾. Insbesondere kommt es darauf an, sie vor schroffen Wärmeschwankungen zu bewahren. Zu dem Zwecke werden sie vorsichtig erwärmt, dauernd gleichmäßig im Feuer gehalten und das Schmelzgut vor Aufgabe in die Tiegel in flachen, aus feuerfesten Stoffen gefertigten, schaufelartigen Gefäßen bis nahezu auf den Schmelzpunkt erhitzt.

Abb. 564 zeigt die Anordnung eines Schmelzofens und läßt zugleich die Vorkehrungen zur Entleerung des Schmelztiegels erkennen. Ein dreiteiliger feuerfester Zylinder trägt den Tiegel und sperrt zugleich den Raum unterhalb des Rostes von einer Kammer am Boden des Ofens ab, in der sich ein mit Wasser gefülltes Gefäß zur Aufnahme des geschmolzenen Emails befindet. Die Tiegel haben in der Mitte ihres Bodens eine nach unten zu sich kegelförmig verengende Öffnung, die während des Schmelzens durch einen Pfropfen aus feuchtem Quarzmehl, dem etwas Gummi beigemischt wurde, verschlossen ist. Bei Tiegeln zum Schmelzen von Grundmasse ist die Öffnung an der engsten Stelle etwa 7 mm, bei solchen für Deckmasse 2—3 mm weit. Man muß sich hüten, den Verschluspfropfen größer als unbedingt erforderlich zu machen, sonst kann die in ihm enthaltene Feuchtigkeitsmenge den heißen Tiegel in Gefahr bringen.

¹⁾ Bez. Zusammensetzung der Hessischen Tiegel vgl. Bd. I, S. 573; Grundmassen werden mitunter auch in eisernen Trögen im Muffelofen geschmolzen, vgl. Gieß.-Zg. 1915. S. 49.

²⁾ Näheres hierüber s. S. 19 ff.

Der Tiegel wird bis zum Rande mit Schmelzmasse gefüllt und mit einem gut passenden Deckel geschlossen. Dann bringt man eine 4—5 cm hohe Schicht von glühendem Brennstoff rings um ihn auf den Rost¹⁾ und füllt frischen Koks bis zum Rande des Tiegels auf. Der durch die Wirkung der Hitze beträchtlich zusammensinkende Tiegelinhalt wird ebenso wie die Koksmenge wieder ergänzt. Das jeweilige Öffnen und Schließen des Tiegels muß rasch und gewissenhaft vorgenommen werden, sonst ist eine Beeinflussung seines Inhaltes durch die Feuergase unvermeidlich. Der Flüssigkeitsgrad der Schmelzmasse wird durch Eintauchen eines mit strengflüssigem Email bezogenen Eisenstabes geprüft und der Verschlußpfropfen mit einem zugespitzten Eisenstabe durchgestoßen, sobald die Masse dünnflüssig genug geworden ist. Sie fließt dann in das Gefäß am Boden des Ofens ab und erlangt infolge der plötzlichen Abschreckung im kalten Wasser eine Sprödigkeit, die das folgende Zerkleinern erleichtert²⁾.

Emailmassen, die beim ersten Umschmelzen mißfarbig geworden sind, werden unter Zusatz eines Entfärbungsmittels ein zweites Mal, mitunter selbst ein drittes Mal umgeschmolzen. Das gleiche wird notwendig, wenn die Emailmasse nicht gleichmäßig dicht, sondern mit Bläschen durchzogen ausfällt. Dem letzten Übelstande kann durch eine etwa 10 Minuten währende Überhitzung des bereits flüssig genug gewordenen Emails vorgebeugt werden.

Das im Wasser abgeschreckte Email wird unter Zusatz von Wasser zu feinstem Mehl vermahlen. Das Mahlen muß mit größter Sorgfalt ausgeführt werden, denn jedes einzelne gröbere Körnchen kann eine Fehlstelle im Email zur Folge haben. An der Stelle solcher Körnchen entstehen Blasen, die durch chemische und mechanische Einflüsse leicht geöffnet werden, so daß dann die Eisenunterlage allen Angriffen preisgegeben ist.

Vorbereitung der Gußware zum Emaillieren.

Schon bei der Herstellung des Gusses ist auf das folgende Emaillieren Rücksicht zu nehmen. Das Eisen soll möglichst feinkörnig und graphitarm und seine Oberfläche gleichmäßig glatt und frei von Kohleteilchen sein. Je graphitärmer das Eisen ist, desto besser haftet das Email, darum geben auch dünnwandige Gußstücke, die beim Guß im allgemeinen mehr abschrecken als starkwandige, vorzüglichere Emaillierungen. Bei der Aufbereitung des Formsandes darf kein Steinkohlenstaub verwendet werden, und das Stauben der nassen Formen³⁾ muß mit gepulvertem Ton geschehen, denn bei Verwendung von Kohlenstaub bleiben in der Gußhaut Kohleteilchen zurück, die der Emaillierung hinderlich sind. An Stellen, die mit dem Meißel von der Gußhaut entblößt wurden, haftet das Email schlecht, man bringt daher die Anschnitte der Eingußtrichter so an, daß sie noch warm tadellos abgebrochen werden können. Die Bruchstelle überzieht sich dann mit einer rauheren Oxydschicht, die dem Email eine bessere Unterlage gewährt.

Der mit Bürsten gründlich gereinigte Guß wird zunächst durch eine Beize von den an der äußersten Oberfläche haftenden Oxyden befreit und dann durch Scheuern vollends zum Emaillieren vorbereitet. Als Beizmittel für Gußeisen dient heute fast ausschließlich Schwefelsäure, die im Verhältnis von 1 zu 20 oder zu 22 mit Wasser verdünnt wird (siehe S. 569), oder nach Sorel⁴⁾ ein Gemenge aus 96 Teilen verdünnter Schwefelsäure von 10° Bé und 4 Teilen Zinnsalz (SnCl_2). In beiden Fällen ist ein kleiner Zusatz von Dr. Vogels Sparbeize von Vorteil.

Die Arbeit des Emaillierens.

Die gewöhnlich mit dem Mahlwasser aufbewahrte Grundmasse bildet eine dicke, zähflüssige bis teigige Masse, die erst durch gründliches Verrühren mit einer allmählich

¹⁾ Am besten eignet sich guter Koks. Holzkohle ist zu teuer, und andere Brennstoffe werden durch ihre Abgase gefährlich.

²⁾ Weitere Emailschmelzöfen werden beschrieben in Gieß.-Zg. 1915. S. 49, 67.

³⁾ Gußstücke aus getrockneten, mit Graphit geschwärmten Formen sind zum Emaillieren ungeeignet.

⁴⁾ Dingler Bd. 57. S. 446.

zugesetzten ausreichenden Wassermenge streichfertig gemacht wird. Der Vorgang des Auftragens ist recht einfach. Das Arbeitstück wird mittels einer Bürste mit Emailmasse bestrichen und zur Erzielung einer gleichmäßigen Verteilung der aufgetragenen Schicht mit einem Holzhammer angeschlagen. Dann stellt man es auf zwei wagerechte Träger, so daß die überschüssige Masse in ein untergestelltes Gefäß ablaufen kann. Bei recht geübter Arbeit läßt sich die richtige Emailmenge so genau treffen, daß nichts abläuft und die Gegenstände unmittelbar nach dem Anstreichen in die Trockenkammer gebracht werden können. Im Trockenraum befinden sich Gestelle, die es ermöglichen, die Waren allmählich höher zu stellen und so einer wachsenden Hitze zu unterwerfen. Zum Schlusse gelangen die Abgüsse zur Vertreibung der letzten Wasserspuren auf eine nahezu rot-glühende Platte des Trockenraumes. Die ganz allmähliche Steigerung der Trockenwärme ist von großer Bedeutung für den guten Ausfall der Emaillierung. Erfolgt die Wärmersteigerung zu rasch, so sind Risse in Email die unausbleibliche Folge.

Wenn der Emailbezug infolge des Trockenvorganges so fest auf seiner Unterlage haftet, daß er sich mit dem Daumnagel kaum noch abkratzen läßt, ist er zum folgenden Einbrennen, das in der Erhitzung bis zum beginnenden Schmelzen der aufgetragenen Schicht besteht, genügend vorbereitet. Die Grundmasse darf nur zum Sintern, keinesfalls aber zum vollständigen Schmelzen gebracht werden, sonst würde sie ihrer Aufgabe, eine ausgleichende Schicht zwischen dem Eisen und der Deckschicht zu bilden, nicht mehr entsprechen.

Emaillieröfen.

Das Einbrennen des Emails erfolgt in Muffeln aus feuerfestem Ton, seltener aus Gußeisen, die ringsum von heißen Gasen umspült werden. Infolge ihres einfacheren, leichter zu beherrschenden Betriebes werden heute noch häufig Öfen mit unmittelbarer Feuerung vorgezogen, doch haben auf verschiedenen großen Emaillierwerken Anlagen mit Gasfeuerung schon erfolgreich Eingang gefunden. Abb. 565 zeigt einen Muffelofen mit unmittelbarer

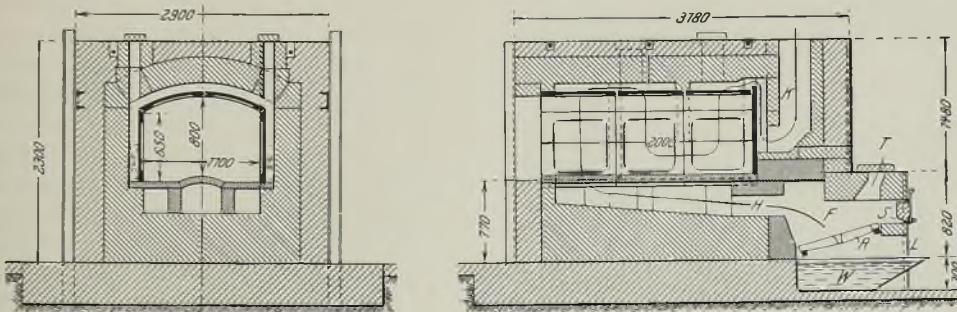


Abb. 565. Ein-Muffel-Emaillierofen mit unmittelbarer Feuerung.

Feuerung¹⁾, der im wesentlichen aus Schamottesteinen und einem Mantel aus rotem Ziegelmauerwerk besteht. Die Muffel ist aus Schamotteplatten zusammengesetzt und an der vorderen, offenen Seite mit einer Vorsetzplatte verschließbar. An der Rückseite befindet sich ein Feuerkasten F mit schrägem Rost R und Fülltrichter T. Als Brennstoff kann Koks, nicht backende Steinkohle oder Braunkohle dienen. Die Füllöffnung wird während des Betriebes ständig voll Brennstoff gehalten, so daß durch sie keine Verbrennungsluft in praktisch wirksamer Menge in die Feuerung gelangen kann. Der Brennstoffverbrauch soll während 24 stündigen Betriebes nicht mehr als 450 kg Koks oder guter Steinkohle betragen. Unter der Voraussetzung, daß für Grundemail 15—30 Minuten und für Deckemail 20—50 Minuten, je nach Größe und Gewicht des Emailliergutes, benötigt werden, beträgt die Leistungsfähigkeit des Ofens (Muffel 1100/650/800/2000 mm i. L.) in 24 Stunden 1450—2700 kg zweimal emaillierte Gußwaren.

¹⁾ Nach Ernst A. Schott: Stahleisen 1910, S. 1550.

Nicht selten sind in einem Ofen zwei oder drei Muffeln vereinigt. Abb. 566 läßt einen zweimuffeligen Ofen mit Gasfeuerung¹⁾ erkennen. Beide Muffeln erhalten das Gas von einem gemeinsamen Gaserzeuger. Die Abgase durchziehen wechselweise die rechte oder linke Kammer unter den Muffeln und geben dabei ihre Wärme an das Füllmauerwerk ab. Während die eine Kammer von den Abgasen durchzogen wird, dient die andere zur Erhitzung der Verbrennungsluft, die in entgegengesetzter Richtung wie die Abgase, also

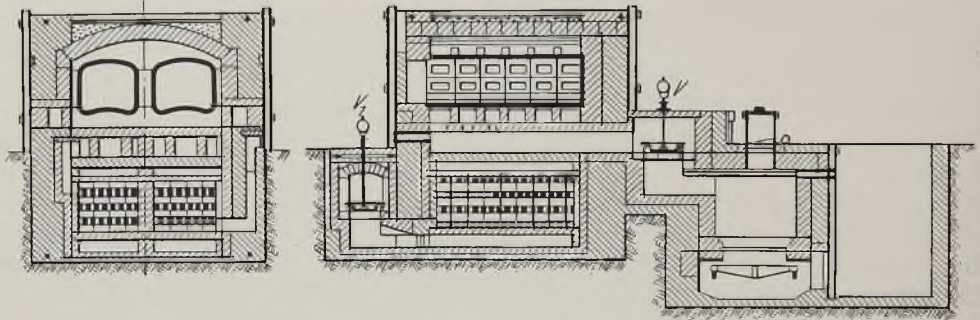


Abb. 566. Doppelmuffel-Emallierofen mit Gaserzeuger und Gasvorwärmung.

von unten nach oben, durch die Kammer strömt. Die zu emallierenden Abgüsse werden in die kältere Muffel eingesetzt, dann wird der Muffel Brenngas zugeführt. Nach Beendigung des Brennens wird der Gasstrom umgestellt und die inzwischen frisch beschickte zweite Muffel dem Feuer ausgesetzt. Auf diese Weise läßt sich der Feuerbetrieb dem Bedürfnis des Brennens gut anpassen. Einfache Muffelöfen werden so betrieben, daß die Muffel beim Einsetzen der Ware vorne kirschrot, rückwärts hellrot erglüht. Das Emalliergut wird vorne eingesetzt und allmählich nach dem heißeren rückwärtigen Teil der Muffel geschoben. In dreimuffeligen Öfen sind die Muffeln wagerecht nebeneinander angeordnet, so daß die eine als Vorwärm-, die zweite als Glattbrand- und die dritte als Abkühlmuffel dienen kann²⁾.

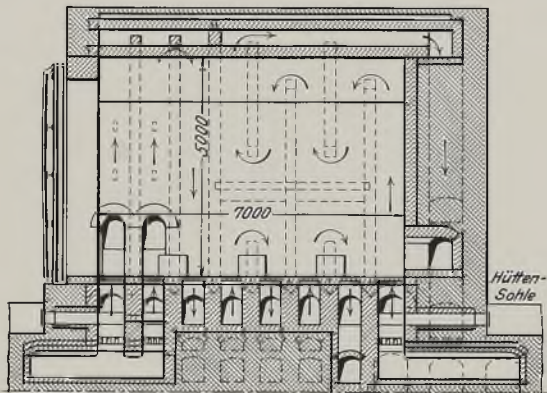


Abb. 567. Groß-Emallierofen, mit Preßluft und Preßgas arbeitend.

zu emallierenden Gegenstände zählen Bottiche der Brauindustrie. Ein hierfür in Deutschland gebauter Ofen hat in der Glühkammer 7 m Länge, 5 m Höhe und 5,5 m Breite. Die Grundlagen seiner Bauart sind der Abb. 567 zu entnehmen. Der Ofen wird mit Gas geheizt, das in einer eigenen Gaserzeugeranlage hergestellt wird³⁾.

Die Einbrennwärme liegt im allgemeinen bei heller Rotglut, die Einbrennzeit zwischen 15 und 20, im allgemeinen aber nicht über 25 Minuten. Zur Herstellung besonders schwer schmelzbaren Grundemails muß aber mitunter auch Weißglühhitze erreicht werden. Kleine Waren, besonders niedrige Schalen, Kasserollen und ähnliches

¹⁾ Stahleisen 1910. S. 1554.

²⁾ Abbildungen nebst kurzen Beschreibungen weiterer Emallieröfen s. Stahleisen 1915. S. 424 u. f.

³⁾ Nach W. Scheel: Gieß.-Zg. 1921. S. 239.

flaches Geschirr, können während des ganzen Einbrennens am Boden der Muffel stehen bleiben. Größere Gefäße, wie Kochtöpfe, Waschkessel und Pfannen für die chemische Industrie, müssen nach dem Sintern der auf ihren unteren Teilen aufgetragenen Grundmasse wiederholt gedreht und gewendet werden, damit die Emailmasse auf der ganzen Höhe gleichmäßig einbrennt.

Die Grundmasse darf nach einem guten Verlaufe des Einbrennens selbst bei starkem Reiben mit den Fingern nicht mehr abfärben, und die Einzelteilchen der Masse müssen unter einem starken Vergrößerungsglas, wenn auch etwas rundgeschmolzen, noch deutlich erkennbar sein.

Bei dem Einbrennen werden alle emailfreien Flächen der Abgüsse mit einer Schicht von Eisenoxyduloxyd bezogen, die vor dem Auftragen der Deckmasse mit Stahldrahtbürsten oder durch Abreiben mit Putzlappen und Scheuersand oder auch mit einem Sandstrahle entfernt wird. Das Auftragen der feuchten Deckmasse geschieht dann in der gleichen Weise wie das der Grundmasse. Je nach dem Feuchtigkeitsgrade der Deckmasse muß die Ware mehr oder weniger sorgfältig getrocknet werden, ehe sie der Hitze der Brennmuffel unterworfen wird. Die Emaillierung fällt um so schöner aus und wird um so dauerhafter, je dünner die Deckmasse aufgetragen wird; ihre Schicht muß aber immerhin stark genug sein, um vollständig deckend zu wirken. Da Glasurmassen mit Zinnoxid wesentlich deckkräftiger als solche mit Knochenmehl sind, müssen Massen letzterer Art von vornherein dickflüssiger angemacht werden.

Das Einbrennen der Glasur erfordert noch weitergehende Sorgfalt als das der Grundmasse, insbesondere muß die Erhitzung der Muffel gewissenhaft beobachtet und die richtige, wesentlich niedriger gelegene Temperatur genau eingehalten werden. Heute bieten verschiedene Wärmemeßapparate ¹⁾ hierzu wertvolle Hilfsmittel, früher bediente man sich oft eines kleinen Tiegels, der mit einigen Stückchen Messing gefüllt in die Muffel gestellt wurde. Sobald das Messing zu schmelzen begann, war die richtige Temperatur zum Einbrennen der Deckmasse erreicht.

Die Gegenstände in der Muffel müssen häufiger als beim Einbrennen der Grundmasse umgelegt und gedreht werden, wenn die geschmolzene Glasur nicht ungleichmäßig von den Gußstücken ablaufen soll. Sobald die Deckmasse ganz geschmolzen ist, wird die Ware aus der Muffel gezogen und in eine andere, anfangs auf dunkle Rotglut erhitzte Muffel gebracht, mit der sie dann gleichmäßig abkühlt.

Weißes Email erscheint während des Glühens gelb und wird erst bei fortschreitendem Erkalten rein weiß. Wenn die Schmelzhitze zu gering war oder ihr der Guß zu kurze Zeit ausgesetzt worden ist, erhält die Glasur dunkle, glanzlose Flecken, die beseitigt werden, indem man die fehlerhaften Stücke aufs neue in die Brennmuffel einsetzt. War dagegen die Schmelzhitze zu groß, so zeigen sich an der erkalteten Glasur blasige und merklich dünnere Stellen. Bei zu langer Wirkung der Hitze kann es auch vorkommen, daß Grund- und Deckmasse zu einem einheitlichen Gemenge verschmelzen und dann mehr oder weniger vom eisernen Untergrunde abspringen. In allen Fällen von Überhitzung muß die Emailmasse durch Abklopfen mit einem scharfen Hammer entfernt und völlig erneuert werden.

Herstellung einiger Sonderemails.

Das Granitemail zeigt die Farbe und Zeichnung von geschliffenem Granit. Es wird hergestellt durch Auftragen und Einbrennen einer weißen oder gelblichen Grundmasse, auf der man mit Hilfe eines Zerstäubers feinste Tröpfchen graublauer oder graurötlicher, leicht schmelzbarer Deckmasse verteilt. Nach dem Einbrennen der aufgespritzten Teilchen wird noch eine dünne Schicht sehr leicht schmelzbarer, farbloser Deckmasse aufgetragen und eingebrannt.

Durch das sog. Umdruckverfahren können bunte Zeichnungen und Bilder in Emailmasse auf eisernen und anderen schwer schmelzbaren Metallen ausgeführt werden. Die Zeichnungen werden auf sehr dünnem, aschearmem Papier in Farbendruck hergestellt.

¹⁾ Siehe Bd. I, S. 540ff.

Zur Ausführung des Farbendruckes verwendet man Emailfarben, die aus sehr leicht schmelzender Deckmasse bestehen, der einer der auf Seite 585 angeführten farbgebenden Körper beigefügt ist. Im allgemeinen bestehen solche Deckmassen aus einem rein weiß wirkenden Salze, das erst durch Zusatz eines Farbkörpers umgefärbt wird. Zur Ausführung des Verfahrens wird auf weiß oder helltönig emaillierte Flächen das auf der Bildseite schwach angefeuchtete Papier ganz glatt angelegt. Dann läßt man es austrocknen und brennt die Farben bei einer Wärme ein, die eben ausreicht, um sie zum Schmelzen zu bringen.

Mittels der sog. Eisenglasur werden Wasserleitungsröhren gegen die zerstörenden Wirkungen nassen Erdreiches, insbesondere auch gegen vagabundierende elektrische Ströme, geschützt. Die Emailmasse besteht aus 130 Teilen gepulvertem Kristallglas, 20,5 Teilen Soda und 12 Teilen Borsäure. Die in gewöhnlicher Weise gereinigten und gebeizten Röhren werden mit einem Klebemittel, meistens mit arabischem Gummi, bestrichen und durch Aufsieben mit einer dünnen Schicht von Glasurmehl versehen, die man bei 150° trocknet und dann bei Rotglut einbrennt.

Röhren zur Förderung saurer Grubenwässer werden zum Schutze gegen die chemischen Angriffe der Wässer immer häufiger mit Innenemaillierung versehen. Die Grundmasse besteht aus 34 Teilen Quarz, 15 Teilen Borax und 2 Teilen Soda, während sich die Deckmasse aus 34 Teilen Feldspat, 19 Teilen Quarz, 24 Teilen Borax, 16 Teilen Zinnoxid, 4 Teilen Flußspat, 9 Teilen Soda und 3 Teilen Salpeter zusammensetzt. Die Röhren werden blank gebeizt, mit zylindrischen Bürsten gereinigt und mit ähnlichen Bürsten mit einem Brei der Grundmasse bestrichen. Das Einbrennen geschieht in Muffeln, die einige Röhren nebeneinander aufnehmen können und in denen die Röhren auf scharfkantigen, halbmondförmigen Untersätzen ruhen. Während des Einbrennens werden die Röhren allmählich um ihre Längsachse gedreht. Beim Einbrennen der Deckmasse muß das Drehen der Röhren mehrmals wiederholt werden, sonst würde die Glasurschicht ungleichmäßig dick ausfallen. Die Grundmasse wie die Deckmasse sind besonders schwer schmelzbar. Beide erfordern starke Weißglühhitze, die bei der Grundmasse etwa 30, bei der Deckmasse 20 Minuten lang wirken muß. Die fertigen Röhren werden noch warm außen mit einem Teeranstrich versehen.

Literatur.

- Randau, Paul: Die Fabrikation des Emails und das Emaillieren. 4. Aufl. Wien und Leipzig 1909.
 Bock, B.: Die Stellmittel in der Emailletechnik. Chem.-Zg. 1909. 30. Jan. S. 109.
 Grünwald, Jul.: Über das Glühen und Beizen der fertigen Eisenrohware in der Emailindustrie. Stahleisen 1909. S. 137.
 Schlemmer, J.: Über die gebräuchlichsten Emaillierverfahren. Gieß.-Zg. 1910. S. 237.
 Schott, Ernst A.: Muffelöfen für Emaillierwerke und andere industrielle Zwecke. Stahleisen 1910. S. 1549.
 Nagel, O.: Über einige amerikanische Emaillieröfen. Chem.-Zg. 1914. S. 801.
 Skamel, Emil: Aus der Praxis der Gußeisenemaillierung. Gieß.-Zg. 1914. S. 585, 606; 1915. S. 49, 67.
 Kraze, Fritz: Zeitgemäße Erzeugung emaillierter Gußwaren. Gieß.-Zg. 1919. S. 1 u. 22.
 Beyer, Hans: Praktische Winke für das Emaillieren von Gußeisen. Gieß.-Zg. 1921. S. 53, 71, 91.
 Kraze, Fritz: Emaillieren von Gußstücken. Vortrag. Auszugsw. Stahleisen 1921. S. 1543.
 Danielson, R. R. und H. P. Reinecker: Naßemail für Gußeisen. Technologic Papers of the Bureau of Standards 1923. Nr. 246. Deutscher Auszug von C. Irresberger: Stahleisen 1924. S. 760.
 Liebing, P.: Das säurebeständige Email und seine industrielle Anwendung im Apparatebau. Berlin 1923.

Verschiedene Verfahren.

Teeren.

Größere Gußwaren, insbesondere Gas- und Wasserleitungsröhren und Abgüsse für Kanalisationszwecke werden zum Schutze gegen Rost mit einem Überzug von Teer versehen. Der Überzug soll klebfrei sein und darf keine Neigung zum Abblättern haben. Der Teer muß deshalb von Wasser und leicht flüssigen Bestandteilen, wie Benzol, Toluol

und ähnlichen Verbindungen, frei sein und warm auf das vorgewärmte Gußstück aufgetragen werden. Ein Zusatz von 5—10% Asphalt verleiht der Teerschicht eine glattere Oberfläche und guten Glanz. Zur Beförderung des raschen Eintrocknens setzt man dem flüssigen Teer mitunter etwas gebrannten Kalk oder Koksasche zu. Beide Stoffe sind aber von recht zweifelhaftem Werte und bei gut gereinigtem Teer durchaus überflüssig.

Vor dem Auftragen wird der Teer bis zur guten Dünflüssigkeit vorgewärmt, während man die Abgüsse auf eine Temperatur von etwa 150—300° bringt. Der Teer dringt infolge der Vorwärmung besser in die Poren der Gußhaut, die haftenbleibende Schicht wird gleichmäßig dünn und trocknet rasch und vollständig ein. Höhere Erwärmung der Abgüsse führt zur Entflammung des Teerbades und macht die Teerschicht durch teilweise Verbrennung mürbe. Der Teer wird entweder mit Bürsten aufgetragen, oder man taucht das ganze Gußstück in ein Teerbad. Im Großbetrieb ist das letztere Verfahren allein üblich.

Die Teerungsanlagen (Teerereien) befinden sich wegen der unvermeidlichen Teerdämpfe und Rauchschwaden in der Regel im Freien und werden nur durch ein Dach gegen Witterungseinflüsse geschützt. Sie bestehen aus einem Ofen zum Vorwärmen der Abgüsse, einem Bottich für den Teer, einer Vorrichtung zum Abtropfen der frisch geteerter Ware und einem Hebezeug zu ihrer Handhabung. Die Vorwärmöfen werden ähnlich wie Gießerei-Trockenkammern ausgeführt und in ihren Abmessungen der Art und Menge des zu teerenden Gusses angepaßt. Die nötige Wärme wird von Torf-, Koks-, Halbgas- und Gasfeuerungen geliefert. Vorzuziehen sind möglichst staubfreie Feuerungen, denn Staub- oder Rußschichten sind dem guten Einbrennen des Teerbezuges hinderlich. Die Öfen werden entweder zum Aus- und Einfahren mit Gleiswagen eingerichtet, oder man trifft Vorkehrungen, um die Waren, z. B. Gas- oder Wasserleitungsröhren, durch den Ofen zu rollen. Im letzteren Falle erhalten die Öfen an der Vorder- und Rückseite aufziehbare Türen, und ihr Boden wird mit Schienen belegt, auf denen die Rohre weiter gerollt werden.

Einen Teil der Abgase vom Vorwärmofen leitet man unter den Teerbottich, so daß der Teer fast kostenlos vorgewärmt und beliebig dünnflüssig gehalten werden kann. Von Zeit zu Zeit soll der Teerbottich geleert, gereinigt und mit neuem Teer gefüllt werden, sonst leidet die Güte der Teerschicht infolge des sich allmählich sammelnden Staubes und Schmutzes.

Kleine Abgüsse werden in Scheuertrommeln, größere durch Abbürsten von Rost und überschüssigem Graphit befreit und dann in den Vorwärmöfen gebracht. Beim Betriebe von Scheuertrommeln muß darauf geachtet werden, daß mit den anhaftenden Verunreinigungen nicht auch die Gußhaut abgescheuert wird, denn der Teer haftet an ihr besser als am blanken Eisen. Sobald die Abgüsse im Vorwärmofen die erforderliche Wärme erreicht haben¹⁾, bringt man sie aus dem Ofen, taucht sie etwa 20 Sekunden lang in das Teerbad und setzt sie auf die Abtropfbühne, die etwas geneigt zum Teerbottich angelegt zu sein pflegt, damit der ablaufende Teer von selbst in den Behälter zurücklaufen kann. Waren die Abgüsse zu wenig vorgewärmt, so brennt der Teer nicht genügend ein, die Teerschicht bleibt klebrig und wird von fließendem Wasser leicht etwas gelöst, was insbesondere bei Wasserleitungsröhren zu unangenehmen Folgen führen kann. Eine zu starke Erhitzung läßt dagegen die Teerschicht mehr oder weniger verbrennen. Sie kann dann mit einer Bürste leicht abgerieben werden und genügt den Ansprüchen der Praxis in keiner Weise. Wenn Röhren wagerecht in das Teerbad getaucht werden, muß für gelinde Neigung eines Rohrendes gesorgt werden, sonst verhindern große Luftblasen die Berührung eines Teiles der Innenwände mit dem Teer. Beim richtigen Eintauchen zeigen aufquirlende Luftblasen das Eindringen des Teers an. Man hat auch versucht, große Röhren senkrecht in das Teerbad zu tauchen.

In einer sehr großen amerikanischen Druckröhrengießerei taucht man die fertigen Rohre stehend in nahezu kochendes Wasser, dessen Wärme sie schon nach wenig Minuten

¹⁾ Vielfach ist es noch gebräuchlich, den Wärmegrad durch Anspucken der Rohre festzustellen; trocknet der Speichel nach kurzem Aufkochen rasch ein, so hat der Guß die richtige Wärme. Dieses recht bequeme Verfahren dürfte vorteilhafter durch Pyrometer ersetzt werden.

annehmen. Man hebt sie dann stehend aus und läßt sie etwa $\frac{1}{2}$ Minute lang hängen, wobei das mitgerissene Wasser vollständig verdampft. Schließlich taucht man die Rohre wiederum stehend bündelweise in hohe Teergefäße, aus denen sie sofort wieder ausgezogen werden, um dann in sehr kurzer Zeit freihängend zu trocknen. Natürlich ist der Teer so zusammengesetzt, um bei der geringen Wärmewirkung dieses Verfahrens klebfrei einzutrocknen.

Soll ein Abguß zum zweiten Mal geteert werden, so ist es zur Erreichung eines einwandfreien Bezuges unbedingt erforderlich, erst die ursprüngliche Teerschicht durch starkes Erhitzen und nachfolgendes Abbürsten gründlich zu entfernen.

Anstreichen.

Gußwaren erhalten, falls sie nicht auf andere Weise geschützt werden, in vielen Fällen zur Begegnung der Rostgefahr und zur Verschönerung einen Farbanstrich. Erfahrungsgemäß ist reiner Leinölfirnis das beste Lösungs- und Bindemittel für alle zu Eisenanstrichen geeigneten Farbkörper. Reiner Leinölfirnis bildet eine feste, elastische, jahrelang haltbare und für Nässe undurchdringliche Schicht, während Zusätze von Harzöl oder anderen billigen Ersatzmitteln den Anstrich spröde machen und zu vorzeitiger Rißbildung führen.

Trägt man auf einer Glastafel Leinölfirnis in dünner Schicht auf, so trocknet er schon nach wenigen Tagen zu einer dünnen, am Glase so fest haftenden Haut ein, daß es eines sehr kräftigen Aufdrückens des Daumennagels bedarf, um davon etwas abzukratzen. Das Leinöl trocknet um so rascher ein, je dünner die aufgetragene Schicht ist. Wird nach dem Eintrocknen des ersten Anstriches ein zweiter, dritter usw. gemacht, so entsteht schließlich eine feste und zähe Schicht von beträchtlicher Dicke, die sehr lange Zeit den Einflüssen von Wind und Wetter ausgesetzt werden kann, ehe die ersten, dem bewaffneten Auge wahrnehmbaren Haarrisse erscheinen.

Das Verhalten des Leinöles auf der Glastafel weist darauf hin, wie ein Schutzanstrich auf Eisen am zweckmäßigsten auszuführen ist. Man wärmt den Leinölfirnis etwas an, wodurch er so dünnflüssig wird, daß die feinsten Schichten aufgetragen werden können; je dünner die erste Schicht ist, desto vollkommener kann sie allen Unebenheiten der Eisenoberfläche folgen und desto weniger wird sie in Gefahr geraten, bei einer Bewegung des Eisens infolge Abkühlung oder Erwärmung Risse zu bilden. Nachdem der erste Anstrich trocken geworden ist, trägt man in derselben Weise einen zweiten und dritten, je nach der Vollkommenheit des Schutzes, der erreicht werden soll, auch noch weitere Anstriche auf.

Wiederholter Anstrich mit reinem Leinöl gewährt den besten Rostschutz, und sämtliche im Laufe der Zeiten empfohlenen und verwendeten Zusätze konnten nur der Farbwirkung und billigeren Verdickung der Anstrichschicht dienen. Man setzt dem Leinölfirnis Stoffe zu, die ihn chemisch nicht beeinflussen z. B. Graphit, Schwerspat, Ton, Magnesia und Eisenoxyd, oder aber Körper, die im Laufe der Zeit mehr oder weniger chemisch wirken. Bleioxyd und Mennige sind die wichtigsten Stoffe der letzteren Art; sie bilden mit den Fettsäuren des Leinöls allmählich seifenartige Verbindungen. Diese Verbindungen haben gegen die Einwirkung von Luft und Feuchtigkeit keine größere Widerstandsfähigkeit als eingetrocknetes Leinöl, weshalb die billigeren Anstriche mit chemisch unwirksamen Zusätzen zweckmäßiger erscheinen. Für Grundierungen ist zwar heute ein Mennigezusatz noch sehr beliebt, recht häufig verwendet man aber an seiner Stelle Eisenoxyd, während der Deckschicht meist Zinnoxid- oder Manganoxydfarben zugesetzt werden. Wichtiger als die Art der dem Leinöl zugesetzten Körper ist ihre allerfeinste Vermahlung und die innigste Mischung mit dem Öl auf Farbenreibmaschinen.

Die anzustreichenden Stücke müssen völlig rostfrei sein, denn jede Roststelle frißt unaufhaltsam weiter, selbst unter dem besten Anstriche. Rostflecke werden mit Drahtbürsten und Bimsstein gründlich beseitigt und etwaiger Staub abgekehrt oder besser abgeblasen (s. auch S. 499, 505 ff.). Das gehörig vorbereitete Arbeitstück erhält dann am besten einen Anstrich von vorgewärmtem reinem Leinölfirnis, nach dessen Trocknung mindestens je ein Grund- und ein Deckanstrich folgen.

Jeder Ölanstrich wird im Laufe der Zeit unter den Einflüssen von Wind und Wetter schadhafte, ein sachgemäß mit guten Rohstoffen ausgeführter Anstrich gewährt aber jahrelang Schutz, während ein minderwertiger oft schon nach wenigen Wochen nur noch sehr unvollkommen wirkt. Der Anstrich muß spätestens erneuert werden, wenn er so weit zerstört ist, daß sich in seinen oberen Schichten die Farbe als Staub abreiben läßt. Wird dieser Zeitpunkt rechtzeitig wahrgenommen, so kann ein guter Deckanstrich ausreichen, um wieder für längere Zeit genügenden Schutz zu gewähren. Wartet man aber so lange, bis sich auf der Farbschicht Rostflecken zeigen, d. h. bis die Feuchtigkeit zum Eisen durchdringen und dort Rost bilden konnte, so bleibt nichts anderes übrig, als den Anstrich vollständig zu entfernen — auf mechanischem Wege oder mittels chemischer Lösungsmittel — und nach gründlichster Beseitigung allen Rostes von Grund auf zu erneuern.

Spachteln.

Mit gewöhnlichen Anstrichen können die Unebenheiten der Gußoberfläche nicht so gründlich verdeckt werden, wie es in vielen Fällen, namentlich bei Maschinenteilen, erwünscht ist. Man bringt dann auf den ersten, des besseren Anhaftens wegen aufgetragenen Leinölfirnisanstrich einen dünnen Brei aus Füllmasse, der nach dem Erhärten eine schleiffähige Oberfläche gibt. Das Verfahren wird als Spachteln bezeichnet. Die Füllmasse ist verschieden zusammengesetzt. Vielfach wird dazu eine aus England stammende Masse „Filling up“ verwendet, die aus gebranntem Schiefer bestehen soll. Man arbeitet z. B. mit folgender Mischung: 2 kg Filling up, 0,6 kg Bleiweiß, 60 g Sikkativ und soviel Terpentinöl, wie zur Bildung eines noch eben flüssigen Breies erforderlich ist.

In einem anderen Werk verfährt man wie folgt: 10 kg Filling up werden mit 1,5 kg Bleiweiß innig gemischt und mit 0,5 Liter Sikkativ und 1 kg Schleiflack versetzt. Dem Gemenge wird noch 0,5 kg Ölfirnis zugesetzt, worauf man unmittelbar vor dem Gebrauch mit Terpentinöl zur leichten Streichfähigkeit verdünnt.

Zur Herstellung von Spachtelkitt ohne „Filling up“ verarbeitet man die eine Hälfte einer gewissen Menge Schlämmkreide mit Leimwasser zu einem steifen Brei. Soll der Kitt rasch erhärten, so ersetzt man einen Teil der Kreide durch Gips. Die andere Hälfte der Kreide wird mit Leinölfirnis und Sikkativ zu einem geschmeidigen, nicht zu steifen, knollenfreien Teig angemacht. Der Sikkativzusatz kann sehr gering sein. Die beiden Massen werden zusammen gründlich durchgeknetet, am besten in einer Knetmaschine. Der fertige Kitt muß durchaus gleichmäßig sein; er darf nicht bröckeln und nicht ziehen und muß sich in die Vertiefungen streichen lassen, ohne daß der Spachtel die Masse wieder herauszieht. Ist der Kitt zu bröckelig, so muß ihm mehr Öl zugesetzt werden; zieht er, so setzt man ihm mehr mit Leimwasser angemachte Kreide zu.

Nach einer anderen Anweisung wird der Spachtelkitt aus einem Gemenge von gebrannter Kreide und Bleizucker im Verhältnis von 2 : 1 angemacht, das mit Terpentinöl streichfertig eingerieben wird. Auch hier ist gründlichste Mischung und Verreibung der Grundstoffe für den guten Erfolg von größter Wichtigkeit.

Eine der größten deutschen Maschinenfabriken arbeitet mit einer Spachtelmasse von folgender Zusammensetzung: 25,0 kg Kreide, 2,5 kg Kalkolit, 1,0 kg Leinöl, 0,5 kg Sikkativ, 1,0 kg Wasser, 0,5 kg schwarze Farbe. Die erste Auftragung trocknet nach 24 Stunden, wird dann mit Bimsstein abgerieben, erhält danach eine zweite, wiederum 2 mm starke Lage und nach wiederholtem Schleifen eine dritte Auftragung, die nur noch 1 mm stark sein soll. Auf die gut trockene und weitestgehend geglättete Schlußschicht wird ein Ölfarbanstrich und darüber dünner Metallack aufgetragen.

Nur aus gebrannter Kreide, Bleizucker und Terpentinöl bestehende Spachtelmasse wird in möglichst dünner Schicht aufgetragen, die dann in zwei bis drei Tagen zu einer harten und zähen Kruste eintrocknet. Man ebnet sie durch Schleifen mit Bimsstein und wiederholt das Verfahren so lange, bis die erwünschte Glätte der Oberfläche erreicht ist; die letzte Spachtelung wird stets naß geschliffen. Gewöhnlich sind drei bis fünf Auftragungen von Spachtelmasse erforderlich; die Spachtelung wird um so widerstands-

fähiger, je dünner und zahlreicher ihre einzelnen Schichten sind. Auf die fertig gespachtelte Oberfläche setzt man noch mindestens je einen Grund- und einen Deckanstrich aus Ölfarbe und beschließt die Behandlung mit einer guten Lackierung.

Lackieren.

Die Eisenlacke bestehen fast durchweg aus Alkohol, in dem ein Harz gelöst und mit einem Farbstoff gefärbt wurde. Ist der Lack zu dickflüssig, so verdünnt man ihn mit absolutem Alkohol, ist er zu dünnflüssig, so läßt man ihn durch Verdunstung dickflüssiger werden. Jeder geübte Lackierer richtet sich den käuflichen Lack seiner Arbeit entsprechend selbst her.

Lackierungen kommen im allgemeinen nur auf vorher gespachtelten und angestrichenen oder auf bearbeiteten Flächen in Frage. Bearbeitete Flächen müssen blank, trocken und entfettet sein, weshalb man sie stets vor dem Beginn des Lackierens mit einem in Benzin getauchten Wattebausch abreibt.

Zum Auftragen des Lacks werden feine flache Iltispinsel von verschiedener Breite je nach der Größe der zu behandelnden Fläche benützt. Der Pinselstrich muß zur Erzielung einer gleichmäßig glatten Lackfläche in großen Zügen ohne Anstoß über das mäßig vorgewärmte Gußstück geführt werden. Nach dem Auftragen des Lacks bringt man die Ware in einen Trockenofen, wo sie bis zum vollständigen Trocknen einer Wärme von 60—70° ausgesetzt bleibt. Das Trocknen in der Wärme hat nicht allein den Zweck, den Alkohol zu verdunsten, es sollen auch die Harze des Lackes geschmolzen und durchsichtig gemacht werden, damit der Überzug den schönsten Glanz erlangt.

Die Lackieröfen halten durch besonders gestaltete Wände (Doppelwände u. a.) die Wärme gut zusammen und schützen die zu trocknenden Gegenstände vor Staub und Zugluft. Die Abmessungen der Kammern richten sich nach Art, Größe und Menge der Waren. Kleine Öfen werden mit Gas geheizt, größere und größte mit Heizluft, Dampf oder mit Heißwasser. Dampf- und Heißwasserheizungen bewähren sich am besten, sie sind von einer bestimmten Ofengröße an am wirtschaftlichsten und führen weder Staub und Ruß noch Asche mit sich.

Für farblose, durchsichtige Überzüge verwendet man Zaponlack, eine Lösung von völlig reinem Zelluloid in einem Gemische von Amylacetat und Azeton.

Mißlungene Lackbezüge können mit Spiritus oder Azeton wieder entfernt werden.

X. Die Wärmebehandlung von Stahlguß¹⁾.

Von

Dipl.-Ing. Fr. Märtens.

Allgemeines.

Während in früheren Zeiten das Ausglühen von Stahlguß lediglich zu dem Zweck betrieben wurde, die durch ungleichmäßige Abkühlung infolge verschiedener Querschnitte innerhalb desselben Gußstückes oder durch verschiedene Wärmeleitfähigkeit der Formmasse entstandenen Spannungen zu beseitigen, stellen sich uns heute Zweck und Wert der Wärmebehandlung als Faktoren weitestreichender Bedeutung dar.

Zur Beseitigung der im Gußstück vorhandenen Spannungen genügte ein Erhitzen auf dunkle Rotglut über einen Zeitraum, der die Gewähr eines restlosen Durchglühens durch den stärksten Querschnitt bot, und nachfolgendes langsames Abkühlen, um das Auftreten neuer Spannungen zu vermeiden. Nachdem diese geringwertige Vergütung den Ansprüchen mehrerer Jahrzehnte genügt hatte, brach sich allmählich die Erkenntnis Bahn, daß das Glühen bei 750–800° wohl geeignet sei, Spannungen zu beseitigen, den Guß weich zu machen und ihm größere Dehnung zu geben²⁾, ihm aber höchstmögliche Festigkeit nicht vermittelt und insbesondere seine durch das Gußgefüge ungünstige Schlagfestigkeit nicht beeinflusst. Die Wirkung der Schmelzhitze zieht die gleichen Schädigungen des Gußgefüges nach sich wie das Überhitzen beim Werkzeugstahl. Das Gefüge wird bei der Erstarrung grobkörnig, wodurch der Werkstoff geringere Festigkeit erhält, als seiner Zusammensetzung bei geeigneter Glühbehandlung entspricht³⁾. Die im Gußstück bei Raumtemperatur durch Ätzen freigelegte Sekundärstruktur hängt im wesentlichen noch von den bei der Erstarrung geltenden Gesetzen der Primärkristallisation ab, wobei unter Primärkristallisation die bei der Abkühlung aus dem Schmelzflusse vor sich gehende Bildung von Kristallen der festen Lösung von γ -Eisen und Eisenkarbid zu verstehen ist, während die Sekundärkristallisation die bei tieferen Temperaturen erfolgende Umbildung der Kristalle aus dem Korn der festen Lösung, bedingt durch den Zerfall in α -Eisen (Ferrit) und Eutektoid (α -Eisen + Zementit), mit der metallographischen Bezeichnung Perlit, darstellt. Es ist einleuchtend, daß bei der Abkühlung aus dem Schmelzflusse für die Sekundärkristallisation andere Bedingungen vorliegen müssen als bei einer erneut bewirkten Sekundärkristallisation in einer einmal abgekühlten Legierung, da bei einer erstmaligen Erstarrung die Gesetze der Primärkristallisation die der sekundären zwangsläufig beeinflussen. Bei einer nochmaligen Erhitzung in das Gebiet der sekundären Kristallisation lassen sich also für diese selbständige Bedingungen schaffen, die dann ihrerseits unbeeinflusst lediglich den allgemeinen Bedingungen der Kristallisation unterworfen sind. Diese Bedingungen ergeben sich aus der weiter unten geschilderten Abhängigkeit der Glühbehandlung von verschiedenen Umständen.

Zur besseren Unterscheidung seien im folgenden die Vorgänge beim Erhitzen über den A_3 -Punkt und Anlassen des aus dem Schmelzfluß erstarrten schmiedbaren Eisens, des Stahlgusses, soweit sie mit einer durchgreifenden Gefügeänderung und nicht

¹⁾ Nach einem Entwurf von P. Oberhoffer †. ²⁾ C. Irresberger: Stahleisen. 1918. S. 484.

³⁾ Vgl. Bd. I, S. 365, Zahlentafel 139.

lediglich mit Entfernung von Gußspannungen verbunden sind, mit Umkristallisation bezeichnet. Die diese Umkristallisation bewirkenden und beeinflussenden Faktoren sind die Höhe der Glüh Temperatur, die Dauer des Glühens und die Geschwindigkeit der Abkühlung.

Gefüge des Stahlgusses.

Die Eisen-Kohlenstoff-Legierungen, die den Stahlguß charakterisieren, und deren Zusammensetzung in den Grenzen 0,1—0,5% C, 0,4—1% Mn und 0,2—0,4% Si schwankt, erstarren meist unter Bildung eines sehr groben Gefüges, der sog. Gußstruktur. Einige



Abb. 568. Gußgefüge von Stahlguß mit 0,27% C. Vergr. 50.



Abb. 569. Gußgefüge von Stahlguß mit 0,42% C. Vergr. 50.

Formen dieser Kristallstruktur sind in den Abb. 568 und 569 zur Darstellung gebracht, die 2 Stahlgußproben von 0,27 und 0,42% C entsprechen. Das so typisch ausgebildete Gußgefüge wird nach seinem ersten Beobachter, der es zunächst in Meteoriten feststellte,

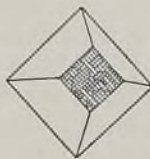


Abb. 570.
Oben: Querschnitt parallel zur Würfelfläche (Tschermak).
Unten: Gußgefüge in Stahlguß mit 0,55% C, Schnitt parallel zur Würfelfläche, Ätzung II. Vergr. 30 (Belaiew).



Abb. 571.
Oben: Schnitt parallel zur Oktaederfläche (Tschermak).
Unten: Wie Abb. 570, jedoch Schnitt parallel zur Oktaederfläche.



Abb. 572.
Oben: Schnitt parallel zur Rhombendodekaederfläche (Tschermak).
Unten: Wie Abb. 570, jedoch Schnitt parallel zur Rhombendodekaederfläche.

als Widmannstättenches bezeichnet. Das Charakteristikum des Widmannstätten-Gefüges ist die Lagerung des Ferrits und Perlits innerhalb ein und desselben Kornes nach kristallographischen Gesetzen. Belaiew¹⁾ gelang es, ein dieser Gußstruktur sehr

¹⁾ N. T. Belaiew: Sur la reproduction artificielle de la structure de Widmannstätten dans l'acier au carbon. Rev. Mét. 1910. p. 510.

ähnliches Gefüge zu erzeugen, das erkennen läßt, wie vollkommen die Zerfallserzeugnisse der aus dem Schmelzfluß abkühlenden Lösung von Zementit in γ -Eisen, Ferrit und Perlit hier nach kristallographischen Gesetzen angeordnet sind.

Ein zur Würfel­fläche paralleler Schnitt ergibt, wie Abb. 570 zeigt, zwei unter 90° sich schneidende Systeme von Figuren; ein parallel zur Oktaeder­fläche (Abb. 571) geführter Schnitt drei unter 60° sich schneidende Systeme, während ein Schnitt parallel



Abb. 573. Gußgefüge von Stahlguß mit 0,35% C. Ferrit I. Vergr. 50.



Abb. 574. Desgleichen. Ferrit II. Vergr. 50.

zur Rhombendodekaeder­fläche (Abb. 572) einmal zwei unter $109^\circ 98' 16''$ sich schneidende Systeme aufweist, zum anderen zwei, die diesen Winkel halbieren und zusammenfallen.

Die Entstehung des Widmannstätten­Gefüges ist nun in hohem Maße abhängig von den bei der primären Kristallisation vorhandenen Bedingungen, und weiter von der Geschwindigkeit, mit der das Gußstück das Umwandlungsgebiet durchläuft, sowie von der ein Maß für die Abkühlung darstellenden Wandstärke. Infolgedessen entstehen sowohl bezüglich der Korngröße und Form des Gußgefüges als auch der Anordnung der



Abb. 575. Desgleichen. Ferrit III. Vergr. 50.



Abb. 576. Desgleichen. Ferrit IV. Vergr. 50.

Zerfallserzeugnisse Ferrit und Perlit Übergangsgefüge, die nach J. P. Arend¹⁾ mit Ferrit­perlit bezeichnet werden, und aus den Abb. 573—576 ersichtlich sind. Bei kleinster Wandstärke zeigt sich feinstes, gleichmäßig verteiltes Ferrit­Perlitgemisch (Abb. 573), das mit wachsender Wandstärke zur netzförmigen Anordnung (Abb. 574) des Ferrits um ferrit­freie Perlitinseln führt. Wird die Abkühlungsgeschwindigkeit verlangsamt, so erkennen wir im Schlißbild (Abb. 575) grobes Netzwerk und Auftreten paralleler Ferritansamm­lungen in den Körnern, die schließlich (Abb. 576) das ganze Korn mit unregelmäßig ge­lagertem, pseudoeutektoidem Ferrit­Perlitgemisch anfüllen. Der Gleichgewichtszustand Ferrit­Perlit innerhalb des Kristallkornes wird angeblich selten erreicht, so daß meist ein Ferrit­Perlitgefüge entsteht, das geringeren Kohlenstoffgehalt als 0,85% enthält.

¹⁾ Stahleisen 1917. S. 396.

Theorie des Glühens.

Der wichtigste Zweck des Glühens von Stahlguß ist zunächst die Zerstörung des grobkristallinen Gußgefüges und die Bildung neuer kristallinischer Begrenzungen, die bei der nachfolgenden Abkühlung erhalten bleiben und verbessernd auf die mechanischen Eigenschaften wirken. Die Vorgänge beim Glühen seien an Hand des Eisen-Kohlenstoff-

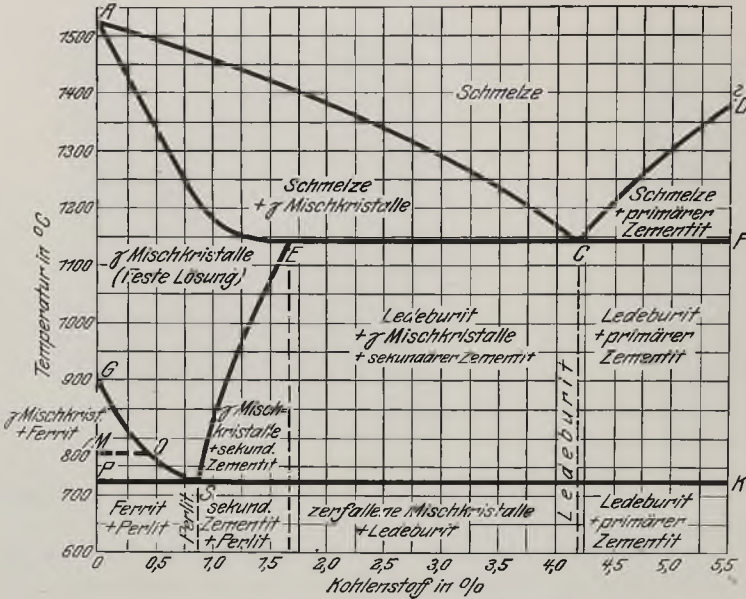


Abb. 577. Eisen-Kohlenstoff-Schaubild.

Schaubilds (Abb. 577) kurz behandelt¹⁾. Beim Erhitzen untereutektoider Stähle geht bei Erreichen der Wagerechten PSK der im zuvor langsam abgekühlten Stahl vorhandene Perlit in feste Lösung über. Werden die Glühtemperaturen gesteigert, so geht außer dem Perlit um so mehr Ferrit in feste Lösung über, je höher die Erhitzungstemperatur steigt. Nach Erreichen der Linie GOS ist das gesamte Ferrit Perlit-Gemisch in feste Lösung übergegangen. Bei der Abkühlung vollzieht sich derselbe Vorgang in um-

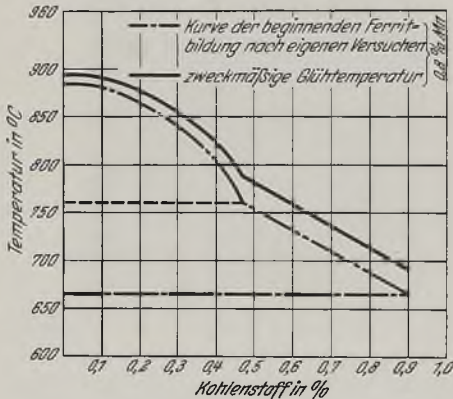


Abb. 578. Zweckmäßige Glühtemperatur von Stahlguß mit 0,8% Mangan (nach Oberhoffer).

gekehrter Reihenfolge, indem sich längs der GOS-Linie Ferrit abscheidet, und zwar so, daß sich dem Hebelgesetz folgend die dem Kohlenstoffgehalt und der Temperatur entsprechenden Mengen Ferrit und feste Lösung im Gleichgewicht befinden. Die Legierung kristallisiert also um, und zwar vollkommen, wenn die Linie der Ferritausscheidung GOS beim Glühen überschritten, d. h. die Legierung bis in das Temperaturgebiet der homogenen festen Lösung erhitzt wurde.

Die Lage der Linien GOS und PSK bei der Erhitzung deckt sich nicht mit der bei der Abkühlung, sondern liegt als Folge einer Hysteresiserscheinung, deren Größe durch Erhitzungs- und Abkühlungsgeschwindigkeit und -Dauer beeinflusst wird, höher. Außerdem ist die Lage dieser Linien nicht unerheblich von der chemischen Zusammensetzung abhängig. Vorwegnehmend sei z. B. erwähnt, daß durch 1% Mangan die Temperatur der Ferrit-Perlitumwandlung bei der Abkühlung um etwa 60–70°, durch 1% Nickel um etwa 30–35° erniedrigt wird. Die Erniedrigung der Perlitpunkte durch diese Zusätze ist etwas geringer. Die Hauptrolle aber spielt der

¹⁾ Vgl. auch Bd. 1, S. 64 ff.

Kurve gibt die Temperaturen an, bei denen die Umkristallisation vollkommen ist. Diese liegt 30° über den Temperaturen, die den jeweiligen Kohlenstoffgehalten entsprechen. Kurz oberhalb der Linie GOS besitzt nun die feste Lösung ein Minimum der Korngröße, weil an dieser Stelle die Kristallisationskeime sehr zahlreich sind. Da aber die Korngrenzen als Flächen geringerer Gitterstabilität bei allotropen Umwandlungen zuerst zur Phasenänderung neigen, also Flächen größter spontaner Kernzahlen sein werden, muß das Ferrit-Perlit-Gemisch, im Bereich geringster Kernzahl bei der Abkühlung entstehend, ebenfalls ein Minimum der Korngröße besitzen. Da ferner bei weiterer Steigerung der Erhitzungstemperatur die γ -Kristalle mehr und mehr wachsen, vergrößert sich analog auch das bei der Abkühlung entstehende Ferrit-Perlit-Gemisch. Abb. 579 und 580¹⁾ beweisen die Richtigkeit vorstehender Überlegung. Das Probestück mit 0,3% Kohlenstoff und 0,25% Mangan wurde einmal auf 1100° (Abb. 579) und das andere Mal auf 980° (Abb. 580) erhitzt und dann bei 840° , also zwischen A_{r1} und A_{r3} , abgeschreckt. Im ersteren Falle ist die Zahl der Ferritkörner erheblich kleiner als beim zweiten.

Nach Mars²⁾ könnte man sich die durch Glühung zu erzielende Kornverfeinerung so vorstellen, daß, wie in Abb. 581 a—e dargestellt, bei einem Stahl mit 0,5% C alle



Abb. 579. Stahl mit 0,3% C auf 1100° erhitzt, bei 840° abgekühlt, dann abgeschreckt. Vergr. 225.

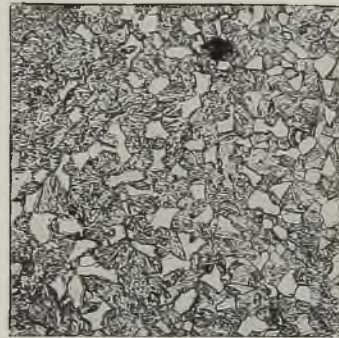


Abb. 580. Derselbe Stahl wie Abb. 579 auf 980° erhitzt, bis 840° abgekühlt, dann abgeschreckt. Vergr. 225.

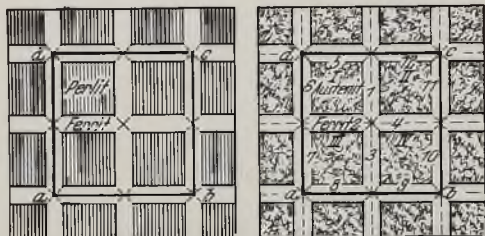
Bestandteile sich in natürlicher Anordnung befinden, und die Ferrit- und Perlitkristalle den Urzustand kennzeichnen. Dann mögen sich die Flächenanteile des Perlits zu denen des Ferrits bei einem angenommenen Kohlenstoffgehalt von 0,5% und dem des Eutektoids von 1% (streng genommen 0,9%) wie 1 : 1 verhalten. Wird nun die Temperatur mehr und mehr gesteigert, so wird die Auflösung des Ferrits in Austenit höchstwahrscheinlich nach allen Seiten hin gleichzeitig erfolgen, also in Abb. 581 e von der Mittellinie des Ferrits aus gleichmäßig nach den linken wie nach den rechten Austenitkristallen. Auf diese Weise würde dann die Linie ab zu einer neutralen und nach Beendigung des Lösungsvorganges zur neuen Korngrenze zwischen den verdünnten Austenitkristallen. Analog wird sich natürlich auch der Austenit, da die Auflösung nach beiden Seiten erfolgt, in der Mitte spalten, den Linien cd entsprechend, so daß aus drei Austenitkristallen und den zwischengelagerten drei Ferritkristallen sich sechs neue Austenitkristalle bilden. Bedenken wir, daß der Ferrit sich gleichzeitig nach vier Richtungen hin in den ihn umgebenden Austenit auflöst, so wird verständlich, daß an jedem Austenitkristall vier neue entstehen. Das in Abb. 581 a umrissene Feld abcd betrachtend, stellen wir vier Perlit- sowie vier ganze und acht halbe Ferritkristalle fest. Den sich steigenden Glühtemperaturen entsprechend, verwandeln sich zunächst die vier Perlitkristalle in Austenit, so daß sich das in Abb. 581 b gekennzeichnete Bild ergeben wird. Im weiteren Verlauf der Erhitzung werden die Ferritkristalle 1—12 in den benachbarten Austenitkristallen aufgelöst, und zwar den gestrichelten Linien der Abb. 581 c entsprechend, die dann wieder als neue Korngrenzen anzusprechen sind. Auf diese Weise ergibt sich

¹⁾ Nach H. Meyer: Stahleisen 1914. S. 1395.

²⁾ G. Mars: Die Spezialstähle. 2. Aufl. Stuttgart 1922. S. 126.

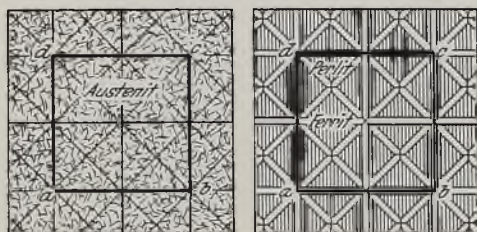
Abb. 581 c, die zeigt, daß aus den 4 Austenitkristallen und den $4 + 8$ halben = 8 Ferritkristallen (also zusammen 12 Kristallen) 16 neue entstanden sind.

In die Praxis übertragen würde das bedeuten, daß der kurz über GOS erhitzte und nachher abgekühlte Stahlguß eine Kornverfeinerung von 33,3% erfahren hat. Eine gesteigerte Kornverfeinerung ist zu erwarten, wenn das Werkstück nach seiner Erhitzung über GOS nicht abgeschreckt, sondern langsamer Abkühlung überlassen wird. Dann scheidet jeder Kristall den überschüssigen Ferritgehalt ab, so daß unter der Annahme, daß an den Begrenzungsflächen zweier Austenitkristalle ein jeder zur Bildung eines neuen Ferritkornes beiträgt, aus den 16 vorhandenen Austenitkristallen innerhalb der



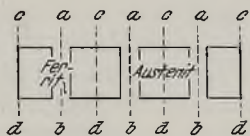
a Urzustand des Stahles; grobe Perlit- und Ferritkristalle.

b Austenit und Ferrit.



c Nur Austenit.

d Verfeinerter Perlit und Ferrit.



e Teilung der Ferrit- und Austenitkristalle bei der Auflösung ineinander.

Abb. 581 a—e. Schematische Darstellung der verfeinernden Wirkung der Glühung auf die Korngröße des Stahles.

Fläche $a b c d$ (Abb. 581 d) 20 ganze und 8 halbe, insgesamt also 24 Ferritkristalle gebildet werden, zu denen noch 16 Perlitkristalle hinzukommen, die den 16 umgewandelten Austenitkristallen entsprechen. Demnach würde durch die Glühung und nachfolgende Abkühlung eine Kornverfeinerung erreicht sein, die das $3\frac{1}{3}$ fache der ursprünglichen Kristallanzahl beträgt. Durch diese rein schematische Darstellungsweise dürfte die durch Glühen bewirkte Verfeinerung des Gußgefüges dem Verständnis näher gebracht werden, ohne Anspruch auf ausreichende und den tatsächlichen Vorgängen entsprechende Erklärungen der auftretenden verwickelten Veränderungen erheben zu dürfen.

Während nun, wie oben bereits festgestellt, durch Erhitzen von Stahlguß von weniger als 0,9% Kohlenstoff kurz über GOS das feinste Korn zu erwarten ist, muß man bei weiterer Erhitzung eine stets wachsende Kornvergrößerung feststellen. Bei einem Stahlguß mit einem Kohlenstoffgehalt zwischen 0,9 und 1,7% verwandelt sich der Perlit nach Überschreiten der Linie PSK in Austenit, der mit zunehmender Temperatur wachsende Mengen Zementit auflöst. Bei Überschreiten der Linie ES ist aller Zementit in Lösung gegangen, so daß auch in diesem Konzentrationsgebiet durch Erhitzen über ES und nachheriges Abkühlen sich das feinste Korn erwarten läßt. Im allgemeinen erhält man ein um so feineres Korn, je schneller die Abkühlung erfolgt, wenn man also in Wasser oder Öl abschrecken würde. Nach Campbell²⁾ erhält man durch Abkühlen in Öl oder Wasser von GOS auf niedrigere Temperaturen und nachfolgendes Anlassen auf 550 bis 650° einen festeren und zäheren Werkstoff als durch bloße Kornverfeinerung. Jedoch dürfte die Anwendung dieser Wärmebehandlung sich bei Stahlguß durch die bei größeren Formen auftretenden technischen Schwierigkeiten verbieten. Wie erwähnt, tritt bereits nach Überschreiten

¹⁾ P. Oberhoffer: Stahleisen 1912. S. 890.

²⁾ E. C. Campbell: Metall 1911. S. 772.

der Linie PSK eine Kornverfeinerung auf. Die folgenden Überlegungen sollen zeigen, daß diese Verfeinerung jedoch nur scheinbar ist.

Auf Grund der Tatsache, daß bei ihrer Bildungstemperatur die Korngröße der festen Lösung ein Minimum aufweist, wird eine örtliche Verfeinerung des Gefüges innerhalb des ursprünglichen Kornes eintreten, soweit innerhalb des Gebietes GOS eine Auflösung erfolgte. Solange jedoch die Linie GOS nicht überschritten wird, bleibt das ursprüngliche Korn selbst unzerstört. Man hat es also lediglich mit einer scheinbaren



Abb. 582. Körniger Perlit. Vergr. 400.

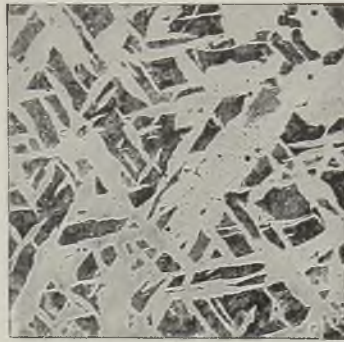


Abb. 583. Stahlguß mit 0,27% C, ungeglüht. Vergr. 80.

Kornverfeinerung zu tun, da nur innerhalb des ursprünglichen γ -Kornes eine Verfeinerung auftritt, ohne daß dieses selbst geändert wird.

Durch Glühen kurz über PSK bewirkt man nur eine Umkristallisation des Perlits, die sich durch Veränderung seiner Korngröße und seines Aufbaues kennzeichnet. Unterhalb PSK hat eine Glühung nur Einfluß auf die Ausbildung des Perlits, der bei genügend langer und zweckmäßiger Glühung zur Koagulation der Zementitlamellen im Perlit führt (Abb. 582) (körniger Perlit). Diese Erzeugungsart des körnigen Perlits ist jedoch sehr zeitraubend und wird meist durch eine Pendelglühung um den A_1 -Punkt ersetzt.

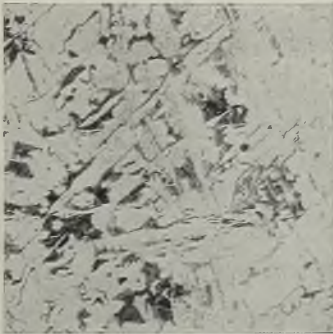


Abb. 584. Stahlguß mit 0,27% C, bei 750° geglüht. Vergr. 80.



Abb. 585. Stahlguß mit 0,27% C, bei 800° geglüht. Vergr. 80.

Aus den Abb. 583—588, die einen Stahl mit 0,27% Kohlenstoff und 0,88% Mangan in verschiedenen Stufen des Glühens zeigen, ist zunächst ersichtlich, daß das in Abb. 583 dargestellte typische Widmannstätten-Gefüge durch Glühen bei 750° (Abb. 584) nur scheinbar verfeinert wird. Auf Grund der oben bereits dargelegten Überlegungen mußte das grobe Gußgefüge erhalten bleiben, und man ersieht aus Abb. 584, daß tatsächlich im überwiegenden Falle Ferrit und Perlit gleich orientiert sind. Zur Umkristallisation des Gefüges reichte diese Glühetemperatur, die sich aus dem Eisen-Kohlenstoff-Schaubild (Abb. 577) für vorliegenden Stahlguß zu $850^\circ + 30^\circ = 880^\circ$ errechnet, nicht aus. Ein weiteres Glühen bei 800° (Abb. 585) zeigt ein Fortschreiten der scheinbaren Kornverfeinerung, die sich über größere Gebiete erstreckt. Durch Erhöhung der

Glüh­temperatur bis 850° (Abb. 585) wird die vollständige Auflösung des Ferrits erreicht. Man sieht, daß im Verlauf der Abkühlung die Umkristallisation als vollständig anzusp­rechen ist. An Stelle der nadelförmigen Ferritkristalle finden sich solche gleichmäßiger, flächiger Gestaltung, die sich zugleich individuell orientieren konnten. Bemerkenswert

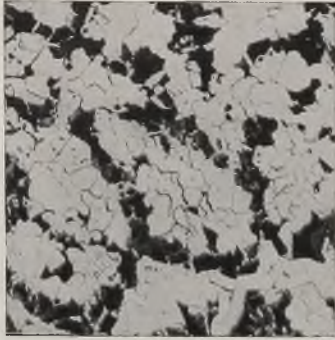


Abb. 586. Stahlguß mit 0,27% C, bei 850° geg­löh­t.
Vergr. 80.

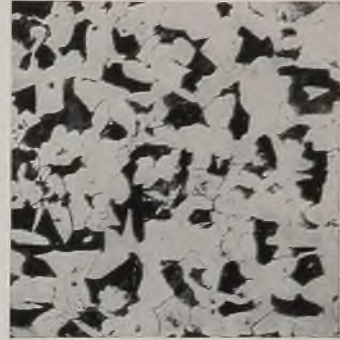


Abb. 587. Stahlguß mit 0,27% C, bei 900° geg­löh­t.
Vergr. 80.

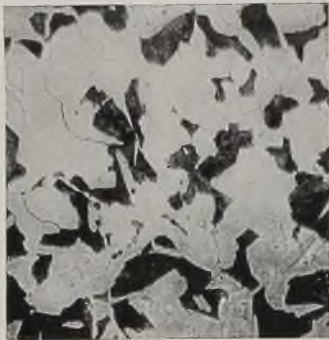


Abb. 588. Stahlguß mit 0,27% C, bei 1000° geg­löh­t.
Vergr. 80.

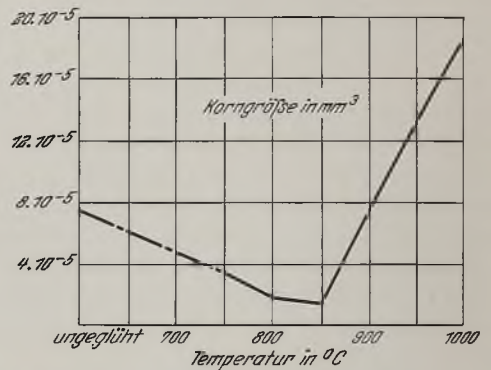


Abb. 589. Abhängigkeit der Korngröße in Stahlguß mit 0,27% C von der Glüh­temperatur.



Abb. 590. Stahlguß mit 0,4% C, ungeglöh­t.
Vergr. 100.



Abb. 591. Stahlguß mit 0,4% C, bei 730° geg­löh­t.
Vergr. 100.

ist die leicht zu erkennende netzwerkartige Anordnung des Perlits, die durch schnelles und kurzes Erhitzen auf Temperaturen in der Nähe der Linie GOS oder durch längeres Erhitzen kurz unterhalb GOS erzeugt werden kann. Zur Erklärung des Lösungsvorganges sei gesagt, daß er in den perlitischen Teilen beginnt und der Ferrit mit steigender Temperatur mehr und mehr in Lösung geht. Dem Kohlenstoff muß genügend Zeit zum Konzentrationsausgleich durch Diffusion gelassen werden, wenn die Lösung vollständig werden soll, d. h. daß mit steigender Korngröße zur Erzielung eines vollkommenen

Ausgleiches mehr Zeit zur Verfügung stehen muß. Abb. 587 zeigt den noch unvollkommenen Ausgleich des Kohlenstoffgehaltes.

Das netzwerkartige Gefüge verdankt seine Entstehung der Tatsache, daß im Verlauf der Abkühlung an den Stellen geringeren Kohlenstoffgehaltes sich zuerst Ferrit abschied und bei weiterer Abkühlung der Kohlenstoff in die sich mehr und mehr anreichernde Lösung getrieben wurde. Bei Erreichung der Linie PSK ist dieser Vorgang



Abb. 592. Stahlguß mit 0,4% C, bei 800° gegläht. Vergr. 100.



Abb. 593. Stahlguß mit 0,4% C, bei 1000° gegläht. Vergr. 100.

beendet, so daß dem Perlit nichts anderes übrig bleibt, als sich an den Grenzflächen der Ferritinseln abzulagern. Bei Temperaturen über GOS ist ein völliger Ausgleich zu erwarten, wie ihn Abb. 586 durch Glühung bei 850° zeigt. Bemerkenswert ist die Vergrößerung des Ferritkornes, die, wie aus Abb. 588 ersichtlich, sich durch Glühen bei höheren Temperaturen (Überhitzung) noch erheblich steigern läßt. Abb. 589 gibt in graphischer Darstellung die Abhängigkeit der Korngröße von der Glüh Temperatur wieder, wobei

die links vom niedrigsten Wert aufgetragenen Zahlen als scheinbare, die rechts angegebenen Korngrößen als wirkliche zu werten sind. Als logischer Schluß folgt, daß durch weiteres Erhitzen das ursprüngliche, grobe Widmannstätten-Gefüge wieder erzeugt werden kann. Man spricht dann von überhitztem Stahlguß. Dem Linienzug GOS des Schaubilds entsprechend ist natürlich ein Stahl mit höherem Kohlenstoffgehalt bereits vollkommen umkristallisiert, wenn ein solcher mit niedrigem Kohlenstoffgehalt erst im Anfang des Gebietes scheinbarer Umformung liegt. Die gleiche Feststellung gilt auch für die Überhitzung, die, wie aus den Abb. 590, 591, 592 und 593 ersichtlich, bei einem Kohlenstoffgehalt von 0,4% bei 1000°

bereits ausgeprägtes Widmannstätten-Gefüge erzeugt, gegenüber dem Stahl mit 0,27% Kohlenstoff, der bei dieser Temperatur eine ausgeprägte Überhitzungsstruktur noch nicht aufzuweisen hat.

Eingangs wurde erwähnt, daß die Lösungs- und Kristallisationsvorgänge längs der Linie GOSE für Erhitzung und Abkühlung verschiedene Werte ergeben. Zur sicheren Vermeidung dieser Hysteresiserscheinungen mit Rücksicht auf größere Treffsicherheit der anzuwendenden Glüh Temperaturen ist in Abb. 594 der für die Praxis zugeschnittene Glühbereich in das Eisen-Kohlenstoff-Schaubild eingezeichnet unter Berücksichtigung

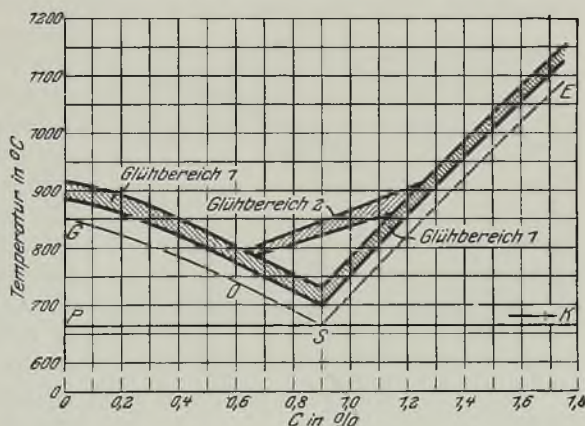


Abb. 594. Glüh Temperatur für die Wärmebehandlung der Stähle (bei einem mittleren Mangangehalt der Stähle von 0,8%).

Glühbereich 1: Glühen zur vollständigen Umkristallisation.
Glühbereich 2: Glühen zur Bildung von streifigem Perlit.

des üblichen Mangangehaltes von 0,8%. Die Glühtemperaturen liegen zweckmäßig 30–60° über den durch den Linienzug GOSE gegebenen Temperaturen. Wie zu erwarten, äußert sich die durch die mikroskopische Untersuchung festgestellte Kornverfeinerung auch im Bruchgefüge, und zwar in der Weise, daß der innerhalb GOSP geglühte Stahlguß grobkristallinen Bruch zeigt (auch ein Beweis für die scheinbare Kornverfeinerung innerhalb dieses Gebietes), während kurz oberhalb GOS geglühter feinkristallinisches Bruchgefüge aufweist.

In Zahlentafel 112 sind die für die verschiedenen Zusammensetzungen ermittelten Glühtemperaturen für Stahlgußsorten mit wachsendem Kohlenstoffgehalt zusammengestellt:

Zahlentafel 112.
Glühtemperaturen.

Temperaturen der vollständigen Umkristallisation bei der Erhitzung	Nr.	C %	Mn %	Si %	P %	S %
890°	1	0,11	0,60	0,40	0,030	0,035
847°	2	0,23	0,98	0,38	0,042	0,038
848°	3	0,26	0,80	0,25	0,024	0,030
784°	4	0,40	1,11	0,21	0,027	0,039
766°	5	0,46	0,92	0,20	0,041	0,042
743°	6	0,53	0,79	0,25	0,027	0,036
698°	7	0,69	1,03	0,25	0,021	0,022
674°	8	0,86	0,90	0,27	0,016	0,028

Von nicht geringerer Bedeutung ist die Glühdauer, die mit Rücksicht auf den Wärmefluß von außen nach innen, besonders bei Gußstücken mit dicken Wandstärken, sich über eine gewisse Zeit erstreckt und ein gleichmäßiges Durchglühen des Stückes herbeiführt. Über den kritischen Zeitpunkt hinaus die Glühung noch weiter auszudehnen,

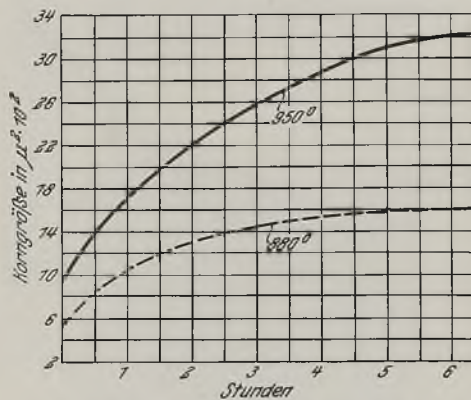


Abb. 595. Abhängigkeit der Korngröße des Ferrits von der Glühdauer.

ist zwecklos, ja sogar schädlich, da dann analog der Wirkung beim Überhitzen auch eine Vergrößerung des Gefüges eintritt, und zwar sowohl im Gebiete der festen Lösung ein Wachstum der γ -Kristalle als auch nach der Umkristallisation eine solche des Ferrit-Perlitgemisches. Die Abb. 595 veranschaulicht den Einfluß der Glühdauer bei 880° bzw. 950° auf das Wachstum des Ferritkornes bei einem Stahlguß der Zusammensetzung: 0,24% C, 0,62% Mn, 0,30% Si, 0,083% P, 0,065% S. Mit steigendem Kohlenstoffgehalt treten die durch den Ferrit bewirkten Erscheinungen des netzförmigen Ausscheidens von Perlit immer mehr zurück, so daß der Perlit selbst sich in gleichmäßiger Verteilung abscheidet. Da jedoch die Kristallisationsbedingungen für den Perlit erst bei tieferen Temperaturen in Erscheinung treten, ist es zweckmäßig, bei höher gekohlten Stahlgußsorten die für die Ausscheidungsbedingungen des Perlits ungünstige, für die Gesamtauflösung aber notwendige verhältnismäßig hohe Glüh Temperatur dadurch auszugleichen, daß die eben notwendige Glühdauer nicht überschritten wird. Zur Erzielung guter mechanischer Eigenschaften ist eine über das Notwendige hinausgehende Glühdauer aus vorbeschriebenen Gründen nicht empfehlenswert.

Die Wirkung erhöhter Abkühlungsgeschwindigkeit äußert sich dadurch, daß das Ferrit-Perlitgefüge recht feinkörnig wird, ist jedoch begrenzt, da in vielen Fällen Spannungen im Gußstück hervorgerufen werden, die nachher zum Bruch des Werkstückes führen. Schnelles Erstarren im Gebiet GOSP und nachheriges Anlassen unterhalb

PSK wäre als idealste Glühbehandlung anzusprechen, ist aber aus Gründen der Kostspieligkeit nur für hochwertigen Stahlguß zu empfehlen. Durch gesteigerte Abkühlung im Gebiete GOSP wird außerdem Ansammlung größerer Ferritmengen vermieden und der Erzielung eines quasiisotropen Werkstoffes der Weg geebnet.

So ist aus Abb. 596 ersichtlich, daß die Ferritabscheidung sich netzartig an den Stellen sulfidischer Einschlüsse vollzogen hat als Folge schneller Abkühlung, während

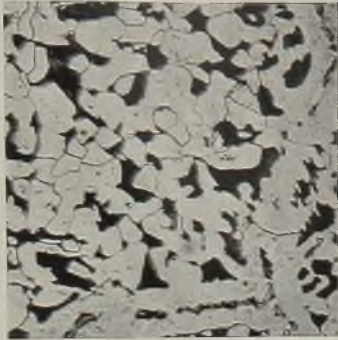


Abb. 596. Ferritnetzwerk bei rascher Abkühlung.
Vergr. 80.

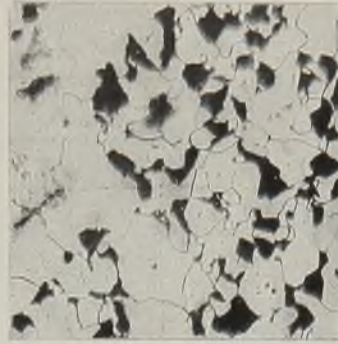


Abb. 597. Ferritnetzwerk bei langsamer Abkühlung.
Vergr. 80.

Abb. 597 das gleiche Gefüge bei langsamer Abkühlung zeigt. Die Verbreiterung der Ferritmaschen ist unverkennbar. Von nicht unerheblichem Einfluß ist rasche Abkühlung auch auf die Ausbildung des Perlits, und zwar insofern, als dadurch die sorbitische Ausbildung des Perlitgefüges, mit der eine Erhöhung der Festigkeitseigenschaften einhergeht, gefördert wird, während das lamellare und körnige Perlitgefüge bei langsamer Abkühlung unvermeidlich ist.

Veränderung der mechanischen Eigenschaften durch das Glühen.

Daß durch geeignete Glühbehandlung als Folge der dadurch erreichten Kornverfeinerung die mechanischen Eigenschaften des Stahlgusses weitgehend beeinflusst bzw. verbessert werden, wurde bereits eingangs erwähnt. Den klassischen Versuchen P. Oberhoffers¹⁾ seien die Angaben entnommen, die in Wort und Bild weitreichenden Aufschluß über die nachstehend zu behandelnden Fragen geben. Die Wirkung der Glühbehandlung auf die mechanischen Eigenschaften wurde an Stahlstücken festgestellt, die in Zahlentafel 112 auf S. 610 verzeichnet sind, und aus deren wachsenden Kohlenstoff- und Mangangehalten die jeweils anzuwendenden Glühtemperaturen errechnet sind.

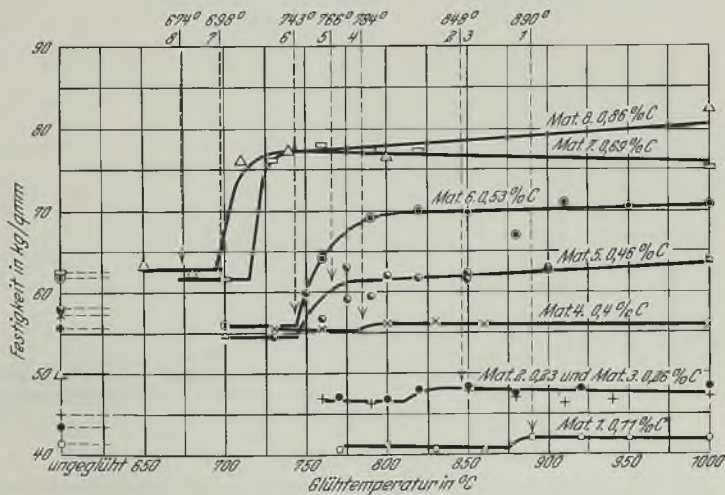


Abb. 598. Abhängigkeit der Zugfestigkeit verschiedener Stahlgußsorten von der Glühtemperatur.

Aus den nachfolgenden Schaubildern erhellt, daß in der Nähe der Umkristallisationstemperaturen ein meist bedeutender Kurvenanstieg festzustellen ist. Unterschiede, die

¹⁾ Siehe Literaturzusammenstellung auf S. 622.

bezüglich der errechneten und der wirklichen Umkristallisationstemperatur auftreten, sind geringfügig. Grundsätzlich ist durch ein Glühen bei 30° oberhalb der errechneten Temperatur der Kurvenanstieg ausgeprägt und die größte Verbesserung der Eigenschaften erreicht. Diese Verbesserung der mechanischen Eigenschaften erstreckt sich auf die Festigkeit, die Dehnung, die Kontraktion, die spez. Schlagarbeit und die Härte. In

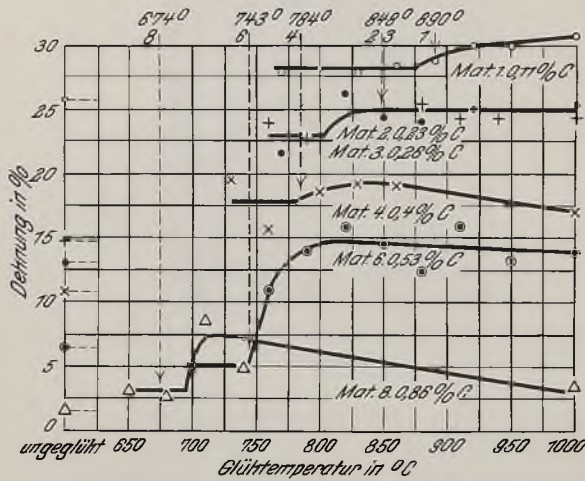


Abb. 599. Abhängigkeit der Dehnung verschiedener Stahlgußsorten von der Glühtemperatur.

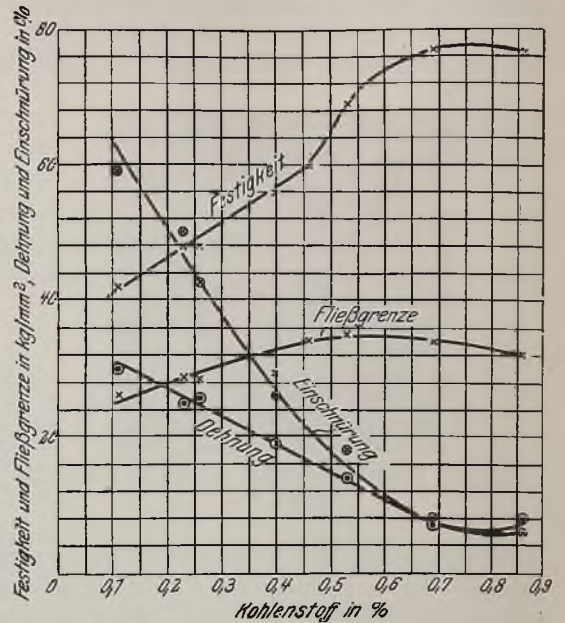


Abb. 600. Mittelwerte der Festigkeit, Dehnung, Einschnürung, Fließgrenze von Stahlguß in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt bei zweckmäßigem Glühen. (Nach Oberhoffer.)

Abb. 598 ist die Zugfestigkeit der vorstehend charakterisierten Stahlgußsorten in Abhängigkeit von der Glühtemperatur zur Darstellung gebracht. Man ersieht aus den Kurven, deren Punktermittlung, als Mittelwert von 3–9 Versuchen, als einwandfrei anzusprechen ist, daß in der Nähe der jeweils errechneten Temperaturen eine deutliche

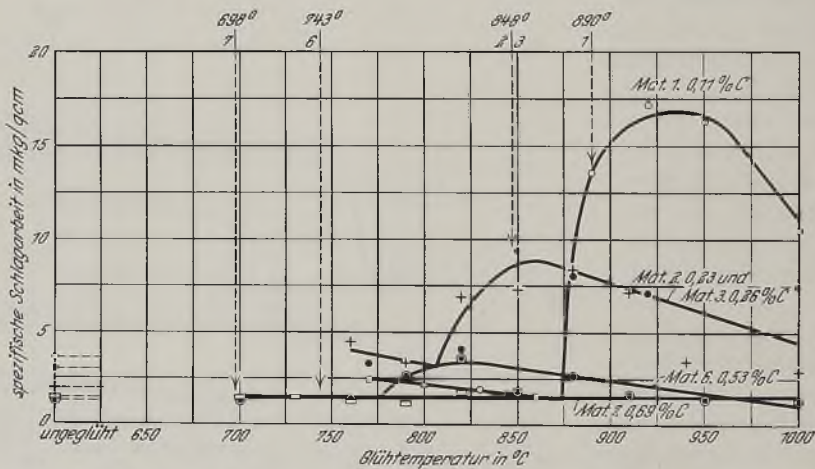


Abb. 601. Abhängigkeit der spezifischen Schlagarbeit verschiedener Stahlgußsorten von der Glühtemperatur.

Zunahme der Festigkeit zu verzeichnen ist, die bei den hochkohlenstoffhaltigen Proben, ihrer von Natur aus größeren Härte entsprechend, sich besonders stark ausprägt. Das umgekehrte Bild gibt Abb. 599, das zwar auch die mit der Umkristallisation verbundene Verbesserung der Dehnung der verschiedenen Gußsorten aufweist, aber mit steigendem Kohlenstoffgehalt eine fallende Neigung der Verbesserung der Dehnung zeigt, so daß

Festigkeit, Fließgrenze, Dehnung und ihr entsprechend die Einschnürung in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt das in Abb. 600 zur Darstellung gebrachte Bild aufweisen würden.

Auch eine Verbesserung der Schlagfestigkeit, ausgedrückt durch die Abhängigkeit der spezifischen Schlagarbeit von der Temperatur (Abb. 601), ist erreichbar, jedoch nur für Stahlguß bis etwa 0,53% Kohlenstoff. Es ist anzunehmen, daß die hochgekohten Stahlgußsorten ebenfalls eine Verbesserung erfahren, die aber so geringfügig ist, daß sie mit den heute zur Verfügung stehenden Meßgeräten nicht zu erfassen ist. In Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt muß also die Kurve der spezifischen Schlagarbeit, ausgedrückt in mkg/cm^2 eine stark abfallende Neigung aufweisen, wie aus Abb. 602 ersichtlich.

Daß die Härte des Stahlgusses bei Erreichung der Umwandlungstemperatur (A_3) einem Mindestwert zustrebt (Abb. 603), ist die natürliche Folge des Verschwindens des grobkörnigen Gußgefüges bei diesen Temperaturen. Mit steigendem Kohlenstoffgehalt ergeben sich selbstverständlich, der natürlichen Härte des Werkstoffs entsprechend, höhere Werte (Abb. 603).

Umfassende Versuche, die sich mit der Frage, inwieweit die mechanischen Eigenschaften von der Temperatur unterhalb 600° abhängig sind, befassen und die von F. Körber und A. Pomp erschöpfend durchgeführt wurden, geben wertvolle Aufschlüsse über die Beeinflussung der Festigkeitseigenschaften im Temperaturgebiet von 20° – 600° , also auch im gefürchteten Blaubruchgebiet, sowohl ohne wie nach vorheriger Vergütung durch Warmbehandlung¹⁾.

Abb. 604 zeigt den Einfluß der Wärmebehandlung auf die Zugfestigkeit in der Wärme. Zwischen 200° und 300° ergibt sich ein Höchstwert der Zugfestigkeit, der besonders deutlich bei geglühtem und schnell abgekühltem Stahl zutage tritt. Sogar bei Erhitzung auf 400° ist ein Sinken der Zugfestigkeit unter die bei 20° ermittelten Werte kaum festzustellen. Dasselbe Ergebnis zeigt die Kurve für langsam abgekühlten und unvergüteten Werkstoff.

Recht erhebliche Unterschiede treten in Erscheinung bei Ermittlung der Festigkeitswerte an Stahlgußsorten verschiedener Herstellungsart. Der im Elektrofen erschmolzene Stahlguß zeigt höhere Festigkeitswerte bei denselben Dehnungs-

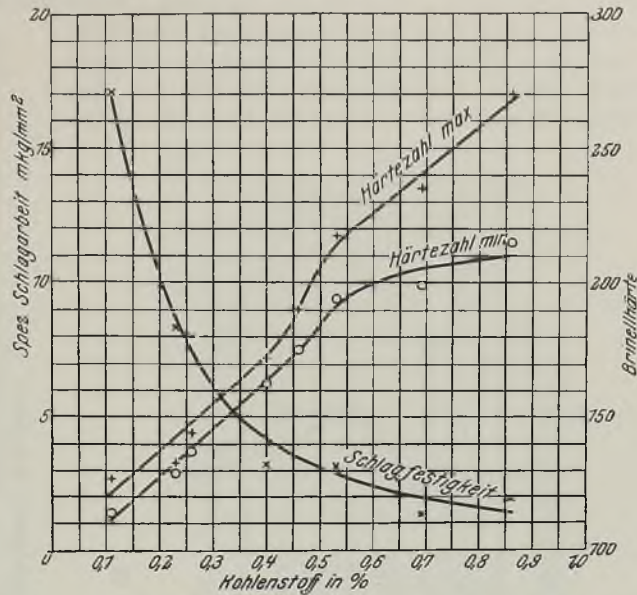


Abb. 602. Mittelwerte der Härtezahlen und der Schlagfestigkeit von Stahlguß in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt bei zweckmäßigem Glühen. (Nach Oberhoffer.)

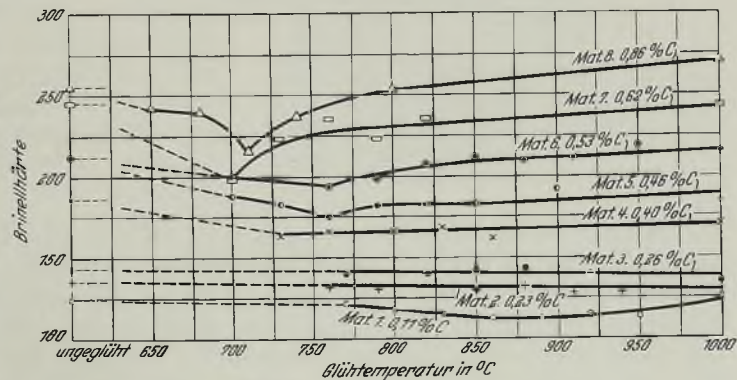


Abb. 603. Härtezahlen.

¹⁾ Mitt. Eisenforsch. H. 6 (1924, Lfg. 4), S. 21; auszugsw. Stahleisen 1925. S. 351.

zahlen, als der im S.M.-Ofen erschmolzene. Im Gegensatz zu den geglähten und langsam abgekühlten Proben tritt bei beiden Herstellungsarten bei den schneller abgekühlten zwischen 200—300° ein Höchstwert der Zugfestigkeit auf, während dementsprechend die Dehnungen Mindestwerte einnehmen (Abb. 605). Besonders ungünstig zeigt sich die langsam abgekühlte Probe bei Beanspruchung in der Nähe von 300°, da sowohl die Zugfestigkeit, als auch die Dehnung Tiefstwerte zeigen, woraus der Schluß zu ziehen ist, daß derartig zu beanspruchende Formstücke nach dem Glühen möglichst rasch abzukühlen sind. Gleich bemerkenswert ist die aus den Abb. 606 und 607 ersichtliche Einwirkung der

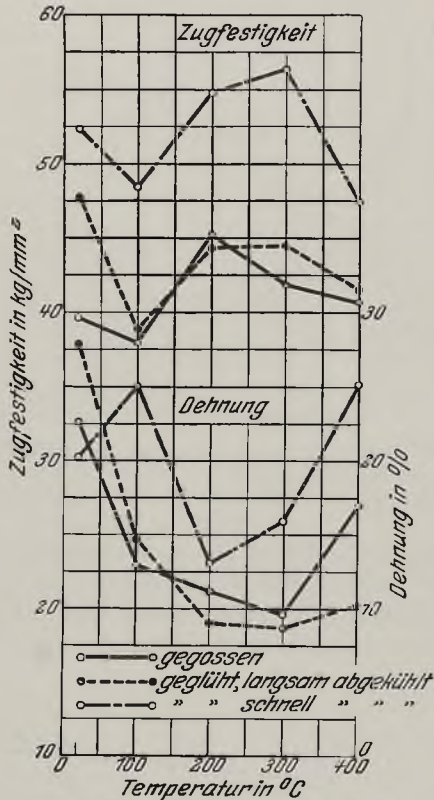


Abb. 604. Zugfestigkeit und Dehnung von Stahlguß in der Wärme. (Siemens-Martin-Stahl.)



Abb. 605. Zugfestigkeit und Dehnung von Stahlguß in der Wärme. (Elektrostahl.)

Temperatur auf die spezifische Schlagarbeit (Kerbzähigkeit), die bei 100°, besonders ausgeprägt für geglähten, rasch abgekühlten Werkstoff, sowohl bei S.M.- als auch Elektrostahl einen Höchstwert erreicht, während die Kerbzähigkeit bei Raumtemperatur 2 mkg/cm² bei diesen Versuchen nicht überschreitet. Für den nicht geglähten und den nach dem Glühen langsam abgekühlten Stahlguß liegen die Höchstwerte zwischen 200 und 300°. Wir erkennen zudem, daß die Kerbzähigkeitswerte des bestvergüteten Stahlgusses im Temperaturbereich zwischen 300—400° merklich hinter denen des gegossenen und des langsam abgekühlten Werkstoffs zurückbleiben. Die Tatsache, daß allgemein durch die verschiedene Glühbehandlung sich die Kerbschlagwerte bei höheren Temperaturen weit auseinanderziehen und zwar so, daß die Kerbzähigkeit bei ungeglühtem Werkstoff sehr stark zwischen 20—300° steigt, bei geglähtem und langsam abgekühlten weniger stark, bei geglähtem und rasch abgekühltem der Kurvenverlauf am flachsten ist, ermöglicht ein Prüfverfahren über die Größe der durch Glühen erzielten Verbesserung. Man führt eine Reihe von Warmkerbschlagproben bei 100,

200 und 300° aus und vergleicht den Höchstwert mit dem Ausgangswert der Probe bei Raumtemperatur, Je höher dieser Größtwert über dem letzteren liegt, umso schlechter ist die durch Glühbehandlung erzielte Verbesserung.

Daß auch bei geeigneter Glühbehandlung eine Verbesserung der mechanischen Eigenschaften des Stahlgusses nicht immer eintritt, dürfte durch den Umstand zu

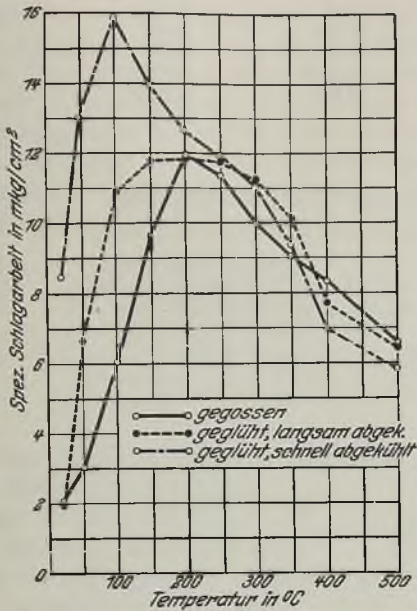


Abb. 606. Spez. Schlagfestigkeit (Kerbzähigkeit) von Stahlguß in der Wärme. (Siemens-Martin-Stahl.)

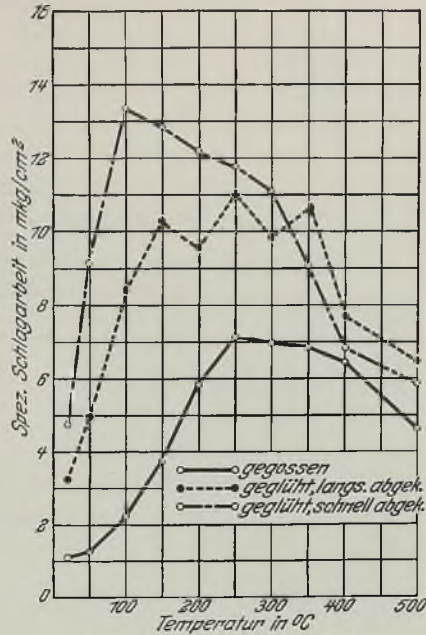


Abb. 607. Spez. Schlagfestigkeit (Kerbzähigkeit) von Stahlguß in der Wärme. (Elektrostahl.)

erklären sein, daß der Anfangszustand des Gusses infolge der verschiedenen Erstarrungs- und Abkühlungsverhältnisse, d. h. infolge der verschiedenen Wandstärken, die das gegossene Stück aufweist, außerordentlich schwankt. So ergaben Druckfestigkeitsversuche, die von Arend¹⁾ in Abhängigkeit von der Wandstärke angestellt wurden, unter Ausschaltung verschiedener Erstarrungsgeschwindigkeit und davon abhängender Korngröße durch Vergießen bei gleicher Temperatur, daß für einen mittelharten Stahl von 0,35% Kohlenstoff bei Wandstärken von 50–80 mm eine Erhöhung der Druckfestigkeit zu verzeichnen ist, während (Abb. 608) diese bei Wandstärken unterhalb 50 mm nicht eintritt. Ähnliche Ergebnisse zeitigten Versuche an weichem Stahl mit 0,23% Kohlenstoff, jedoch ist das Gebiet der Festigkeitserhöhung viel ausgedehnter. Der Einfluß der Wandstärke auf Festigkeit und Dehnung wurde von P. Oberhoffer und H. Weisgerber²⁾ an Stählen folgender Zusammensetzung (Zahlentafel 113) untersucht und gefunden, daß für jede Versuchsreihe (Abb. 609 und 610) eine kritische Wandstärke zu verzeichnen ist, bei der sich weder Erhöhung noch Erniedrigung der Festigkeit durch Glühbehandlung einstellt.

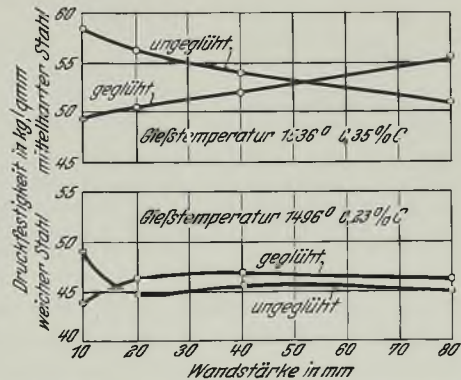


Abb. 608. Abhängigkeit der Druckfestigkeit von der Wandstärke des Stahlgusses (Arend).

In Zahlentafel 114 sind die extrapolierten Zahlenwerte für die kritischen Wandstärken in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt zusammengestellt.

¹⁾ Stahleisen 1917. S. 396.

²⁾ Stahleisen 1920. S. 1433.

Zahlentafel 113.
Stahlanalysen.

Versuchsreihe	1	2	3
% C	0,15	0,27	0,43
% Mn	0,67	0,95	0,91
% Si	0,34	0,37	0,35
% P	0,028	0,049	0,028
% S	0,032	0,038	0,039

Zahlentafel 114.
Kritische Wandstärke in Abhängigkeit vom Kohlenstoffgehalt.

% C	Kritische Wandstärke mm	% C	Kritische Wandstärke mm
0,0	9	0,3	18,5
0,1	11	0,4	27,0
0,2	13,5	0,5	39,0

Die Versuchswerte sind für den ungeglühten Stahlguß insofern unsicher, als bei der Wahl der Zerreißstäbe die Quasiisotropie des Werkstoffs nicht mit Sicherheit anzunehmen ist, während dieser Umstand beim geglühten Werkstoff keine Rolle spielt.

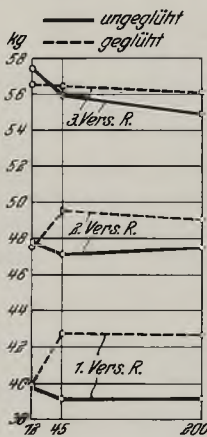


Abb. 609. Zerreißfestigkeit in Abhängigkeit von der Wandstärke in Millimeter (Oberhoffer und Weisgerber).

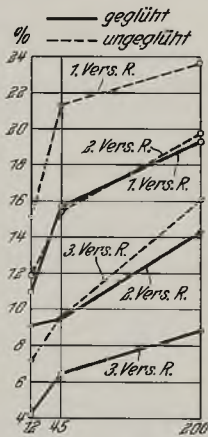


Abb. 610. Dehnung in Abhängigkeit von der Wandstärke in Millimeter (Oberhoffer und Weisgerber).

Aus Abb. 610 ist die steigende Tendenz der Dehnungswerte sowohl des geglühten als auch des ungeglühten Stahls in Abhängigkeit von der Wandstärke zu erkennen. Es ist also verständlich, daß in ein und demselben Gußstück mit verschiedenen Wandstärken gleiche Festigkeitswerte aller Teile nicht zu erwarten sind, was durch die mikroskopische Untersuchung, insbesondere durch die Primärätzung leicht zu zeigen ist.

Schlußfolgernd ist an Hand der Schaubilder festzustellen, daß ein Verschlechtern der Festigkeitseigenschaften im Blaubruchgebiet durch Temperaturerhöhung bei 300° nicht zu befürchten ist, wenn auch die Dehnung und Kontraktion im kritischen Gebiet sinken. Aus den Kerbzähigkeitsschaubildern ist vielmehr ersichtlich, daß die Sprödigkeit des Stahlgusses bei Raumtemperatur einer nicht unerheblichen Kerbzähigkeit bei höheren

Temperaturen weichen muß, was von besonderer Wichtigkeit bei stark auf Schlag und Stoß (Walzen) beanspruchten Werkstücken sein dürfte, die im Betrieb großen Temperaturschwankungen ausgesetzt sind.

Beeinflussung der Warmbehandlung des Stahlgusses durch die Gegenwart einzelner Legierungselemente.

Der Einfluß der Warmbehandlung in Gegenwart von Legierungselementen auf das Gefüge und die mechanischen Eigenschaften des Stahlgusses sei zunächst an den Elementen gezeigt, die nicht zwecks Erhöhung und Verbesserung dieser Eigenschaften der Schmelze zugegeben werden, sondern die bei mehr oder weniger schädlicher Wirkung

aus dem Stahlguß im Verlauf des metallurgischen Verfahrens nie ganz entfernt werden können, nämlich an Phosphor und Schwefel.

Bekanntlich sind diese beiden Elemente bestrebt, die Quasiisotropie, d. h. die homogene Kristallverteilung im Werkstoff zu verhindern, indem sie sich beim Erstarren des Schmelzflusses recht ungleichmäßig verteilen¹⁾. Da nun durch Glühen nur das Ferrit-Perlit-Gemisch, nicht aber die Phosphor- und Schwefelanordnung beeinflusst werden kann, ist es notwendig, daß bei der primären Kristallisation auf eine regelmäßige und feinmaschige Verteilung dieser Fremdstoffe hingearbeitet wird, weil durch die Seigerung des Phosphors und Schwefels die sekundäre Kristallisation außerordentlich beeinflusst wird. Diese Elemente reichern sich an den Korngrenzen an und veranlassen bei der Abkühlung, also beim Überschreiten der Linie GOS im Eisen-Kohlenstoff-Schaubild, die Ansammlung der Ferritkristalle an den Begrenzungen der Körner, so daß ein Ferritnetzwerk nach Abb. 611 entsteht. Besonders bei sulfidischen, im Eisen unlöslichen Einschlüssen, zeigt sich diese Art der Ferritanreicherung rings um die Fremdkörper.

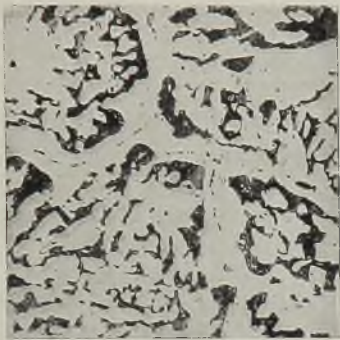


Abb. 611. Netzwerk von Schlackeneinschlüssen mit Ferritnetzwerk. Vergr. 50.



Abb. 612. Stahlguß mit dendritischer Anordnung von Ferrit und Perlit. Vergr. 50.

Ob und inwieweit der Phosphor das Gefüge beeinflusst, ist noch nicht geklärt. Er findet sich stets im Verein mit Ferrit in den Verästelungen der Dendriten (Abb. 612), oder an den Kristallgrenzen. Die guten Eigenschaften des Phosphors bezüglich seiner verfestigenden Wirkung auf den Werkstoff werden wettgemacht durch leicht einstellenden, intergranularen Bruch, der durch die Ansammlung spröder Einschlüsse an den Grenzschichten hervorgerufen wird. Außerdem wird die verfestigende Wirkung noch weiter beeinträchtigt durch die Kohlenstoffarmut der an Phosphor reichen Zonen. Da nun durch rasche Abkühlung unterhalb GOS nicht nur ein feinkörniges Primär- und Sekundärgefüge, sondern auch eine feine Verteilung der Phosphor- und Schwefelanreicherungen erzielt werden kann, so ist eine beschleunigte Erstarrungsgeschwindigkeit anzustreben. Natürlich ist durch noch so zweckentsprechende Glühbehandlung eine Verbesserung der mechanischen Eigenschaften bei allzu grobmaschiger Anordnung des Phosphor- und Schwefelnetzwerkes oder bei zu hohen Gehalten an diesen Legierungselementen nicht erreichbar. Letzteres erhellt aus den nachfolgend wiedergegebenen Zahlentafeln 115 und 116 nach P. Oberhoffer²⁾.

Über den Einfluß der Wärmebehandlung auf legierte Stahlgußsorten sind nur wenig und unzureichende Untersuchungen angestellt worden, die sich im allgemeinen auf die Legierungselemente Silizium, Mangan, Nickel, Chrom, Vanadin, Wolfram und Titan oder Vereinigungen dieser Elementen erstrecken.

Versuche, die an manganlegierten Stahlgußsorten mit nicht über 2% Mangan und 0,2–0,5% Kohlenstoff durchgeführt wurden, ergaben, daß durch Abkühlen der vergüteten Stähle von 800° an der Luft die Kerbzähigkeit, die im unlegierten und geglühten Stahlguß nur gering ist, auf 2–3 mkg/cm² verbessert wurde. Für die Stähle mit 2%

¹⁾ Vgl. Bd. 1, S. 278 u. ff.

²⁾ P. Oberhoffer: Das technische Eisen, 2. Aufl. Berlin, 1925. S. 357.

Zahlentafel 115.

Stahlguß I.

0,26% C, 0,80% Mn, 0,25% Si, 0,027% P, 0,030% S.

Behandlung	Streckgrenze kg/mm ²	Festigkeit kg/mm ²	Dehnung %	Kontraktion %	Spez. Schlagarbeit mkg/cm ²
Ungeglüht	24,3	38,2	5,1	5,3	2,77
	22,9	47,6	23,3	27,7	3,25
	22,9	44,4	11,0	9,6	2,80
Geglüht bei 850°	27,1	47,1	22,4	36,0	9,9
	28,5	48,5	26,9	45,3	9,9
	29,8	48,5	23,8	40,1	8,4

Zahlentafel 116.

Stahlguß II.

0,24% C, 0,62% Mn, 0,30% Si, 0,083% P, 0,065 S.

Behandlung	Streckgrenze kg/mm ²	Festigkeit kg/mm ²	Dehnung %	Kontraktion %	Spez. Schlagarbeit mkg/cm ²
Ungeglüht	n. b.	46,4	6,5	7,2	1,3
	„	45,8	9,5	11,1	1,2
	„	46,8	11,5	14,8	1,4
Geglüht	31,3	48,3	9,5	13,3	2,0
	31,4	48,5	10,0	17,1	1,8
	32,4	50,2	13,5	18,4	2,0

Mangan ist durch Normalglühen und nachfolgendes Anlassen eine wesentliche Verbesserung der Kerbzähigkeit zu erreichen.

Aber auch den austenitischen Manganstählen, die bei 0,2% Kohlenstoff mehr als 12% Mangan und bei 0,8% Kohlenstoff mehr als 7% Mangan enthalten ¹⁾, sind durch geeignete Glühbehandlung bessere Festigkeitseigenschaften zu vermitteln, indem durch



Abb. 613.



Abb. 614.

Abb. 613 u. 614. Hart-Manganstahl mit dendritischem Gefüge.

Glühen bei 1250°, also nahe dem Schmelzpunkt, das besonders leicht durch heißes Vergießen hervorgerufene dendritische Gefüge (Abb. 613 und 614) zerstört wird. Es wäre möglich, daß durch diese Glühbehandlung das der ungleichmäßigen Verteilung des Mangans zuzuschreibende dendritische Gefüge infolge Diffusion des Mangans in ein anderes Gefüge übergeht (Abb. 615).

¹⁾ Vgl. Bd. 1, S. 247, Bd. III, S. 410.

Mit Silizium legierte Stahlgußsorten, die wegen ihrer geringen Wirbelstrom- und Hysteresisverluste mannigfaltige Verwendung finden und einen Siliziumgehalt von 4% aufweisen, wurden durch Pomp¹⁾ für den Temperaturbereich von 0–500° untersucht, dabei wurde die Einwirkung auf die Festigkeitswerte festgestellt. Aus Abb. 616 erkennen wir, daß die Dehnung und Einschnürung, ganz besonders aber die Kerbzähigkeit, mit steigender Temperatur erheblich zunehmen. Trotzdem dieser Werkstoff bei Raumtemperatur ziemlich spröde ist, kann er bei etwa 250° leicht verformt werden, ohne daß Ribbildung eintreten wird.

Daß durch geeignete Warmbehandlung die durch Legierung mit Nickel, Nickel-Chrom und Nickel-Mangan wesentlich gesteigerten Festigkeitswerte von Stahlgußsorten noch erheblich verbessert werden können, ist wohl bekannt²⁾. Leider fehlen bisher zahlenmäßige Unterlagen, aus denen die Vorteile der Wärmebehandlung erhellen. Jedoch muß darauf hingewiesen werden, daß die Linien GOS und PSK durch die Legierungselemente Mangan, Nickel, Silizium usw. in der Weise beeinflusst werden, daß sowohl die Linie GOS als auch PSK durch 1% Mangan um etwa 60–70°, durch 1% Nickel um etwa 30–35° erniedrigt wird, während 1% Silizium die Kurve PSK um 25° erhöht. Der Einfluß von Silizium auf GOS ist noch nicht genügend erforscht, um die Einwirkung zahlenmäßig festhalten zu können. Eine erhöhende Wirkung ist aber wahrscheinlich. Schwefel und Phosphor dürften die vorgenannten Linien des Eisen-Kohlenstoff-Schaubilds nur unwesentlich beeinflussen, so lange sich die Gehalte in den üblichen Grenzen bewegen.

Die Überführung von Stählen höheren Chromgehaltes in die feste Lösung ist mit Schwierigkeiten verknüpft, da die chromhaltigen Karbide von großer Beständigkeit sind. Infolgedessen benötigen die chromlegierten Stähle bedeutend höhere Glüh-temperaturen beim Glühen und Härten als die entsprechenden Kohlenstoffstähle. Eine wesentliche Einwirkung von Chrom und Wolfram auf die Linien GOS und PSK macht sich bei genügend langsamer Abkühlung nicht bemerkbar.

Besonders sei darauf hingewiesen, daß vorbeschriebene Vorgänge auf die Lage der Kurven nur bei der Abkühlung, d. h. während der Zerfallsvorgänge der festen Lösung bei der Abkühlung des Stahlgusses aus dem Schmelzfluß sich auswirken.

Das sekundäre Gefüge der Eisen-Kohlenstoff-Legierungen wird grundsätzlich durch die Gegenwart der in Lösung befindlichen Legierungselemente nicht beeinflusst, diese Elemente bleiben also auch bei der sekundären Kristallisation in Lösung, in der Annahme, daß die Komponenten sich auf Eisen und Eisenkarbid verteilen. Sie erscheinen deshalb im technischen Stahlguß als Gefügebestandteile in Ferrit und Perlit. Über die Art ihrer Verteilung ist bis heute nichts Genaueres bekannt geworden.

Über das Auftreten der bekannten Dendritenstruktur besonders bei mit Nickel und Chrom legierten Stahlgußsorten wurde durch Versuche von P. Oberhoffer³⁾



Abb. 615. Zerstortes dendritisches Gefüge.

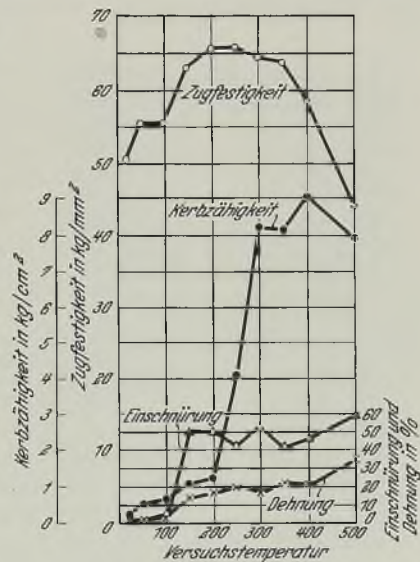


Abb. 616. Festigkeitseigenschaften von Siliziumstahl (4% Si) in Abhängigkeit von der Temperatur.

¹⁾ Mitt. Eisenforsch. Bd. 7 (1925), Lfg. 8, S. 99, Lfg. 9, S. 105; auszugsw. Stahleisen 1926. S. 52.
²⁾ Siehe z. B. Bd. 1, S. 244. ³⁾ Werkstoff-Handb. Jg. 51, S. 2–3.

festgestellt, daß, während für gewöhnliche Kohlenstoffstähle ein mehrstündiges Glühen bei 1100–1200° genügt, um das dendritische Gefüge zu zerstören, bei Nickel-Chrom-Stählen diese Wirkung nur durch langsames Glühen bei etwa 1350° erreicht werden kann. Die Beseitigung dieses für die Erzielung hoher Festigkeitswerte denkbar ungünstigen

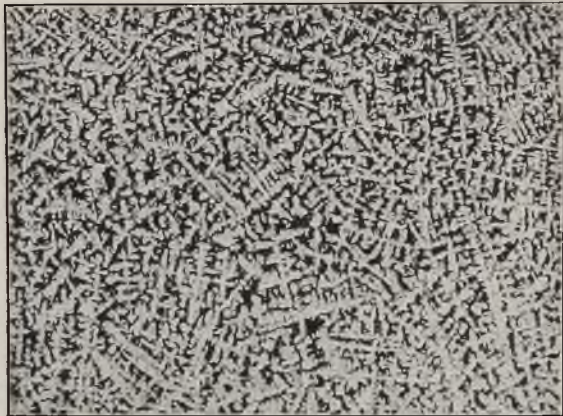


Abb. 617. Gußgefüge, Dendritenstruktur in einem Nickel-Chrom-Stahl.

Gefüges ist bei Nickel-Chrom-Stählen um so mehr anzustreben, als es außerdem zu Haarrissen besonders leicht Anlaß gibt. Es ist um so deutlicher ausgebildet, je langsamer die Erstarrung erfolgt, also auch je heißer der Stahl vergossen wird. Aus Abb. 617 ersehen wir das typische Gefüge eines unvergüteten Nickel-Chrom-Stahles mit 0,31% C, 0,92% Mn, 2,89% Ni und 0,57% Cr.

Untersuchungen von F. Duesing¹⁾ über die Beeinflussung der Festigkeitseigenschaften von Nickel-Chrom-legierten Stählen ergeben, daß die Feststellung der Umwandlungstemperatur, also des A_{c_3} -Punktes, der eine vollständige Auflösung des Ferrits in der festen Lösung anzeigt, auf thermischem Wege, z. B. durch Festlegung der Erhitzungs- und Abkühlungskurven, besonders für Nickel-Chrom-legierte Stähle nicht ratsam ist, da die Umwandlungen in ihrem zeitlichen Verlauf stark durch die Legierungszusätze verzögert werden. Die Gefügeausbildung ist also abhängig von der Geschwindigkeit, die zur Erreichung der Versuchstemperatur angewandt wird und außerdem von der Zeit, während der die Temperatur auf die Probe einwirkt. Ein anderes Verfahren, das als Abschreckverfahren bezeichnet wird, dürfte zur Feststellung der anzuwendenden Glühtemperaturen ratsamer erscheinen. Dieses Bestimmungsverfahren beruht auf der Tatsache, daß die Zustandsänderungen von Umkristallisationen begleitet sind, die im Gefügebild zu erkennen sind. Abb. 618 zeigt den Einfluß der Abschrecktemperatur auf die Festigkeitseigenschaften. Ein Bestwert aller Eigenschaften zwischen 760° und 800° ist deutlich erkennbar, während die thermische Untersuchung den Umwandlungspunkt bei 734° ermittelte.

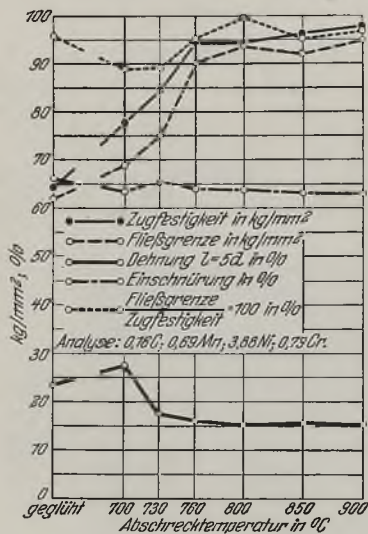


Abb. 618. Festigkeitseigenschaften in Abhängigkeit von der Abschrecktemperatur.

Ein Bestwert aller Eigenschaften zwischen 760° und 800° ist deutlich erkennbar, während die thermische Untersuchung den Umwandlungspunkt bei 734° ermittelte.

Eine eigenartige Erscheinung muß hier noch erwähnt werden, die häufig auftritt, wenn dem Stahlguß Aluminium oder Vanadin zugesetzt wird. Dann treten häufig bei der Umkristallisation einzelne Stellen auf, die sich gänzlich der Regeneration entziehen und das Widmannstätten-Gefüge beibehalten. In Abb. 619 ist eine derartige Stelle abgebildet. Selbst mehrmaliges Wiederholen der Glühbehandlung ändert das Ursprungsgefüge an diesen Stellen nicht. Diese Erscheinung zeigt sich häufig auch schon, wenn mit Aluminium desoxydiert wird. Eine Erklärung für das Auftreten dieser Flecken kann nicht gegeben werden, da planmäßige Untersuchungen noch nicht vorliegen.

Die Praxis lehrt, daß, wenn Gußstücke mit verschiedenen, an der Biegung verhinderten Wandstärken, die den entstehenden Gußspannungen nicht ausweichen können, von einer hohen Temperatur, die innerhalb des Gebietes der vorwiegend plastischen

¹⁾ Mitt. Eisenforsch. Bd. 6 (1925), S. 71/82.

Formänderung liegt, auf Zimmertemperatur abkühlen, nach der Abkühlung in den schneller erkalteten Teilen Druck-, in den langsamer abgekühlten Zugspannungen aufzutreten¹⁾; diese müssen durch geeignete Wärmebehandlung entfernt werden, um das Zubrechgehen des Werkstückes zu verhindern. Die Gußspannungen würden, wenn bei der Erhitzung die bei hohen Temperaturen niedrige Streckgrenze überschritten wird, und nur mehr plastische Formänderungen hervorgerufen werden, sich bei der Abkühlung durch Zertrümmern des Werkstückes ohne oder unter Einwirkung geringer äußerer Kräfte auswirken. Zur Vermeidung dieser Abkühlungsspannungen und Verhütung der Entstehung neuer Spannungen bedient man sich der sog. verzögerten Ofenabkühlung. Im allgemeinen genügt zur Beseitigung dieser Spannungen ein Glühen bei 600°, so daß nach dem Umkristallisieren Luftabkühlung und verzögerte Ofenabkühlung vereinigt werden können, indem man den Glühofen bis zu der Erreichung der Temperatur von 600° öffnet, und von diesem Zeitpunkt ab bei geschlossenen Türen und abgestellter Feuerung die Abkühlung zu Ende führt.



Abb. 619. Stahlguß mit örtlichem Widmannstätten-Gefüge.

Der Vollständigkeit halber sei auf einige Tatsachen hingewiesen, die einerseits gestatten, nachzuprüfen, ob das betreffende Werkstück durch Warmbehandlung vergütet und andererseits, ob es richtig warm behandelt wurde. Die innere Oberfläche der Sandform erhält nämlich im allgemeinen durch Bestreichen mit Schlichte kohlenstoffhaltige Bestandteile, die eine zementierende Wirkung auf die Wände des Gußstückes ausüben. Zementationswirkung an den Kanten des Gußstückes gibt einmal sehr oft zu Rißbildungen Anlaß, und außerdem ist diese harte, zementierte Oberfläche, deren Kohlenstoffgehalt bis zu 1,5% ansteigen kann, stets ein Zeichen dafür, daß das Stück nicht ausgeglüht wurde. Beim Glühen in mehr oder weniger oxydierender Atmosphäre verschwindet die gekohlte Schicht, und man erhält statt ihrer eine kohlenstoffarme Oberfläche. Ein wertvolles Anzeichen für die stattgehabte Ausführung der Glüharbeit ist daher u. a. das Auftreten der entkohlten Oberflächenschicht.



Abb. 620. Probestab mit 0,11% C, bei zu niedriger Temperatur (800°) gegläht.



Abb. 621. Probestab mit 0,11% C, bei richtiger Temperatur (890°) gegläht.

Wie eingangs beschrieben, verändert sich mit steigender Glüh-temperatur das Gußgefüge, indem das grobkristalline immer feinkörniger und schließlich im Gebiet der Überhitzung wieder grobkörnig wird. Analog verändert sich natürlich auch das Bruchgefüge, so daß sich die Schlußfolgerung aufdrängt, daß das Bruchgefüge ein sicheres Mittel zur Feststellung der richtigen Glüh-temperatur darstellt, indem feinkörniger Bruch die zweckmäßigste Glüh-temperatur mit Sicherheit anzeige. Diese Vermutung findet in der Praxis leider nicht immer Bestätigung, besonders nicht bei niedrig gekohlten Stahlgußsorten, bei denen Dehnung und Kontraktion entsprechend hohe Werte aufweisen, und deren Bruchgefüge recht feinkörnig ist. Das mikroskopische Gefüge weist dagegen grobkristalline Struktur auf. Ein geeignetes Mittel, um festzustellen, ob die zur Glühung verwendete Temperatur richtig war, bietet sich in der Beurteilung der Zerreißstäbe, die bei unrichtiger Wärmebehandlung das in Abb. 620 dargestellte Aussehen besitzen, im Gegensatz zu der richtig geglähten Probe (Abb. 621), die eine glatte Oberfläche darbietet.

¹⁾ S. Bd. 1, S. 343 u. ff.

Um die mannigfaltigen, nur zu Verwechslungen und Verschleierungen dienenden Bezeichnungen für den Tiegel, Siemens-Martin-Ofen, Elektroofen oder in der Birne erschmolzenen und dann in Formen gegossenen Stahl auszurotten, wurde durch das Werkstoff-Normblatt DIN 1681 der vorstehend gekennzeichnete Werkstoff als „Stahlguß“ bezeichnet. Der Stahlguß wurde nach Güteklassen auf Grund seiner Festigkeits-eigenschaften genormt, wie aus Zahlentafel 117 ersichtlich.

Zahlentafel 117.
Güteklassen von Stahlguß.

Bezeichnung	Gewährleistete Eigenschaften				
	Zugfestigkeit kg/mm ² mindestens	Bruch- dehnung % mindestens	Magnetische Induktion mindestens bei AW/cm		
			25	50	100
Stg 38.81	38	20	—	—	—
Stg 38.81 D	38	20	14 500	16 000	17 500
Stg 45.81	45	16	—	—	—
Stg 45.81 D	45	16	14 500	16 000	17 500
Stg 50.81 R	50	16	—	—	—
Stg 52.81	52	12	—	—	—
Stg 60.81	60	8	—	—	—

Stg 38.81 D und 45.81 D nur für den Elektromaschinenbau.

Stg 50.81 R nur für Lokomotiv- und Wagenbau nach Vorschrift der Deutschen Reichsbahn.

Literatur.

Einzelne Werke.

- Martens, A.: Die technisch wichtigen Eigenschaften der Metalle und Legierungen, von E. Heyn. Hälfte A. Die wissenschaftlichen Grundlagen für das Studium der Metalle und Legierungen. Handbuch der Materialkunde für den Maschinenbau. Teil 2. Berlin: Jul. Springer 1912.
- Oberhoffer, P.: Das technische Eisen. 2. Aufl. Berlin: Jul. Springer 1925.
- Werkstoff-Handbuch Stahl und Eisen. Düsseldorf 1927.

Abhandlungen.

- Oberhoffer, P.: Die Bedeutung des Glühens von Stahlformguß. Stahleisen 1912. S. 889; 1913. S. 891; 1915. S. 93, 212.
- Durrer, R.: Die praktische Anwendung der Metallographie in der Eisen- und Stahlindustrie. Stahleisen 1917. S. 869, 967, 1087.
- Körber, Fr.: Einfluß der Temperatur auf die Festigkeitseigenschaften von Stahlguß. Stahleisen 1924. S. 1765.
- und A. Pomp: Festigkeitseigenschaften von Stahlguß bei erhöhter Temperatur. Mitt. Eisenforsch. Bd. 6, Lief. 5, S. 21—31; Lief. 8, S. 71—135. 1925.
- — Einfluß der Vorbehandlung auf die mechanischen Eigenschaften von Kohlenstoff- und legiertem Stahl, insbesondere die Kerbzähigkeit in der Kälte und Wärme. Mitt. Eisenforsch. Bd. 7, Lief. 4, S. 43—57. 1925. Auszugsweise Stahleisen 1925. S. 1784.

XI. Das Schweißen von Gußeisen- und Stahlgußstücken.

Von

Dipl.-Ing. H. Witte.

Allgemeines.

Unter Schweißen versteht man allgemein die innige Vereinigung der kleinsten Metallteile zweier Werkstücke im teigigen oder flüssigen Zustande miteinander zu einem möglichst homogenen Ganzen.

Das älteste Verfahren ist die Feuerschweißung. Im Koks- oder Kohlefeuer werden die beiden Schweißenden in den teigigen Aggregatzustand gebracht und dann durch Schmieden oder ruhigen Druck miteinander vereinigt. Die elektrische Widerstandschweißung ist ähnlich. Hier wird die Vereinigung nach der Erhitzung des Werkstoffes durch den elektrischen Strom bis kurz vor der Verflüssigung durch plötzlichen Druck vollzogen. Sowohl die Feuer- als auch die Widerstandschweißung kommen fast ausschließlich für Walzstahl in Frage; in seltenen Fällen für Stahlguß. Am gebräuchlichsten bei Gußeisen und Stahlguß sind heute die Schmelzschweißverfahren, bei denen, wie das Wort schon sagt, der Werkstoff im geschmolzenen oder flüssigen Zustande verschweißt wird.

Die Schweißverfahren.

Das Schweißen durch Aufgießen.

Schwere Werkstücke, wie gebrochene Walzen, Walzenständer, Hammerwerksteile, bei denen größere Teile zu ergänzen sind, stellt man durch Aufgießen wieder her. Soll z. B. ein Kleeblatt- oder Lagerzapfen einer Kaliberwalze aufgeschweißt werden, so stellt man die Walze in eine Grube, so daß die Bruchfläche nach oben kommt, und setzt eine Ersatzform auf, die mit einem Ablauf versehen ist (s. Abb. 622). Es ist zweckmäßig, die Walze hinter der Bruchfläche abzuschneiden, so daß eine ebene Schweißfläche entsteht. Mittels einer Pfanne gießt man das flüssige Eisen in die Form, wobei der Gießer den Metallstrahl so zu bewegen hat, daß er sich auf der ganzen Schweißfläche „einfrißt“. Wo der heiße Strahl auftrifft, verflüssigt sich die Bruchfläche allmählich. Hat der Gießer mit einem Eisenstab die Fläche abgetastet und festgestellt, daß alle Stellen anfangen, weich zu werden, so schließt er den Auslauf mit einem Lehmpropfen und gießt die Form voll. Die Oberfläche des fertigen Gusses deckt man mit Sand oder Sägemehl ab. Besonders bei Stahlguß hat man wegen der starken Schrumpfung die Lunkerbildung zu beachten und gegebenenfalls zeitig nachzugießen. Auf ähnliche Weise kann man Eisengußteile wieder angießen.

Zum Aufgießen benötigt man bei Gußeisen rund die doppelte Menge Eisen des aufzuschweißenden Teiles, bei Stahlguß die 2—5fache Menge Stahl. Es ist darauf zu achten, daß das Graueisen wie der Stahlguß hoch erhitzt (über 1300° bzw. 1500°) zum Aufgießen

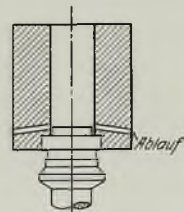


Abb. 622. Schweißen durch Aufgießen.

kommen. Das Gußeisen soll ungefähr die gleiche chemische Zusammensetzung haben, wie das zu schweißende Werkstück. Irgendein Schweißpulver wird nicht gebraucht, dagegen ist ein teilweises Anwärmen des Stückes, z. B. durch Umleiten flüssigen Eisens um die Schweißstelle zum sicheren Gelingen erforderlich, endlich ist ein sachgemäßes Ausglühen nach der Schweißung immer zu empfehlen¹⁾.

Die Thermitschweißung.

Die aluminothermische oder Thermitschweißung nach Dr. Goldschmidt in Essen (Ruhr) wird zum Schweißen von Stahlguß oder Gußeisen kaum einmal von einer Gießerei angewandt, denn es ist kaum zu vermeiden, daß sich beim Schweißen größere Schlackenstücke mit dem Schweißgut vermischen, wodurch weder eine gute Bindung, noch eine dichte, porenfreie Schweißung erzielt werden kann. Auch würden die harten Korundschlacken (Aluminiumoxyd) in der Schweißung eine Bearbeitung meist unmöglich machen.

Thermit besteht aus einem Gemisch von feingepulvertem Eisenoxyd und Aluminium. In einem mit Magnesia ausgekleideten Schmelztiegel aus Eisenblech wird es durch ein Entzündungsgemisch (Bariumsuperoxyd und Aluminiumpulver) zur Entzündung gebracht. Dabei entsteht eine Temperatur von fast 3000° C. Aus dem Thermitgemisch scheiden sich rund 50 Gewichtsprozent weiches Schmiedeeisen aus ($\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Al} = 2\text{Fe} + \text{Al}_2\text{O}_3 + 197 \text{ Kcal}$), das durch Kippen des Schmelztiegels oder aus den Spitztiegeln vergossen wird. Die Spitztiegel besitzen am Boden eine mit Asbest und Magnesit sand verschlossene Öffnung. Nach der Verflüssigung des Thermits, die kaum eine halbe Minute dauert, wird die Öffnung durchstoßen, so daß das hochoverhitzte Eisen abfließen kann²⁾. In manchen Gießereien benutzt man das Thermitgemisch zum Anwärmen und Verflüssigen der Schweißstelle und gießt dann die Form voll.

Die Gasschmelzschweißung.

Beim autogenen Schweißen oder der Gasschmelzschweißung bringt man mit Hilfe einer Stich- oder Gebläseflamme, die dem Schweißbrenner entströmt, die Ränder der zu verschweißenden Werkstücke auf Schmelzhitze, so daß der Werkstoff zusammenfließt und verschmilzt. Man benutzt bei der Gasschmelzschweißung Wasserstoff, Leuchtgas, Azetylgas, Benzol oder Blaugas in Verbindung mit Sauerstoff. Mit Ausnahme des Benzols und des Azetylgases bezieht man die Gase in Hochdruckflaschen. Als Zusatz benutzt man den sog. Schweißstab, der meist aus demselben oder ähnlichem Werkstoff besteht wie das zu schweißende Stück. Seine Dicke richtet sich nach der Wandstärke des zu schweißenden Werkstückes. Die geeignete Zusammensetzung der Stäbe wird im Zusammenhang mit dem elektrischen Schweißen auf S. 636 behandelt, da die dort gebräuchlichen Schweißstäbe sich auch für die Gasschmelzschweißung eignen.

Beim Gasschmelzschweißen hat man vor allem darauf zu achten, daß die zu verschweißenden Teile metallisch rein sind, damit eine gute Bindung erzielt wird. Man reinigt die Schweißstelle mit Pickhammer und Drahtbürste und während des Schweißens durch Schweißpulver oder Paste, in die man zeitweise den Zusatzstab taucht. Bei Graugußschweißungen ist die Anwendung von Schweißpulvern oder Pasten Bedingung. Sie bestehen meist aus Borax, Soda, Wasserglas u. a. m. Durch das Schweißpulver will man eine dünnflüssige Schlacke erzielen, die durch Umrühren des Zusatzstabes in dem Schweißbade und durch die Schweißflamme an die Oberfläche gebracht werden muß.

Ein weiterer Punkt, dem der Schweißer erhöhte Aufmerksamkeit zu widmen hat, ist das Vermeiden von Wärmespannungen, die das Werkstück verziehen, biegen oder brechen und so unbrauchbar machen können. Ein Verziehen des Stückes kann durch

¹⁾ Beispiele für dieses Verfahren s. E. Lamberton: Über das Schweißen des Gußeisens. Stahl-eisen 1909. S. 2055.

²⁾ Näheres s. Stahleisen 1909. S. 2059; 1915. S. 390.

einen geschickten Mann bei Flußstahl schon durch geeignete Führung des Schweißbrenners und durch die Art, wie die Schweißnaht hergestellt wird, auf ein zulässiges Mindestmaß herabgedrückt werden. Auf die Art der Brennerführung, die in vielen Veröffentlichungen eingehend behandelt ist¹⁾, soll hier nicht eingegangen werden. Es sei nur hervorgehoben, daß das Gelingen der Schweißung sehr von der Geschicklichkeit und der Aufmerksamkeit der Schweißer selbst abhängt. Dort, wo die Gefahr besteht, daß durch die Schweißung ein Zerspringen des Werkstückes vorkommen kann, muß die Schweißung in rotwarmem Zustand vorgenommen werden. Ob vorzuwärmen ist oder nicht, muß von Fall zu Fall entschieden werden. Ausschlaggebend ist meist die Form des Gußstückes. Die Schweißung soll möglichst schnell durchgeführt werden. Nach der Schweißung ist darauf Wert zu legen, daß das Gußstück durch Abdecken gegen Zugluft geschützt wird, was besonders wichtig ist, wenn man bearbeitbare Schweißstellen erzielen will. Das Gasschmelzschweißverfahren eignet sich besonders zum Instandsetzen von dünnwandigem Guß.

Die elektrische Lichtbogenschweißung.

Wie bei der Gasschmelzschweißung die Gasflamme als Wärmequelle dient, so wird beim elektrischen Schweißen der elektrische Strom als solche benutzt. Bereits 1885 wurde den Russen N. von Benardos und St. Olczewski ein Arbeitsverfahren durch D.R.P. geschützt²⁾. Das Benardossche Verfahren wird noch heute in Stahlgießereien angewendet und ersetzt das obenerwähnte Aufgießverfahren der Eisgießereien. Es ist

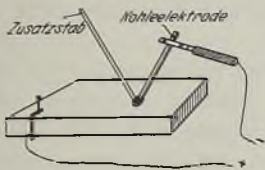


Abb. 623. Elektrisches Lichtbogenschweißen nach Benardos.

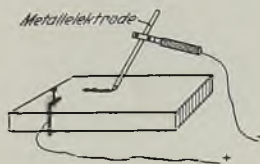


Abb. 624. Elektrisches Lichtbogenschweißen nach Slavianoff.

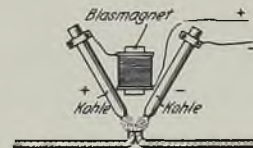


Abb. 625. Elektrisches Lichtbogenschweißen nach Zerener.

bekannt als „Kohleschweißen“. Der elektrische Lichtbogen wird zwischen dem aufzuschweißenden Arbeitstück einerseits und der Kohlenelektrode andererseits gezogen. Durch ihn wird der Zusatz in Form von Stahl- oder Gußeisenstäben geschmolzen und aufgetragen (Abb. 623)³⁾. Im Jahre 1891 ersetzte der russische Ingenieur Slavianoff die Kohlenelektrode durch eine Eisenelektrode, die gleichzeitig den Zusatzstab darstellt⁴⁾. Dieses Schweißverfahren ist heute in der Hütten-, wie auch in der Maschinenindustrie am verbreitetsten (Abb. 624).

Zur Vervollständigung sei noch ein wenig bekanntes Verfahren von Dr. Zerener in Berlin (1891) erwähnt⁵⁾. Dabei wird der Lichtbogen zwischen zwei schräg zueinander gestellten Kohlenelektroden erzeugt, die der Schweißer mittels einer geeigneten Zange in der Hand hält. Ein Blasmagnet, der in den Stromkreis eingeschaltet ist, gibt dem Lichtbogen die Form einer gegen das Werkstück gerichteten Stichflamme. Man kann dieses Verfahren am ehesten mit dem Gasschmelzschweißen vergleichen; es eignet sich wie dieses mehr als die Verfahren von Benardos und Slavianoff zur Schweißung dünnwandigen Flußstahls, da man es hier mehr in der Hand hat, die Fläche vorsichtig zu erhitzen (Abb. 625).

¹⁾ Vgl. z. B. P. Schimpke: Der heutige Stand der neueren Schweißverfahren III. Stahleisen 1916. S. 581, 604, 676. Ferner: Schimpke-Horn: Praktisches Handb. d. gesamten Schweißtechnik. Bd. 1: Autogene Schweiß- und Schneidtechnik. Berlin 1924. — P. Zemke: Autogenes Schweißen und Schneiden. Leipzig 1923.

²⁾ D.R.P. Nr. 38011.

³⁾ Vgl. Z. d. V. d. I. 1887. S. 863. Stahleisen 1915. S. 1274.

⁴⁾ Vgl. Stahleisen 1909. S. 778, 2058; 1915. S. 1275; 1921. S. 1361.

⁵⁾ D.R.P. Nr. 68938; vgl. Stahleisen 1905. S. 1275.

Ausgeführte Schweißungen und Verbindungen.

Allgemeines.

Bei jeder Schweißungsart tritt eine mehr oder weniger große, teilweise Erwärmung des Werkstücks auf, wodurch Wärmespannungen entstehen, die bei Stahlguß zu Verformungen oder zu Verziehungen führen, sich aber bei Gußeisen zum Bruch in oder



Abb. 626.

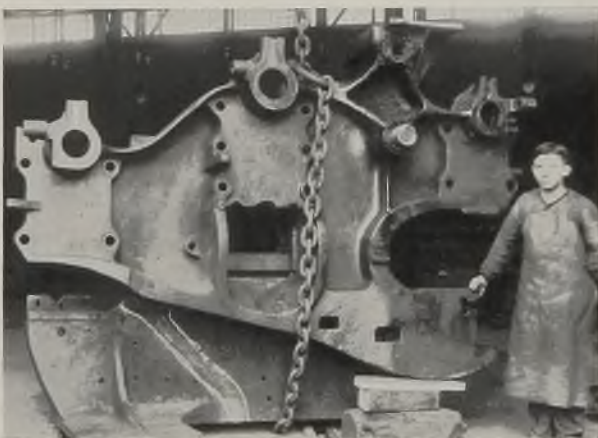


Abb. 627.

Abb. 626 u. 627. Stahlgußschweißungen.

neben der Schweißstelle auswirken können, wenn nicht entsprechende Vorsichtsmaßnahmen getroffen werden. Hierdurch haben sich 2 Schweißverfahren entwickelt, die Kalt- und die Warmschweißung.

Die Kaltschweißung.

Die Kaltschweißung, d. h. Schweißung ohne weitgehendes Vorwärmen und Ausglühen des Werkstückes findet Anwendung bei Schweißung von Stahlgußstücken und bei allen Eisengußstücken, bei denen ein Erhitzen auf Rotglut nicht zugänglich ist.

Bei Aufschweißungen nach dem Benardos-Verfahren schweißt man mit einer Stromstärke von 200 bis 600 Amp. bei ungefähr 60—100 Volt. Da zwischen positivem und negativem Pol ein Temperaturunterschied von mehreren 100° besteht, legt man den heißeren, positiven Pol an das massige Werkstück. Durch die hohe Temperatur des Lichtbogens von ungefähr 3500° wird das Stahlgußstück dort, wo der Lichtbogen auftritt, verflüssigt. Durch Zusatzschweißdraht von möglichst derselben Zusammensetzung wie das Werkstück, der gleichzeitig im Lichtbogen geschmolzen wird, trägt man die Stelle des Werkstückes bis zu seiner gewünschten Höhe auf. Bei größeren Aufschweißungen formt man die Schweißstelle mit Quarzsand oder Quarzplatten ein, die man sich aus ersterem mit 30—40% Wasserglas

vermengt herstellen kann. Ein vorheriges Anwärmen des Stahlgußstückes ist im allgemeinen nicht nötig, in besonderen Fällen aber zum Entfernen von Gußspannungen zu empfehlen. Während des Schweißens muß die glühende Schweißung bis zum Verschwinden der Rotglut kräftig gehämmert werden, damit Schlackenteile und Gasblasen herausgetrieben werden und so eine innige Bindung erreicht wird. Ein Ausglühen des ganzen Stahlgußstückes nach vollendeter Schweißung ist zur Erhaltung eines gleichmäßigen Gefüges an der Übergangsstelle zwischen Schweißung und Werkstück und zur Beseitigung der Blaubruchzone sehr zu empfehlen.

Bei der Kaltschweißung nach Slavianoff an Stahlguß schweißt man mit dem Minuspol bei rund 20 Volt. Die Amperezahl (140—200 Amp.) richtet sich wie der Drahtdurchmesser (3—8 mm) nach der Wandstärke (Masse) des Werkstückes.

Man rechnet in der Praxis bei Anwendung gewöhnlicher Elektroden mit einer Zugfestigkeit der Schweiße von im Mittel 75% des Werkstoffes. Die Dehnung dagegen ist sehr gering; sie beträgt im Durchschnitt nur 4%. Bei Verwendung von Sonder Elektroden erreicht man 100 und mehrprozentige Festigkeitswerte der Schweiße sowie Dehnungen über 20%.

Abb. 626 und 627 zeigen Beispiele von Stahlgußschweißungen. Damit die Schweißstellen im Bilde schärfer hervortreten, wurden sie mit Kreide umrandet. Die Schweißung mit Flußstahlelektroden wird ferner angewendet bei Auftragungen von Werkstoff, z. B. auf Achsen, Wellenlager, Radsätze usw.

Das Kaltschweißen von Grauguß gestaltet sich weit schwieriger als das von Stahlguß. Die Stromstärke wird höher gewählt. Hier genügt es nicht, nur den Lichtbogen gut zu halten und glatte Lagen zu ziehen, sondern es bedarf zur Erlangung einer brauchbaren Schweißverbindung mancher Handfertigkeiten und vieler Werkstatterfahrung, die sich nicht alle Schweißer aneignen. Da Graugußelektroden einen niedrigeren Schmelzpunkt haben, als

solche aus Flußstahl und deshalb im Lichtbogen schon abschmelzen und tropfen, ehe das massige Werkstück die Schmelztemperatur erreicht hat, wodurch eine Verbindung unmöglich gemacht wird, benutzt man bei der Kaltschweißung nur weichen Flußstahldraht als Elektrode. Dabei treten nun Schwierigkeiten in Erscheinung, die trotz sorgfältigster Arbeitsausführung die Kaltschweißung mißlingen lassen können. Flußstahl schrumpft bekanntlich doppelt soviel beim Erkalten wie Grauguß. Die Folge davon sind Haarrisse oder sogar Abblättern der Schweiße vom Gußstück. günstigenfalls ein Verziehen des Stückes. Bei der Gußeisen-Kaltschweißung können durch unvorsichtige Wärmezuführungen auch sehr leicht Gußspannungen ausgelöst werden, wodurch Risse und Brüche im Werkstück entstehen (vgl. Abb. 628 und 629). Aus diesem Grunde hat man schon beim Schweißen darauf zu achten, daß die Wärme von der Flickstelle gut abgeleitet wird, was vielfach z. B. bei Zahnrädern und hohlwandigen Gußstücken durch nasse Tücher oder langsam fließendes Wasser geschieht. Ferner soll die jeweilige Schweißstelle möglichst klein gehalten werden, um die tatsächliche Schrumpfung herabzudrücken. Man läßt den Bereich neben der Schweißstelle daher nicht über handwarm werden. Der Schweißer hat in Abständen zu arbeiten oder er nimmt, wenn eben möglich, mehrere Stücke gleichzeitig in Angriff. Wie eine Schweißfuge zweckmäßig auszufüllen ist, zeigt Abb. 630. Die Wände der Schweißfuge werden zuerst mit einer Raupenlage bedeckt. Ist der Gußschweißbar, so wird sie auch haften, weil die verhältnismäßig kleine Schweißmenge nur wenig schrumpft. Mit Pickhammer und Drahtbürste beseitigt man vor dem Aufbringen

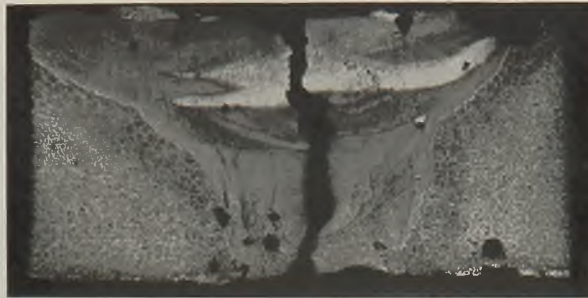


Abb. 628.



Abb. 629.

Abb. 628 u. 629. Risse und Brüche in kalt geschweißtem Gußeisen. Vergr. 2,2.

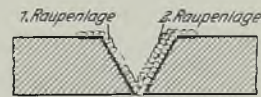


Abb. 630. Ausfüllen einer Schweißfuge.

der nächsten Raupenlage die Schlacke. Die zweite Lage haftet schon einwandfrei, da hier Flußstahl mit Flußstahl verschweißt wird; die erste Lage wird durch das Auftragen der zweiten teilweise ausgeglüht und verliert die latenten Spannungen. Ein leichtes Hämmern hilft die Schrumpfspannungen hinab zu drücken, sowie Haarrisse und ein Abspringen der Schweiße vom Guß zu vermeiden. Man kann dagegen kaum verhindern, daß durch die Legierungsbestandteile des Gußeisens die erste Schweißlage porös und undicht wird. Der Kohlenstoff verbrennt teilweise zu Kohlenoxyd und Kohlensäure und erzeugt so Gasblasen; Mangan und Silizium verschlacken zum Teil. Einem aufmerksamen Schweißer wird es aber gelingen, durch die zweite und dritte Lage die Schweiße dicht zu bekommen. Eine weit größere Schwierigkeit bei der Guß-Kaltschweißung stellt die stahlharte

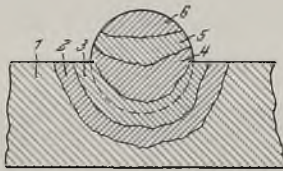


Abb. 631. Übergangszonen beim Kaltschweißen von Grauguß mit Flußstahl.

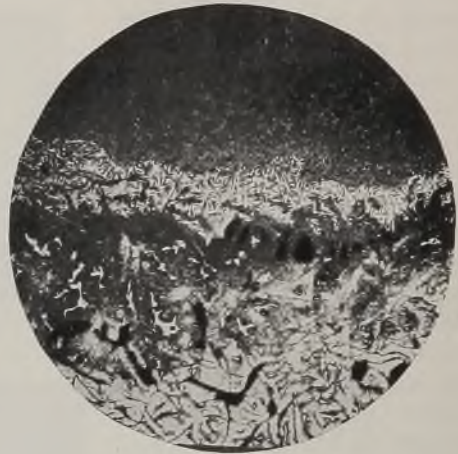


Abb. 632. Übergangszone bei Gußkaltschweißung. 25mal. Vergrößerung.

Übergangszone zwischen Guß und Schweiße dar, die sich nur mit der Schmirgelscheibe notdürftig bearbeiten läßt. In Abb. 631 ist der Übergang schematisch dargestellt; Zone 1 ist unverändertes Gußeisen, in Zone 2 wird der Guß durch die Schweißhitze umgewandelt, es bildet sich Zementit, in der 3. Zone erhält man durch die Entkohlung weißes Gußeisen, hochgekohlten Stahl stellt der Abschnitt 4 dar, in 5 finden wir niedriggekohlten Stahl, im letzten Abschnitt 6 wieder weichen Flußstahl. In Abb. 632, die ein Ausschnitt aus Abb. 628 ist, tritt deutlich weiß die harte Übergangszone hervor.

Besondere Regeln für Durchführung der Kaltschweißung an Stahl- und Grauguß.

Soll beispielsweise ein Riß in einem Gußstück verschweißt werden, so ist dieser abzubohren, damit er während der Arbeit nicht weiterreißt, und dann sorgfältig auszuhauen. Bei Wandstärken unter 15 mm schrägt man die Ränder um 45° ab, so daß ein V-förmiger Querschnitt entsteht. Bei über 15 mm Wandstärke begnügt man sich mit 30° Abschrägung. Besonders ist hier zu beachten, daß im Scheitelpunkt ein Spielraum

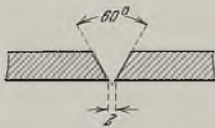


Abb. 633. V-förmige Vorbereitung der Schweißfüge.



Abb. 634. X-Schweißung.

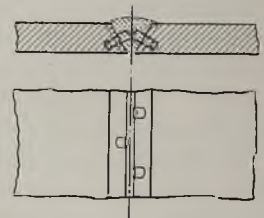


Abb. 635. Sicherung der Schweißnaht durch Stiftschrauben.

von 2 mm bleibt (Abb. 633). Die X-förmige Auskreuzung der Schweißnaht (Abb. 634) ist im allgemeinen nicht zu empfehlen, da sich die Schlacken hierbei im Scheitelpunkt schlecht entfernen lassen und eine sorgfältige Durchschweißung nicht sichergestellt ist. Die X-Schweißung wird jedoch überall dort anzuwenden sein, wo einseitige Verziehnungen

Zahlentafel 118.
Festigkeitswerte von Grauguß-Kaltschweißungen.

Stab Nr.	Abmessungen des Stabes mm	Stab ungeschweißt		Stab geschweißt			
		Biege- festigkeit kg/cm ²	Durch- biegung mm	Biege- festigkeit kg/cm ²	%	Durch- biegung mm	%
1	1000 × 30 × 30	32	10	15	46,9	7	70,0
2	1000 × 30 × 30	26	14	22	85,0	14,5	103,8
3	1000 × 30 × 30	25	10	11	44,0	5	50,0
4	1000 × 30 × 30	34	9,5	21	61,8	6	63,2
5	1000 × 30 × 30	35	11	11	31,5	4	36,3
6	1000 × 30 × 30	36	14	9	25,0	3	18,7
7	1000 × 30 × 30	26	17	21	81,0	8,5	60,7
8	1000 × 30 × 30	36	11	16	44,5	7	63,5
Mittel	1000 × 30 × 30	31,2	12,1	14	45,0	6,1	50,5
9	600 × 30 ∅	45	11,5	25	55,5	5	43,5
10	600 × 30 ∅	43	12	26	60,5	6	50,0
11	600 × 30 ∅	35	10	14	40,0	8	80,0
12	600 × 30 ∅	29	7	11	38,0	6	85,7
13	600 × 30 ∅	34	8	20	58,8	7,5	93,6
Mittel	600 × 30 ∅	37,2	9,7	19,2	51,6	6,5	66,2

hintangehalten werden sollen und die Zugänglichkeit beiderseits gut gewährleistet ist. Festigkeitswerte von Grauguß-Kaltschweißungen sind in Zahlentafel 118 wiedergegeben¹⁾.

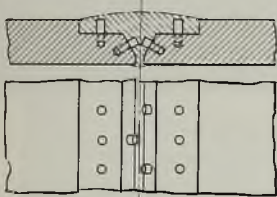


Abb. 636. Verbreiterte Stiftschraubensicherung.

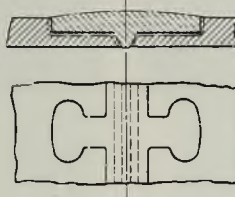


Abb. 637. Klammerartig wirkende Schweißnaht.



Abb. 638. Aufschießen einer Stahlplatte.

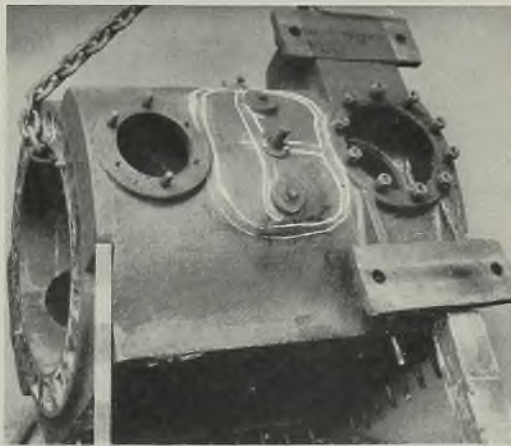
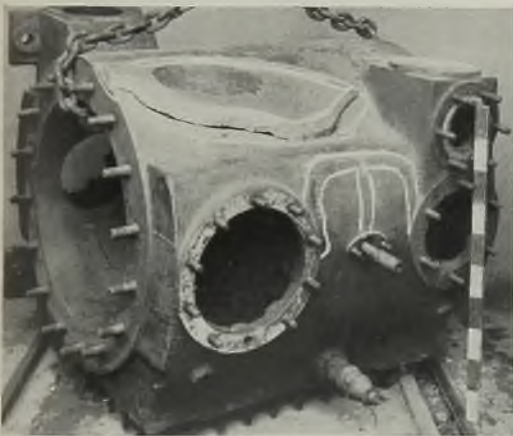


Abb. 639.

Abb. 640.

Abb. 639 u. 640. Gerissener und zur Schweißung teilweise vorbereiteter Gußzylinder.

Ist Grauguß schlecht schweißbar, so kann man die Festigkeit der Verbindung durch Stiftschrauben erhöhen, die in gegenseitigen Abständen bis zu 50 mm und meist in

¹⁾ Aus H. Neese: Dr.-Ing.-Dissert. Aachen 1921.

Zickzacklinie angebracht und dann mitverschweißt werden (Abb. 635). Soweit wie möglich wird man ferner danach streben, eine breite Fläche zu verschweißen. Bei genügender Wandstärke kann man z. B. eine Vorbereitung treffen, wie aus Abb. 636 ersichtlich. Hier legt sich die Schweiße gewissermaßen wie eine Klammer über die Bruchstelle. Sind gußeiserne Druckgefäße instand zu setzen, bei denen es neben guter Haftbarkeit der Schweiße besonders auf Dichtigkeit ankommt, dann wird vielfach die Schweiße so angebracht, daß sie nach dem Erkalten die eigentliche Schweißnaht zusammenpreßt (Abb. 637). Ein weiteres Hilfsverfahren zeigt Abb. 638, bei der zur Sicherung und Abdichtung der

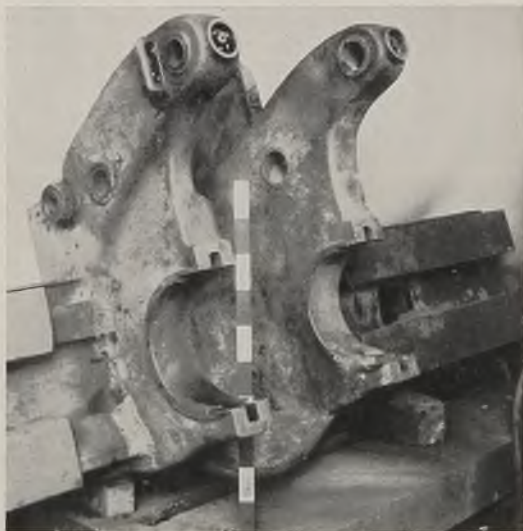


Abb. 641.



Abb. 642.

Abb. 641 u. 642. Gebrochenes und kaltgeschweißtes Maschinenlager.

eigentlichen Schweißfuge eine Flußstahlplatte aufgeschweißt ist. Vielfach gelingt es auch, Gußeisen nach dem Benardos-Verfahren dicht zu schweißen, indem man als Zusatz Bronze mit der Kohle einschweißt. Überkopfschweißen von Grauguß ist nicht möglich.

Aus dem Erwähnten geht hervor, daß die Kaltschweißung von Grauguß nur ein Notbehelf sein kann im Gegensatz zur Warmschweißung, bei der die Verhältnisse ungefähr dieselben sind wie beim Gießen. Abb. 639 u. 640 sowie 641 u. 642 sind Beispiele für gebrochene Gußeisenwerkstücke, die sich durch Kaltschweißung flicken lassen.

Die Warmschweißung.

Die Warmschweißung wird fast ausschließlich bei Gußeisen angewandt, und zwar dort, wo es sich um Gußstücke handelt, bei denen ein örtliches Verziehen nichts schadet, bzw. durch Bearbeitung wieder ausgeglichen werden kann (Walzenzapfen, unbearbeitete Gehäuse u. a. m.). Die Ausführung der Warmschweißung kann naturgemäß nur in dazu eingerichteten Werkstätten durchgeführt werden, wobei das zu schweißende Werkstück ausgebaut werden muß.

Zum Schweißen von Grauguß braucht man die höchsten Schweißstromstärken von 400—1000 Amp. Da zwischen Anode und Kathode ein Temperaturgefälle von mehreren 100° ist, legt man beim Warmschweißen von Grauguß im Gegensatz zum Schweißen von Stahlguß den Minuspol an das vorgewärmte Werkstück und den heißeren Pluspol an die Schweißzange, um schneller den gußeisernen Zusatzstab abschmelzen zu können. Zahlentafel 119 gibt Festigkeitswerte von Warmschweißungen an¹⁾.

¹⁾ Aus H. Neese: Dr.-Ing.-Dissert. Aachen 1921.

Zahlentafel 119.
Festigkeitswerte von Grauguß-Warmschweißungen.

Stab Nr.	Abmessungen des Stabes mm	Stab ungeschweißt		Stab geschweißt			
		Biege- festigkeit kg/cm ²	Durch- biegung mm	Biege- festigkeit kg/cm ²	%	Durch- biegung mm	%
1	1000 × 30 × 30	31	24	25	80,6	17	70,8
2	1000 × 30 × 30	30	18	28	93,4	16,2	90,0
3	1000 × 30 × 30	25	16,5	28	112,0	18	109,0
4	1000 × 30 × 30	30	23,5	32	106,5	22,5	95,8
5	1000 × 30 × 30	32	22	30	93,8	21,5	97,8
6	1000 × 30 × 30	25	14,5	27	108,0	16,5	113,8
7	1000 × 30 × 30	31	19	31	100,0	18,0	94,7
8	1000 × 30 × 30	36	25	37	102,8	26,0	104,0
Mittel	1000 × 30 × 30	30,6	19,8	29,8	99,64	19,4	97,0

Ist die Bruchstelle oder der Lunker mit dem Meißel oder mit dem Kohlelichtbogen freigelegt, so daß die zu schweißende Stelle gut zugänglich ist, und etwa vorhandene Sandstellen entfernt sind (auf Erhaltung einer V-Form der Schweißnaht kommt es hier nicht an), dann wird die Schweißstelle mit Kohleplatten, Schamotte, Sand und Lehm eingefornt. Dabei ist vor allem auf



Abb. 643. Unterteilen der Schweißform.



Abb. 644. Gute Warmschweißprobe im Schnitt (0,87fache Vergrößerung).

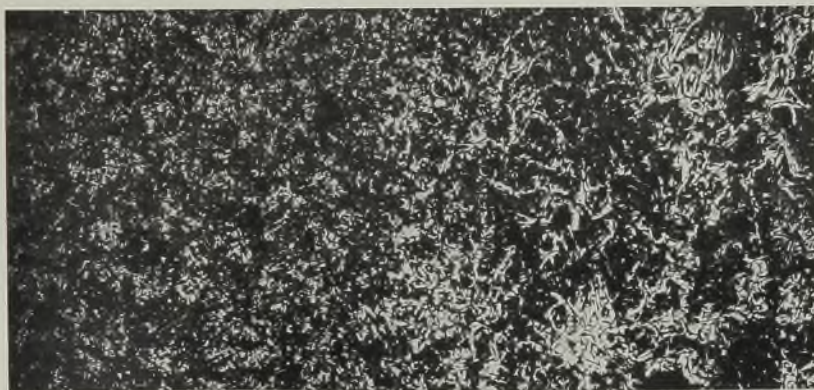


Abb. 645. Übergang vom Werkstück zur Schweiße. Vergr. 35.

Dichtigkeit der Form zu achten, damit die flüssige Schweiße nicht durchbricht. Die Schamotte mischt man mit Holzkohle, Koksstaub oder Sägemehl. Der Umstand, daß beim Schweißen die Ränder bis zu einer Tiefe von oft 100–150 mm flüssig werden,



Abb. 646.



Abb. 647.

Abb. 646 u. 647. Übergangstelle der Schweißung zum Gußstück.

bedingt ein breites Abdecken mit Kohleplatten über die Ränder der Fehlstelle hinaus. Wird der einzelne Formabschnitt zu groß, so besteht die Gefahr, daß das Bad nicht allseitig flüssig bleibt, und die Schweißung nicht überall gut abbindet. Die Schweißform muß in kleine Stücke unterteilt werden (s. Abb. 643), die man abwechselnd mit Sand füllt. Zunächst werden die offenen Abteilungen vollgeschweißt. Nach sorgfältigem Ausblasen des Sandes nimmt man dann die dazwischenliegenden Abteilungen vor. Soll die Schweißstelle verstärkt werden, so ist dies gleich beim Einformen zu berücksichtigen. Das Werkstück wird in eine

Schweißgrube eingebettet, wo es mit Koks-, Holzkohle- oder Gasfeuer möglichst vollständig und ganz allmählich auf Hellrotglut gebracht wird, damit sich die noch vorhandenen Gußspannungen auslösen können und bei der Schweißung eine Verflüssigung der Schweißkanten sicher erreicht wird. In diesem hellroten Zustande wird die Schweißung vollzogen. Durch Abschmelzen der Ränder der Schweißrinne mit dem Kohlelichtbogen entsteht in der Form ein flüssiges Bad, das nun durch Abschmelzen von Graugußelectroden bis zu der gewünschten Höhe aufgefüllt wird. Vielfach wird bei großen Schweißungen das Aufüllen durch Hinzufügen von angewärmten Gußstücken, z. B. Schweißstabresten oder flüssigem Gußeisen beschleunigt. Zu beachten ist dabei, daß dieser Zusatz nicht zu kalt sein darf, da sich sonst unganze Stellen und Gasblasen bilden, die sich in der Schweißung hocharbeiten und gewundene Kanäle hinterlassen. Wird das Schweißbad zu kalt, so hilft man sich mit Kohle oder Graphitstückchen, die man in das Bad hineinwirft. Während des Abschmelzens von Graugußelectroden von entsprechender Länge, deren Durchmesser (6–20 mm) sich nach der Wandstärke des Werkstückes richtet, bildet sich Schlacke, die durch das Kochen des Bades nach oben kommt und so einen Wärmeschutz

darstellt. Von Zeit zu Zeit wird sie mit einem Drahhaken von dem Schweißbad abgezogen. Durch Zusätze wird dafür gesorgt, daß die Schweißstelle nach dem Schweißen ungefähr dieselbe Zusammensetzung aufweist, wie das Werkstück. Zur Erzielung einer dünnflüssigen Schlacke wird Glas zugesetzt.

Nach Beendigung der Schweißung streut man pulverisierte Holzkohle und trockene Asche auf das Bad und deckt dann die ganze Schweißgrube mit Blechen und Sand zu, damit das Holzkohlen- oder Koksfeuer erstickt und ein langsames Abkühlen bzw. Ausglühen (2—5 Tage) gesichert ist. Da die hauptsächlichste Ausscheidung des Graphits

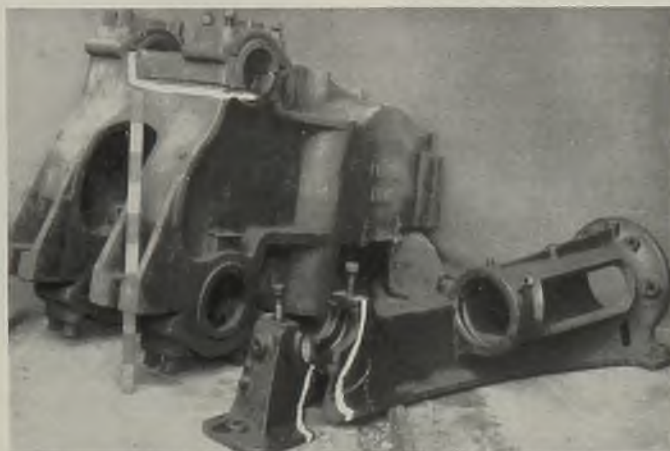


Abb. 648.

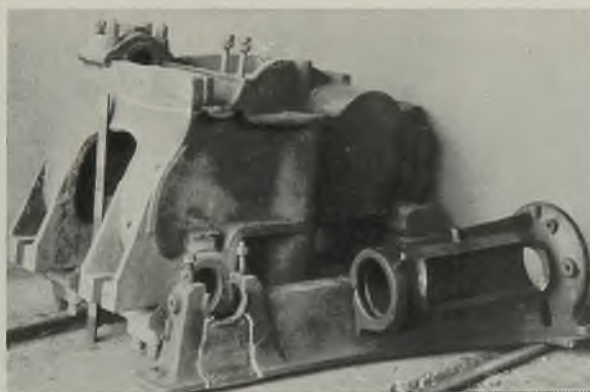


Abb. 649.

Abb. 648 u. 649. Maschinen- und Bajonnetrahmen vor und nach der Schweißung.

bei langsamem Abkühlen über 1100° stattfindet, empfiehlt es sich, die während des Schweißens erlahmende Hitze durch kurzes Durchheizen vor dem Abdecken der Schweißgrube wieder herzustellen. Die Schweiße bleibt dann weich und bearbeitbar; es wird ferner vermieden, daß das Werkstück an einer neuen Stelle zerspringt.

Allerdings wird durch grobadrige Graphitausscheidungen bei hohem Siliziumgehalt die Schweißstelle nicht immer dicht. Bei dünnwandigem Guß, und wo es besonders auf Dichtigkeit ankommt, wird man darum weniger Ferrosilizium zugeben und auf die größtmögliche Weichheit verzichten.

In Abb. 644 ist eine gute Warmschweißprobe im Schnitt (0,87fache Vergrößerung) dargestellt. Abb. 645 zeigt den sehr guten Übergang von dem Werkstück zur Schweiße aus Abb. 644 in 35facher Vergrößerung. Durch die beiden Reihenbilder Abb. 646 u. 647

soll auf die Bedeutung der richtigen Wahl der Stromstärke sowie der Vorwärmung des Schweißstückes zur Erzielung eines allmählichen Überganges von Schweiße zum Werkstück hingewiesen werden. Ausführungsbeispiele von Gußeisenwarmschweißungen zeigen die Abb. 648 u. 649, sowie Abb. 650 u. 651 und 652 u. 653. Unverkennbar ist der von Fall zu Fall verschieden große

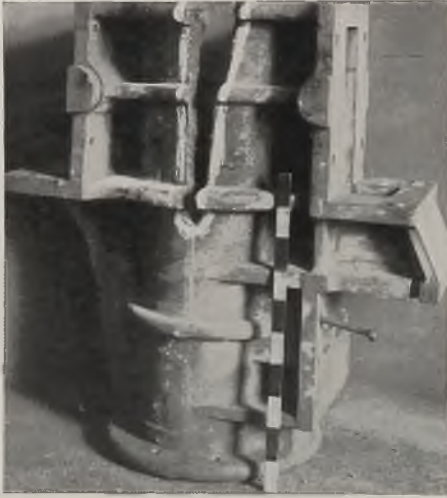


Abb. 650.

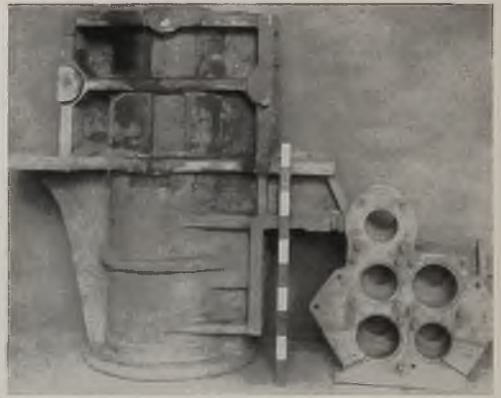


Abb. 651.

Abb. 650 u. 651. Vorbereiteter und geschweißter Dampfhammerzylinder (Grauguß).

wirtschaftliche Vorteil des Schweißens, das in den meisten Fällen erheblich billiger ist als die zeitraubende Neuherstellung des Gußstückes. Nicht zu unterschätzen ist ferner die Möglichkeit, Betriebstörungen schnell zu beseitigen. Es gibt daher auch wohl kaum

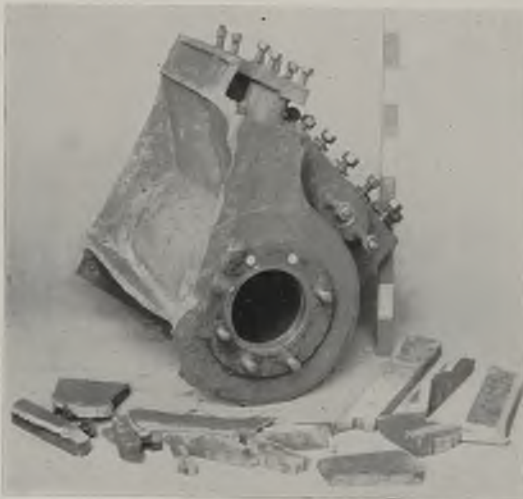


Abb. 652.

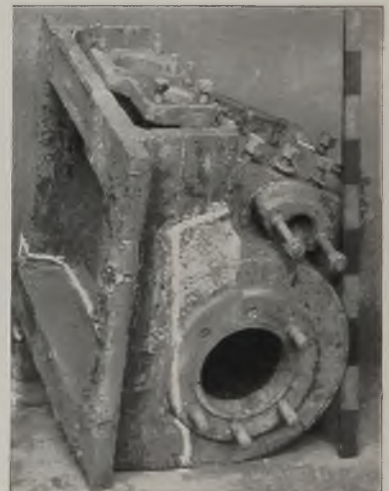


Abb. 653.

Abb. 652 u. 653. Gebrochener und warmgeschweißter Lokomotivzylinder.

noch ein größeres Werk, das nicht selbst eine eigene Schweißerei hat, oder in dessen Nähe sich nicht eine Lohnschweißerei befinden dürfte.

Unschweißbares Gußeisen.

Trotz sachgemäßer Anwendung aller angeführten Schweißkünste und Vorsichtsmaßregeln werden dem Schweißfachmanne manchmal Graugußstücke unterlaufen,

bei denen eine einwandfreie Schweißung nicht gelingt. Grobe Graphitausscheidung und fein verteilte Schlackeneinschlüsse können ein Grund dafür sein. Wir haben es hier meist mit Gußstücken zu tun, die längere Zeit Wärmeschwankungen (von 400—800°) ausgesetzt waren, die auf das Gefüge eine zersetzende Wirkung ausübten und es in seine

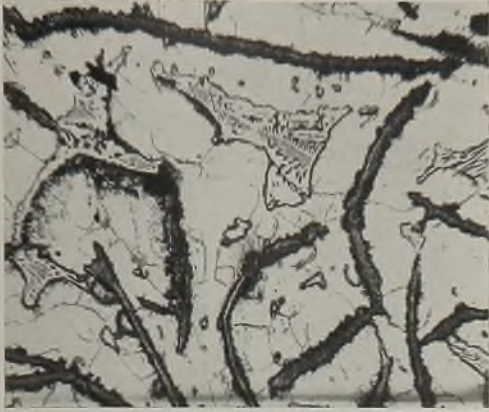


Abb. 654. Vergr. 135.



Abb. 655. Vergr. 750.

Abb. 654 u. 655. Gußeisen mit zersetztem Gefüge.

ursprünglichen Bestandteile zerlegten, wobei diese dann wiederum bei Zutritt von Dampf und wasserhaltigen Gasen weitgehend oxydierten (vgl. Abb. 654—655). Solche Fälle trifft man häufig an bei Heizungsgliedern, Stahlwerkskokillen, Zylinderköpfen und Deckeln von Gasmaschinen, Überhitzerkästen von Lokomotiven, Dampfturbinen usw.



Abb. 656. Oxydiertes Gußeisen. Vergr. 750.

Abb. 657. Zersetztes Eisenphosphid-Eutektikum.
Vergr. 750.

Durch dauernde Wärmeschwankungen zersetzt sich das Silizium zu Kieselsäure, wodurch der Guß sandig wird. Längs der Graphitadern bildet sich Eisenoxyd (Abb. 656). Selbst das hochbeständige Eisenphosphid-Eutektikum (2,0% C, 6,9% P und 91,1% Fe) kann zersetzt worden sein, wie Abb. 657 zeigt. Die Abb. 654—658 sind einer Turbinenuntersuchung entnommen. Die erwähnten Schäden sind hier deutlich zu erkennen.

Die Schweißstäbe.

Man verwendet für Stahlguß- und Grauguß-Kaltschweißung Schweißstäbe von 3—8 mm Durchmesser und einer Länge von ungefähr 400 mm. Die Schweißstäbe sollen beim Schweißen dünnflüssig und frei von Öl, Rost und Schlacke sein, gut einbrennen und eine Schweiße von möglichst denselben Festigkeitseigenschaften, wie die des zu



Abb. 658. Zersetztes Gußeisen. Vergr. 750.



Abb. 659. Eisenkügelchen in der Schweiße. Vergr. 25.

schweißenden Werkstückes ergeben. Am besten eignen sich Schweißstäbe aus weichem Siemens-Martinstahl, den man im Elektrofen raffiniert, um einen möglichst geringen Sauerstoffgehalt zu erhalten. Der flüssige Stahl soll nicht mit Aluminium beruhigt werden. Brauchbare Stäbe hatten ungefähr folgende Analyse: 0,05% C, Spuren von Silizium,

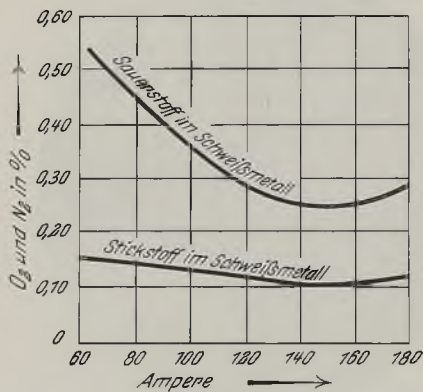


Abb. 660. Abhängigkeit des Sauerstoff- und Stickstoffgehalts der Schweiße von der Stromstärke.

Amp.	% O ₂	% N ₂
60	0,57	0,16
80	0,45	0,14
100	0,35	0,12
120	0,285	0,11
140	0,255	0,10
160	0,255	0,105
180	0,275	0,12

0,5% Mn, 0,03% P, 0,025% S. Die chemische Zusammensetzung der Schweißstäbe ist jedoch kein Maßstab für gute Verschweißbarkeit. (Der Kauf von Schweißdraht ist Vertrauenssache.) Manche Drähte spritzen. Einen Grund hierfür anzugeben, ist schwer. Die Folge des Spritzens ist, abgesehen vom schlechten Aussehen der Schweißlage eine Verringerung der Festigkeit dadurch, daß die Schweiße nicht überall einbrennt und die sich bildenden Eisenkügelchen sich beim Durchgang durch die Luft mit einer Oxydschicht umgeben, die eine Ver-

bindung der kleinen Tropfen in der Schweiße verhindert. Ein derartiges Kügelchen stellt also einen Fremdkörper in der Schweiße dar (s. Abb. 659).

Der Sauerstoff macht die Schweiße rotbrüchig. Selbst bei gut schweißbaren Stäben ist die Aufnahme von Sauerstoff und Stickstoff beim Durchgang durch den Lichtbogen groß. Nach Mitteilungen von Neese¹⁾ nimmt der Stickstoffgehalt von 0,003—0,004% im Schweißdraht auf 0,13—0,14% in der Schweiße zu; der Sauerstoffgehalt steigt von 0,103% im Schweißdraht auf 0,299% der Schweiße. Den Einfluß des Stickstoffs auf die

¹⁾ H. Neese: Wissenschaftliche Betrachtungen der elektrischen Lichtbogenschweißung. 1922.

Bruchfestigkeit und Dehnung von weichem Flußstahl zeigt Zahlentafel 120¹⁾. Welchen Einfluß die Stromstärke auf den Sauerstoff- und Stickstoffgehalt hat, geht aus Abb. 660 hervor²⁾. Man läßt den Schweißer zweckmäßig mit möglichst geringer Spannung, d. h. kurzem Lichtbogen arbeiten, um so die Sauerstoff- und Stickstoffaufnahme herabzudrücken.

Zahlentafel 120.

Einfluß des Stickstoffes auf die Bruchfestigkeit und Dehnung von weichem Flußstahl.

Stickstoffgehalt	Bruchgrenze kg/mm ²	Dehnung %
0,004	35,4	31,8
0,100	41,6	24,2

Kohlenstoff, Silizium, Mangan, Phosphor und Schwefel nehmen beim Schweißen ab, d. h. sie verbrennen teilweise. Versuche, durch Legieren die Güte der Schweiße zu erhöhen, führten nicht zu dem gewünschten Erfolg. Man griff deshalb zu Ummüllungen der Schweißstäbe mit Leitern zweiter Klasse. Die Ummantelung führt den Lichtbogen und schützt die Schweiße vor der Aufnahme des Sauerstoffs und Stickstoffs der Luft. Durch sie wird eine dünnflüssige Schweiße erzielt, die ein Herausarbeiten von Schlacke und Gasblasen ermöglicht. Ferner soll durch die Ummüllung eine Schlackenschicht gebildet werden, die die noch glühende Schweiße gegen die kalte atmosphärische Luft

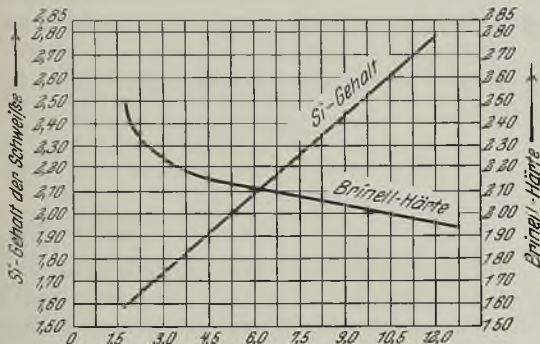


Abb. 661. Einfluß des Zusatzes von Silizium in Form von 50%igem Ferrosilizium zur Schweiße.

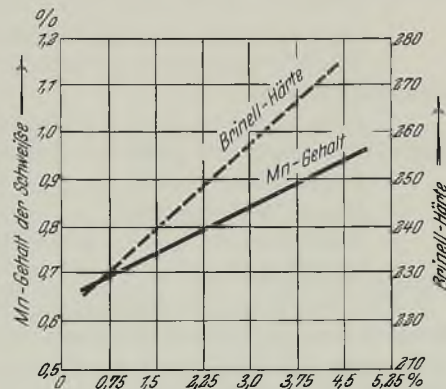


Abb. 662. Einfluß des Zusatzes von Mangan in Form von 50%igem Ferromangan zur Schweiße.

schützt und zu schnelles Erstarren verhindert. Zur Ummüllung der Elektroden werden also schlackenbildende, reduzierende und schwer schmelzbare Stoffe benutzt wie: Kalk, Tonerde, Glas, Borax, Soda, Kieselsäure, Natriumphosphat, Graphit, Asbest u. a. m. Als Bindemittel wird Dextrin oder Wasserglas verwandt. Die Ummüllungen dürfen nicht zu stark aufgetragen sein, da sie sonst durch die starke Schlackenbildung der Schweiße schaden, statt sie zu verbessern. Zuviel Borax z. B. härtet.

Umhüllte Stäbe kosten ungefähr das doppelte wie blanke. Die umhüllten Schweißstäbe sind, weil patentiert, nur von bestimmten Firmen zu beziehen. Mit ummantelten Stäben können die Festigkeitseigenschaften teilweise gesteigert werden. Es ist aus wirtschaftlichen Gründen erstrebenswert, einen Schweißdraht zu erhalten, der auch ohne Pulver eine hinreichende Schweiße ergibt.

Graugüßelektroden sollen einen hohen Siliziumgehalt (von 3,0–6,0%) haben. Das Silizium schützt die Schweiße vor Oxydation und fördert die Graphitausscheidung. Manganzusatz hilft zwar auch gegen Oxydation, fördert aber die Eisenkarbidbildung

¹⁾ B. Strauß: Stahleisen 1914. S. 1817.

²⁾ Vgl. Paterson: El. Rev. 1921. 4. Febr.

(Fe_3C) und macht so die Schweiße schlecht bearbeitbar. Abb. 661 zeigt den Einfluß des Siliziumgehaltes auf die Schweiße, Abb. 662 den des Mangangehaltes¹⁾. Gebräuchliche Grauguß-Schweißstäbe haben ungefähr folgende Zusammensetzung: 3,0–3,5% C, 3,0–4,0% Si, 0,5–0,7% Mn, unter 1,0% P, unter 0,07% S.

Die Schweißmaschinen.

Zur Erlangung einer brauchbaren Schweiße ist es von ernster Bedeutung, daß als Stromquelle eine einwandfreie Schweißmaschine zur Verfügung steht, die sich im Betrieb bewährt hat. Einem Schweißer wird es zwar gelingen, im Notfalle sofort unter Vorschaltung eines Drosselwiderstandes vom Gleichstromnetz zu schweißen, doch ist hier der wirtschaftliche Wirkungsgrad so schlecht, daß man sich bald zur Anschaffung einer bewährten Maschine entschließen wird. Wegen der Stromstöße im Netz, die durch das beim Schweißen unvermeidliche Kurzschließen entstehen, wird wohl kaum ein Elektrizitätswerk für längere Zeit das Schweißen unmittelbar vom Netz gestatten. Ferner ist hier für den Schweißer selbst meist eine erhebliche Lebensgefahr vorhanden.

Deshalb wurden bald Schweißmaschinen auf den Markt gebracht, die ohne Vorschaltwiderstand arbeiten, die eine möglichst niedrige Leerlaufspannung besitzen, wodurch eine Gefährdung des Schweißers vermieden ist, und die durch Anbringung eines Fahrgestelles ortsveränderlich sind. Von Meller²⁾ sind die Forderungen, die an eine gute Schweißmaschine gestellt werden, in folgenden 9 Punkten zusammengefaßt:

1. Leichte und feinstufige Einstellung des Schweißstromes.
2. Leichtes Ansprechen beim Ziehen des Lichtbogens.
3. Begrenzung des Kurzschlußstromes bei Berührung der Elektrode mit dem Werkstück.
4. Möglichst geringe Änderung der eingestellten Stromstärke auch bei verschiedener Lichtbogenlänge.
5. Kein Abreißen des Lichtbogens bei langsamen und raschen Änderungen der Lichtbogenlänge innerhalb praktisch zulässiger Grenzen.
6. Funkenfreier Lauf.
7. Guter Wirkungsgrad.
8. Betriebsichere mechanische Ausführung.
9. Geringer Preis.

Für den Preis der Schweißmaschine ist der Gesamtregelbereich bestimmend. Ihre Höchstleistungsgrenze richtet sich nach den zu erledigenden Arbeiten. Hat man Stahlguß- oder Gußeisen-Kaltschweißungen vorzunehmen, so wird man, wie schon gesagt, mit 20 Volt bei 200 Amp. auskommen; sind dagegen größere Warmschweißungen zu erledigen, so empfiehlt sich die Anschaffung einer Maschine, die bei 45–60 Volt 800–1000 Ampere liefert. Durch Parallelschaltung einer entsprechenden Anzahl von kleinen Aggregaten läßt sich auch eine beliebig hohe Stromstärke erreichen. In größeren Schweißereien wird sich jedoch eine große Maschine für Warmschweißungen schnell bezahlt machen.

Ob zum elektrischen Schweißen Gleichstrom, Wechselstrom oder Drehstrom vorzuziehen ist, soll hier nicht entschieden werden. Die Ansichten hierüber gehen im Schrifttum noch sehr auseinander. Bisher fanden in überwiegender Mehrzahl Gleichstromschweißmaschinen Verwendung. Es besteht jedoch berechtigte Aussicht, daß bei dem scharfen Wettbewerb der Wechselstrom-Transformatoren und Drehstromapparate bauenden Werke die Transformatoren bald in noch stärkerem Maße die Gleichstromumformer verdrängen.

Augenschutz.

Der Kohle- wie der Metalllichtbogen ist reich an kurzwelligen, unsichtbaren, ultravioletten und infraroten Strahlen, die auf das organische Zellengewebe der Haut wie des Auges sehr stark einwirken. Haut und Augen sind daher sorgfältigst vor den Kathodenstrahlen des elektrischen Lichtbogens zu schützen.

¹⁾ Nach H. Neese: a. a. O. ²⁾ Meller, K.: Elektrische Lichtbogenschweißung. Leipzig 1925.

Die Untersuchungen über Erkrankungen des Auges infolge des starken Lichtbogeneinflusses sind noch nicht abgeschlossen. Bisher wurde festgestellt, daß vor allem die Bindehaut in Mitleidenschaft gezogen wird. Schlimmstenfalls kann sich der graue Star einstellen. Zum Schutze der Augen werden Schweißspiegel verwendet, die weiße, blaue, rote und grüne Gläser enthalten. Einzelne Firmen bringen besondere Schutzgläser auf den Markt, von denen das gelbgrüne „Halauer Glas“ den besten Schutz gewähren soll.

In größeren Schweißereien kann man beobachten, daß die Schweißer selten über Augenschmerzen klagen, wenn darauf geachtet wird, daß sich die einzelnen Schweißer durch Bleche oder Asbesttafeln dagegen schützen, von ihren Nachbarn unmittelbar „angeblitzt“ zu werden. Hat man sich doch einmal die Augen verbrannt, so schaffen Borwasser oder Milch Linderung.

Literatur.

Einzelne Werke.

- Neese, H.: Dr.-Ing.-Dissert. Aachen 1921.
 Zemke, P.: Autogenes Schweißen und Schneiden. Leipzig 1923.
 Schimpke, P. und H. Horn: Praktisches Handbuch der gesamten Schweißtechnik. Bd. 1: Autogene Schweiß- und Schneidtechnik. Berlin 1924. Bd. 2. Elektrische Schweißtechnik. Berlin 1926.
 Achenbach, F. W. und S. I. Lavroff: Elektrisches und autogenes Schweißen und Schneiden. Berlin 1925.
 Meller, K.: Elektrische Lichtbogenschweißung. Leipzig 1925.
 Wundram, O.: Die elektrische Lichtbogenschweißung, ihre Hilfsmittel und ihre Anwendung. Hamburg 1925.
 Schimpke, P.: Die neueren Schweißverfahren. Werkstattbücher. Nr. 13. 2. Aufl. Berlin 1925.

Abhandlungen.

- Lamberton, E.: Über das Schweißen des Gußeisens. Stahleisen 1909. S. 2055.
 Cramer, O.: Elektrisches und autogenes Schweißen und Schneiden in Gießereien und anderen Betrieben. Gieß.-Zg. 1913. S. 397, 432, 466.
 Schimpke, P.: Der heutige Stand der neueren Schweißverfahren. Stahleisen 1915. S. 385, 1274, 1297; 1916. S. 581, 604, 676.
 Treuheit, L.: Schweißen von Stahlformguß. Stahleisen 1921. S. 1361.
 Neese, H.: Versuche über elektrische Lichtbogenschweißung von Flußeisen und Grauguß. (Auszug aus Dr.-Ing.-Dissert.) Stahleisen 1922. S. 1001, 1192.
 – Zum gegenwärtigen Stand des Schweißens von Grauguß. Stahleisen 1924. S. 225.
 Richter, Hermann: Das Schmelzschweißen von Graugußradiatoren und -Gliedkesselteilen mittels Azetylen-Sauerstoffflamme. Schmelzschweißung 1924. S. 7.
 Wuttke, F.: Die autogene Graugußschweißung. Schmelzschweißung 1924. S. 35.
 Neese, H.: Schweißung von Grauguß. Gieß. 1923. S. 375.
 Wegner, A.: Instandsetzung gebrochener Maschinenteile nach dem elektrischen, autogenen und aluminothermischen Verfahren. Maschinenbau 1923. S. B. 276.
 Richter, H.: Schweißreparaturen an schweren Gußstücken. Schmelzschweißung 1923. S. 74.
 Hengstenberg, W.: Elektrisches Schweißen von Glühtöpfen. Schmelzschweißung. 1923. S. 71.
 Schuchmacher, O.: Das elektrische Schweißen von Gußeisen. Schmelzschweißung 1923. S. 66.
 Kautny, Th.: Über die autogene Schweißung von Gußeisen. Autog. Metallbearb. 1923. S. 196.
 Achenbach, F. W.: Elektrogußschweißung. Autog. Metallbearb. 1923. S. 263.
 – Lichtbogenschweißung von Gußstücken. Wärme 1924. S. 507. Gieß.-Zg. 1924. S. 417.
 Janssen, Fr.: Über das Schweißen von Guß. Werkst.-Techn. 1924. S. 637.
 Politz, Fr.: Beiträge zur Kenntnis der Vorgänge bei der Schmelzschweißung von Grauguß mittels Azetylen. Stahleisen 1925. S. 653.
 Neese, H.: Die Metallurgie der Graugußschweißung. Masch.-Bau 1925. S. 105.
 Wedemeyer, O.: Die Anwendung der neueren Schweißverfahren in der Maschinenindustrie. Masch.-Bau 1925. S. 112.
 Neese, H.: Über elektrische Schweißung. Lichtbogenschweißung von Gußeisen. Z. d. V. d. J. 1925. S. 1409.
 Schimpke, P.: Autogenes und elektrisches Schweißen von Gußeisen. Stahleisen 1926. S. 1141.
 Kochendörffer, H.: Die elektrische Kaltschweißung von gußeisernen Maschinenteilen. Stahleisen 1927. S. 703.
 Bardtke: Gußeisenschweißungen. Gieß.-Zg. 1927. S. 505.

XII. Aufbereitung und Mischung der Formstoffe.

Von

Professor Alfred Widmaier.

Allgemeines.

Die Rohstoffe, aus denen Form- und Kernsand, Formlehm und -masse zusammengesetzt werden, sowie die Anforderungen an die Formstoffe der Eisen- und Stahlgießerei sind bereits an früherer Stelle¹⁾ behandelt worden. Im nachstehenden sollen nur die Einrichtungen zur Besprechung gelangen, die in der Praxis getroffen werden, um Formstoffe mit den gewünschten Eigenschaften aus den Rohstoffen zu gewinnen.

Aufbereitung des Formsandes.

Der Former verwendet in der Regel zweierlei Arten von Formsand, Modellsand und Füllsand oder Haufensand. Der Modellsand hat in dünner Schicht das Modell zu umgeben²⁾, er muß in hohem Maße bildsam, feuerbeständig, porös und gasdurchlässig sein. Der Haufensand dagegen dient nur zur Auffüllung des Formkastens. Die an ihn gestellten Anforderungen sind gegenüber den an Modellsand gering und beziehen sich hauptsächlich auf Festigkeit und Gasdurchlässigkeit. Dazu muß er billig sein. Man benutzt daher als Füllsand bereits ein- oder mehrere Male gebrauchten Formsand (Altsand), den man durch Zerdrücken der Sandknollen und Aussieben von Spritzeisen, Drahtstiften, Papier-, Holz- und Koksstücken und anderen Fremdkörpern geeignet gemacht, d. h. aufbereitet hat. Nur selten nimmt man heute schon eine besondere Auflockerung vor.

Gebrauchsfertiger Modellsand dagegen ist gewöhnlich ein inniges Gemisch von neuem und bereits gebrauchtem Formsand, Kohlenstaub und Wasser. Der neue Sand allein kann schon in Rücksicht auf die Beschaffungskosten nicht in den Mengen, wie Formsand in den Gießereien Verwendung findet, benutzt werden, aber auch technische Gründe verhindern seine Verwendung in dem Zustand, in dem er aus der Grube kommt. Häufig ist er nicht bloß zu naß, sondern auch zu fett und bedarf daher des Zuschlages von Magerungsmitteln (Altsand) und anderer näher zu beschreibender Vorbereitungsarbeiten (Aufbereitung). Die Kohle wird ihm in der Regel in Staubform zugesetzt, die durch Mahlen von Steinkohle in Kugelmühlen oder in Mahltrommeln gewonnen wird; seltener wird Steinkohle in Stückform verwendet und ihre Zerkleinerung während der für die übrigen Formstoffe notwendigen Aufbereitung vorgenommen. Der Zusatz von Wasser zur Mischung aus altem und neuem Sand muß in möglichst fein verteiltem Zustand erfolgen; bei dem in grubenfeuchtem Zustand unmittelbar verwendeten Formsand ist gewöhnlich ein Wasserzusatz nicht erforderlich.

Der neue und der gebrauchte Formsand werden zur Darstellung von Modellsand häufig zunächst jeder für sich der Aufbereitung unterzogen, und dann erst wird die Mischung beider vorgenommen; man findet aber auch Anordnungen, bei denen der neue, getrocknete oder zur unmittelbaren Verwendung in grubenfeuchtem Zustande geeignete Sand mit dem gebrauchten — gesiebten oder ungesiebten — Sand zuerst

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 577ff. ²⁾ Vgl. Bd. II, S. 45.

Die mit dem gebrauchten Sand vorzunehmenden Arbeiten umfassen in erster Linie die Ausscheidung von Papier, Putzlappen, größeren Eisenstücken usw. mit Hilfe von Rosten e, groben Sieben oder umlaufenden gelochten Blechtrommeln; größere Sandknollen werden in einem Sandwalzwerk f mittels Walzen zerdrückt. Der Sand gelangt dann zwecks Ausscheidung kleinerer Eisenteile über einen magnetischen Scheider g (Separator). Die sonstigen, im gebrauchten Sand vorhandenen unbrauchbaren Bestandteile werden durch Absieben im Sieb h entfernt. Unter den vom Magneten abgeschiedenen Eisenteilchen ist vielfach noch Sand enthalten; man nimmt die Trennung durch Absieben vor und fügt den Durchfall des Siebes k an irgend einer von den örtlichen Verhältnissen abhängigen Stelle wieder in den Aufbereitungsgang des gebrauchten Sandes ein.

Die Mischung des aufbereiteten neuen und gebrauchten Sandes und des Kohlenstaubes sollte nun derart erfolgen, daß jederzeit das festgesetzte Mengenverhältnis zwischen den einzelnen Bestandteilen eingehalten wird. Da aber bei der Aufbereitung des neuen und des gebrauchten Sandes in der oben angegebenen Weise auf eine gleichmäßige Anlieferung der beiden Sandsorten, wie sie benötigt werden, nicht zu rechnen ist, so sind, wenn auf ein gleichmäßig zusammengesetztes Erzeugnis Wert gelegt wird, die beiden Sandsorten und der Kohlenstaub in Behältern (Silos) d, i, l unterzubringen und aus diesen die einzelnen Mischungsbestandteile je in Mengen, die sich in der Zeiteinheit gleich bleiben, zu entnehmen. Die Entnahme erfolgt mit Hilfe von Rüttelschuhen (Schüttelböden), Drehtellern, Förderschnecken, Becherwerken, bei trockenem Sand genügt auch ein schiefer Boden des Behälters mit einer durch einen Schieber regel- und verschließbaren Öffnung; zwecks Regelung der zu entnehmenden Menge werden die Förderschnecken und Becherwerke mit Einrichtungen zur Änderung ihrer Umdrehungszahl und die Rüttelschuhe und Drehteller mit verstellbaren Schiebern versehen. Die Zuteilung des Kohlenstaubes wird mittels der bereits erwähnten Vorrichtungen oder mittels einer gefurchten, umlaufenden Walze bewirkt, die die Öffnung des Behälters l abschließt; die Regelung der Menge geschieht auch hier gewöhnlich durch Änderung der minutlichen Umdrehungen der Walze. Die eigentliche Mischung der beiden Sandsorten und des Kohlenstaubes erfolgt gewöhnlich in zwei bis drei Stufen, und zwar zweckmäßigerweise zunächst in trockenem Zustand in einem Mischtroge n mit Hilfe von Förderschnecken oder -spiralen oder mittels Messerwellen, welche die zu mischenden Stoffe gut durchrühren und gleichzeitig weiter befördern. Das Wasser wird meist mittels eines über dem Mischtroge angeordneten Spritzrohrs m oder einer Streudüse zugesetzt. Zur Mischung verwendet man weiterhin schrägliegende, zylindrische oder kegelförmige, umlaufende Trommeln. Die Fertigmischung und Durchlüftung des Sandes geschieht ganz überwiegend mittels Sand-Schleudermaschinen (Desintegratoren) o.

Die Anordnung der Apparate zueinander erfolgt entweder in einem oder in mehreren Stockwerken; sie wird in vielen Fällen — auch in Beziehung auf die Verteilung der Apparate über die zur Verfügung stehende Grundfläche — von örtlichen Verhältnissen abhängig sein. Zu bemerken ist, daß, falls zur Wagerechtförderung Schnecken und Spiralen verwendet werden, diese nicht unbedeutender Abnützung unterliegen; ihre Zahl, ebenso wie die der Becherwerke (Elevatoren), sollte soweit als möglich beschränkt werden. Letzteren sollte die Förderung von gebrauchtem Formsand, der mit größeren Eisenstücken und Sandknollen durchsetzt ist, nicht zugemutet werden, da häufige Beschädigungen und Reparaturen nicht unwahrscheinlich sind. Für die Förderung von feuchtem Sand in wagerechter oder schwach geneigter Richtung haben sich dagegen Schiebetransporteur und die sog. Marcusrinnen bewährt. Die Aufstellung von Sieben und magnetischen Scheidern erfolgt zweckmäßigerweise immer so, daß der durch die Aufbereitung auszuscheidende Sand unmittelbar in Wagen, nötigenfalls mittels Rinnen (Fallröhren), aufgenommen werden kann¹⁾.

Abweichungen von der beschriebenen Einrichtung finden sich bei den selbsttätigen Sandaufbereitanlagen zunächst darin, daß die Zwischenbehälter für den aufbereiteten neuen und gebrauchten Formsand fehlen. Um eine gleichmäßig zusammengesetzte Form-

¹⁾ Beispiele von selbsttätigen Sandaufbereitanlagen, die im wesentlichen nach der angegebenen Anordnung gebaut sind, sind auf S. 669ff. gegeben.

sandmischung zu erzielen, werden Zuteilvorrichtungen unter die Aufgebetrichter für den Neu- bzw. Altsand gelegt; andernfalls ist mit Sicherheit auf eine fortlaufend gleichmäßige Zusammensetzung des Enderzeugnisses nicht zu rechnen.

Eine Vereinfachung in der Aufbereitung des neuen Sandes tritt selbstverständlich dann ein, wenn dieser in grubenfeuchtem Zustand ohne vorherige Trocknung verarbeitet werden kann; in der beschriebenen Einrichtung entfällt dann die Trockeneinrichtung. Feuchter Neusand läßt sich aber mit dem gebrauchten Sand nicht so innig vermischen wie getrockneter.

Bei den bisher beschriebenen Anordnungen werden der neue und der gebrauchte Sand je für sich der vollständigen Aufbereitung unterzogen, und dann erst wird die Mischung beider vorgenommen. In den nachfolgend erwähnten Ausführungen von Sandaufbereitungen wird in davon abweichender Richtung verfahren. Der getrocknete, in einem Silo aufbewahrte neue Sand wird z. B. zusammen mit dem fertig aufbereiteten

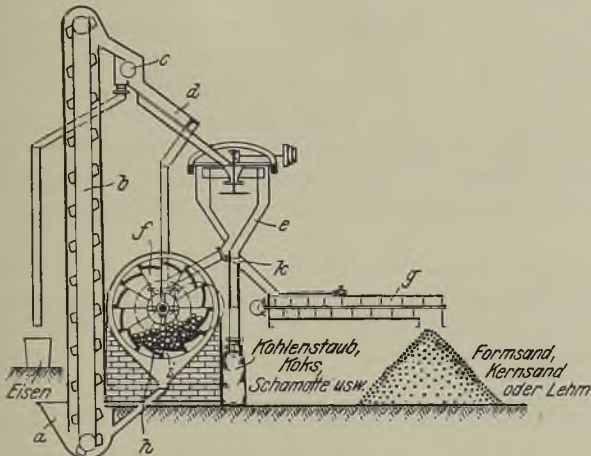


Abb. 665. Formandaufbereitung mit Windsichter.

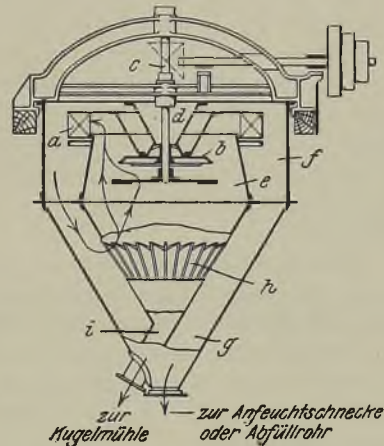


Abb. 666. Windsichter im Schnitt.

gebrauchten Sand und dem Kohlenstaub — je in dem entsprechenden Verhältnis — in einen Kollergang eingeführt. Das gemischte und genügend feine Gut wird in einem Siebwerk ausgeschieden, der Rückstand geht wieder in den Kollergang zurück. Die Anfeuchtung erfolgt in einem Mischtrog mit Förderschnecke, die Fertigmischung in einer Sandschleudermaschine ¹⁾.

Bei den Formandaufbereitungen nach Abb. 665 ²⁾ werden der neue — bei zu hohem Feuchtigkeitsgehalt zuvor getrocknete — Sand, sowie der gebrauchte Sand im entsprechenden Mischungsverhältnis durch den Aufgebetrichter a, dem eine selbsttätige Aufgebivorrichtung vorgeschaltet werden kann, über das Becherwerk b und den Magnetausscheider c einer Rutsche mit dem Sortierrost d zugeführt. Von hier gelangt das feinere Gut zu dem Windsichter e, während das grobe Gut in der sieblosen Kugelmühle f weiter zerkleinert wird. Diese besteht aus zwei Seitenschildern und den an ihnen befestigten Stahlmahlbalken h, die untereinander zu einem starren, selbsttragenden Ring verschraubt sind; diese Balken sind mit einem Ende übereinander geschoben und bilden so Öffnungen i, durch die das Mahlgut durchfallen kann. Die Größe der Öffnungen ist von außen einstellbar. g ist eine kleine Mischschnecke mit Anfeuchtbrause. Um die Kugelmühle auch zum Mahlen von Steinkohle usw. verwenden und das Mahlgut in Säcke oder ähnliches abfüllen zu können, sind noch ein Abfallrohr und eine Wechselklappe k vorgesehen. Die Einrichtung des Windsichters zeigt Abb. 666; a ist ein Ventilator, der sich zusammen mit dem Streuteller b um die gemeinsame Achse c dreht. Der bei d eintretende Sand wird durch diesen Streuteller regenartig zerteilt und gegen den Blechring e geworfen. Der

¹⁾ Z. d. V. D. J. 1911. S 442. Stahl Eisen 1910. S. 1930.

²⁾ Gebaut von Gebr. Pfeiffer, Barbarossawerke in Kaiserslautern. Vgl. Gieß.-Zg. 1910. S. 534. Stahl Eisen 1912. S. 2001.

vom Ventilator erzeugte Luftstrom steigt in der Richtung der Pfeile nach oben, nimmt die feinen Teile mit und schleudert sie gegen die Außenwand des Gehäuses f, wo sie niedersinken und durch den Auslauf g in die Anfeuchtschnecke gelangen, während die Luft auf dem mit Pfeilen bezeichneten Wege wieder unter den Streuteller zurückkehrt. Der gröbere Sand, der von dem Luftstrom nicht mitgeführt werden kann, fällt durch den Trichter h und den Auslauf wieder in die Kugelmühle zurück. Durch entsprechende Einstellung einer Regelvorrichtung kann in dem Windsichter Sand von einigen Millimetern Korngröße bis zu Staubfeinheit erhalten werden.

Kleinere Gießereien benutzen vielfach einfachere Aufbereitweisen und -einrichtungen für den Formsand. Man findet z. B., daß der abgeseibte gebrauchte Sand zusammen mit dem getrockneten neuen Sand und roher Steinkohle in einer Kugelmühle gemischt und vermahlen und das Mahlgut in einem Anfeuchttrog benetzt und in einer Sandschleudermaschine fertiggemischt wird. Eine andere Aufbereitung besteht darin, daß der gebrauchte und der getrocknete Sand mit dem Kohlenstaub je im entsprechenden Verhältnis in Haufen gesetzt werden. Das mit der Schaufel abgestochene Sandgemenge kommt in einen Misch- und Anfeuchttrog, hierauf in eine Sandschleudermaschine und zum Schluß über ein Sieb. Eine weitere Aufbereitung¹⁾ für grubenfeuchten Sand kennzeichnet sich dadurch, daß dieser zusammen mit dem gebrauchten Sand und dem Kohlenstaub in Haufen gesetzt wird; der abgestochene Sand kommt zunächst zur Vormischung über eine stehende Sandschleudermaschine einfacher Bauart, hierauf über ein Sieb, dessen Durchfall zur Fertigmischung in eine Sandschleudermaschine (mit zwei Stiftenkörben, vgl. unten) gelangt.

Aufbereitmaschinen, wie sie in kleineren Gießereien für die Aufbereitung des Formsandess zur gleichzeitigen Mischung und Zerkleinerung, unter Umständen auch zum gleichzeitigen Absieben Verwendung finden, sind in den Abb. 726—728 (S. 668 u. 669) dargestellt. Eine Behandlung des Sandes in Sandschleudermaschinen wird vielfach noch angefügt.

Der Füllsand wird entweder in den für die Aufbereitung des Modellsandes bestimmten Aufbereitungen oder in besonderen Füllsandaufbereitungen mittels fahrbarer Einrichtungen aufbereitet.

Aufbereitung der Kernmasse für ungetrocknete oder schwach getrocknete, nach dem Gießen leicht zerstörbare Kerne.

Es handelt sich hier um die Herstellung eines Sandes von gleichmäßiger Korngröße und die Vermischung mit den entsprechenden Zusätzen²⁾. Der neue Sand kann demzufolge in der gleichen Weise wie gewöhnlicher Formsand behandelt werden. Als Mischeinrichtungen kommen Kollergänge, Mischtröge, Stiftenschleudermaschinen, Lehmknetmaschinen und Flügelknetmaschinen in Betracht.

Aufbereitung des Formlehms.

Formlehm ist ein Gemenge von natürlichem Lehm mit Zusätzen verschiedener Art³⁾. Der rohe Lehm ist vielfach mit Knollen und kleinen Steinen durchsetzt; um ihn in gleichmäßige Beschaffenheit überzuführen, müssen Zerkleinerungsvorrichtungen Verwendung finden.

Je nach seiner Beschaffenheit wird der Lehm getrocknet oder ungetrocknet verarbeitet. Im ersteren Fall wird der Lehm nach dem Trocknen in einem Kollergang oder in einer Kugelmühle gemahlen und die Mischung mit den Zusätzen in einem Kollergang, in einem Mischtrög, in einer Lehmknetmaschine oder in einer Flügelknetmaschine vorgenommen. Bei der Verarbeitung des Lehms in ungetrocknetem Zustand verwendet man Lehmkollergänge, Lehmknetmaschinen und Flügelknetmaschinen; die beiden letzteren erfordern bei Lehm, der kleine Steine und Knollen enthält, außerdem ein Walzwerk, durch das der Lehm zuvor gehen muß. Die Aufbereitung von gebrauchtem Lehm geschieht

¹⁾ Ausgeführt von L. W. Bestenbostel & Sohn in Bremen.

²⁾ Vgl. Bd. I, S. 600. ³⁾ Vgl. Bd. I, S. 594.

in der gleichen Weise wie die von getrocknetem, frischem Lehm. Gewöhnlich läßt man das rohe Gemisch von Lehm und Zusätzen vor dem Kneten längere Zeit durchtränken und benutzt hierzu Wasser, in dem Pferdedünger ausgelaugt ist.

Aufbereitung der Formstoffe für Stahlguß.

Die Aufbereitung der Formstoffe für Stahlguß umfaßt bei den für Stahlgußformen geeigneten Sanden vielfach nur eine Zerkleinerung von Knollen und kleinen Steinen und ein Absieben. Bei der Mischung aus verschiedenen feinkörnigen Bestandteilen kommen Einrichtungen wie beim gewöhnlichen Formsand in Frage.

Zur Herstellung der Masse¹⁾ aus Schamotte usw. wird der rohe Ton in Schachtöfen gebrannt; die gebildete Schamotte, ebenso wie etwa verwendete Tiegelscherben, wird in Kollergängen mit Siebeinrichtung (Maschenweite etwa 3 mm) oder in Kugelmühlen gemahlen. Die Zusätze von rohem Ton, Quarzmehl, Koks usw. mahlt man in Kollergängen oder in Kugelmühlen oder in Kugelmahltrömmeln. Der rohe Ton muß zuvor leicht angetrocknet und der Quarz zur Verhinderung des Treibens der Form bei der Erhitzung ausgeglüht werden. Die Mischung der einzelnen Bestandteile geschieht in Kollergängen, Flügelknetmaschinen oder in Mischeinrichtungen, wie sie für gewöhnlichen Formsand gebraucht werden. Die Zerkleinerung und das Mischen der einzelnen Bestandteile kann auch gleichzeitig erfolgen; Tonmehl und Graphit darf aber dann erst nach der Zerkleinerung der anderen Bestandteile zugefügt werden, weil diese sonst erschwert würde.

Maschinen und sonstige Einrichtungen zur Aufbereitung der Formstoffe.

Sandtrockenvorrichtungen.

Beim Trocknen des Sandes ist darauf zu achten, daß keine zu starke Erhitzung des Sandes (Verbrennen) stattfindet, weil sonst der Sand durch Abgabe des Hydratwassers seiner tonigen Bestandteile an Bildsamkeit verliert. Als Trockeneinrichtungen verwendet man Sandtrockenböden über Form- oder Kern-trockenkammern, Trocken-darren und Trockenöfen.

Der Sandtrockenboden nach Abb. 667²⁾ ist aus Eisenplatten über der mit Löchern versehenen Trockenkammerdecke gebildet. Der Sand wird in einer Schicht von etwa 60—80 mm aufgelegt. Die in Abb. 668³⁾ dargestellte Trocken-darre enthält zwei übereinanderliegende, miteinander verbundene Kanäle, die mit schrägliegenden

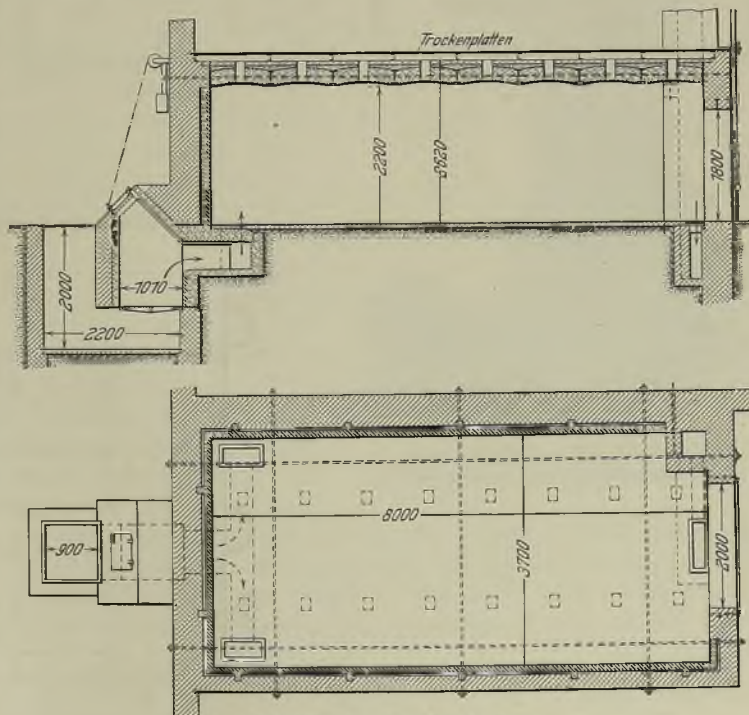


Abb. 667. Sandtrockenboden.

¹⁾ Vgl. Bd. I, S. 596.

²⁾ Stahleisen 1909. S. 244.

³⁾ Ebenda. S. 245.

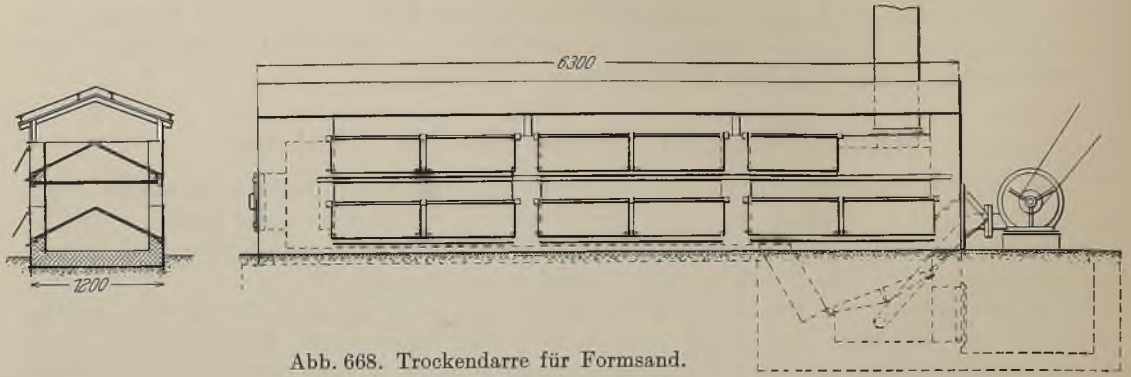


Abb. 668. Trockendarre für Formsand.

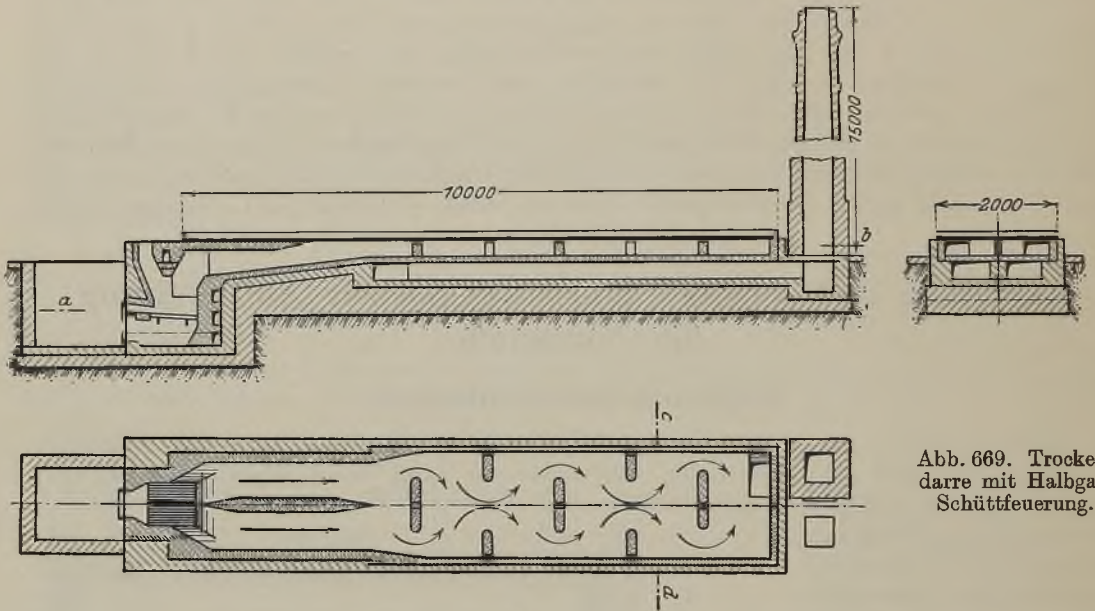


Abb. 669. Trockendarre mit Halbgas-Schüttfeuerung.



Abb. 670. Wellenförmige Gestaltung der Trockenplatten.

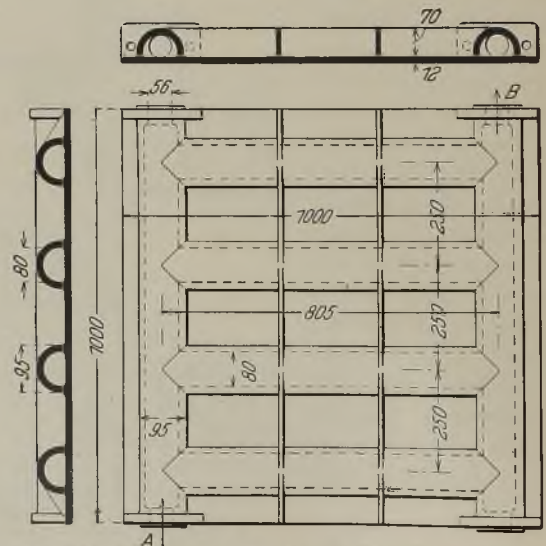


Abb. 671. Durch Dampf geheiztes Trockenplattenglied.

Eisenplatten abgedeckt sind. Die Trockendarre nach Abb. 669¹⁾ besitzt eine Halbgas-Schüttfeuerung. Die einzelnen Trockenplatten können im Querschnitt auch nach Abb. 670 gestaltet werden, um eine größere Heizfläche zu erzielen. Ein durch Dampf geheiztes

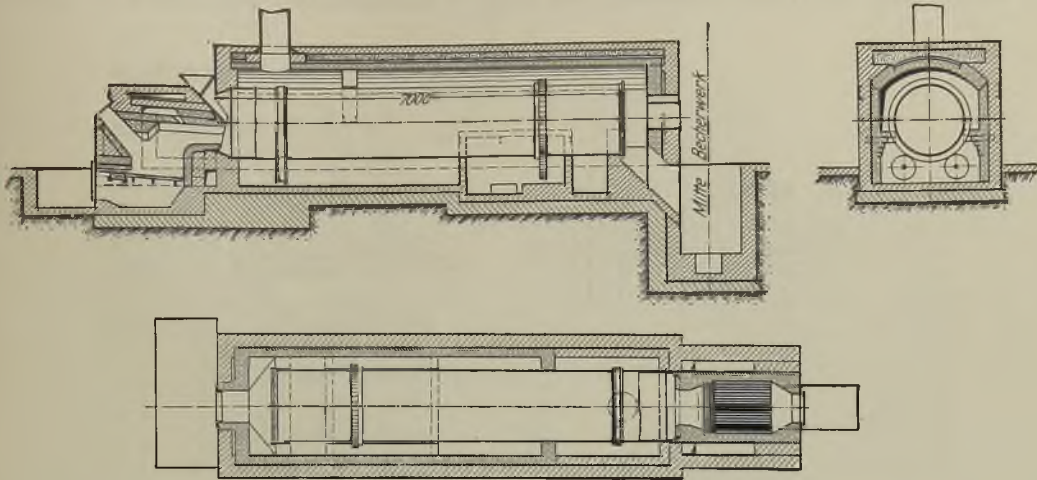


Abb. 672. Sandtrockentrommel.

Trockenplattenglied mit ebener Auflagefläche ist in Abb. 671 (von unten gesehen) dargestellt²⁾; der kondensierte Dampf wird wieder in den Dampfkessel zurückgeleitet.

Für durchgehenden Betrieb verwendet man umlaufende Trockentrommeln (Drehrohröfen) in wagerechter oder schrägliegender Anordnung. Die Heizgase der Feuerung nach Abb. 672³⁾ (gewöhnliche Rost-, Halbgas- oder Gas-, z. B. Gichtgas-Feuerung) durchströmen nach dem Gleich- oder Gegenstromprinzip die sich langsam drehende Trommel. Die Bewegung des Sandes durch die Trommel hindurch geschieht durch an ihrer Innenwand schräg-stehende Schaufeln. Zur Regelung der Leistung dient ein Ventilator; die Durchgangszeit kann durch Wechsel der Trommelumdrehungszahl verändert werden. Die Ofendecke ist zum Vortrocknen sehr feuchten Sandes verwendbar. Die Trockentrommeln werden auch mit einem Verteiler-Einbau⁴⁾ versehen.

Um eine geringe Bodenfläche zu erzielen, werden vielfach stehende Trockenöfen gebaut, Abb. 673⁵⁾ und 674⁶⁾. Der Sand wird mittels Becherwerks in den auf dem Ofen befindlichen Einwurf (mit selbsttätiger Verschlußklappe) verbracht. Im Innern des Mantels und an der Mittelachse sind Teller angebracht, die an der Unterseite Schaufeln tragen, welche bei der Drehung der Welle den Sand von Teller zu Teller gleiten lassen. Die Gase der unten angeordneten Feuerung durchziehen den Ofen, der wegen des Gegenstromprinzips bei richtiger Höhe einen günstigen Brennstoffverbrauch besitzt. Bei der Ausführung nach Abb. 674 kann ein Teil der Feuergase durch zwei von der Feuerung abzweigende Röhren in das obere Drittel der Ofenhöhe eingeleitet und mittels

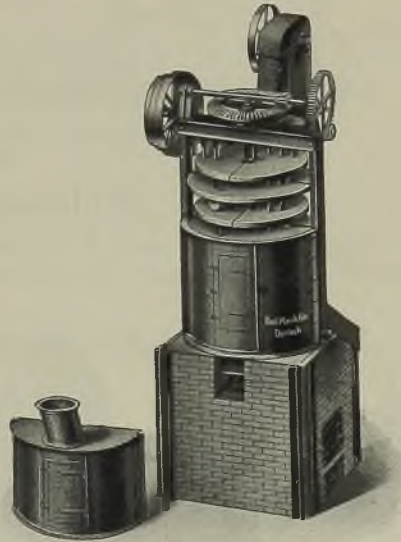


Abb. 673. Stehender Sandtrockenofen mit teilweise abgenommenem Mantel.

¹⁾ Z. d. V. D. J. 1912. S. 1148.

³⁾ Z. d. V. D. J. 1912. S. 1149.

⁵⁾ A. Stotz, A.-G., Stuttgart.

²⁾ Stahleisen 1909. S. 246.

⁴⁾ Bauart Bamag-Meguinn A.-G., Butzbach i. Hessen.

⁶⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach.

eingebauter Klappen eine Regelung der Temperatur vorgenommen werden. Dadurch soll einem Kondensieren des Dampfes vorgebeugt werden. Ferner sind auf den umlaufenden Tellern laufende Quetschwalzen angeordnet, um Sandknollen zu zerdrücken; endlich sind der Mantel und die Teller zweiteilig, um leicht Ausbesserungen vornehmen zu können.

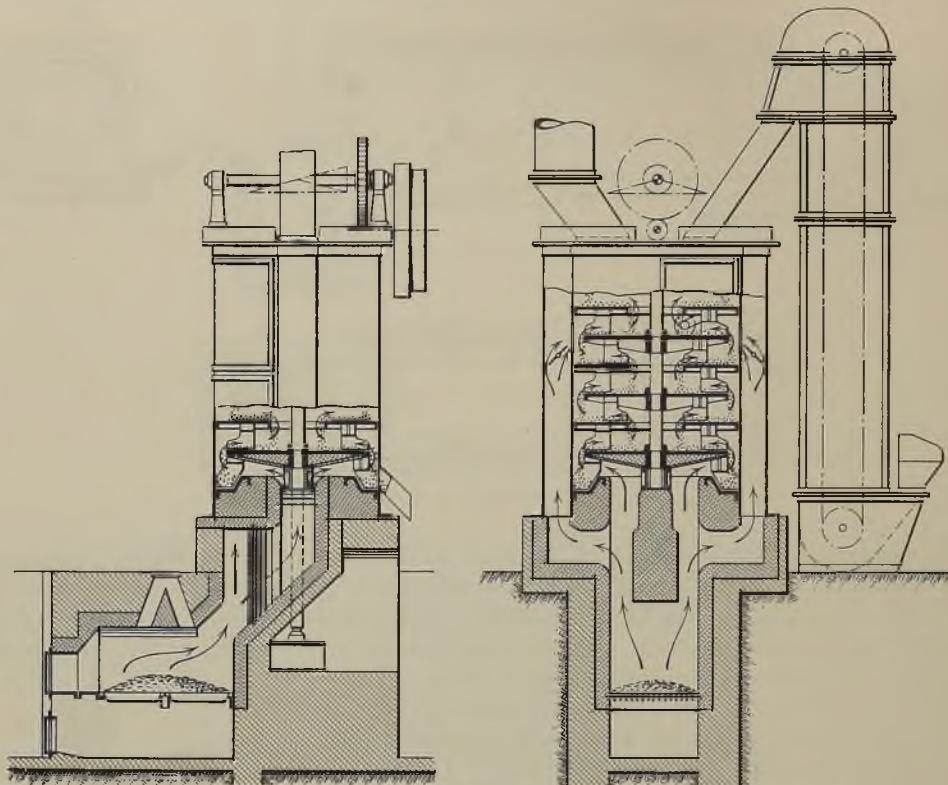


Abb. 674. Stehender Sandtrockenofen im Schnitt.

Mahlmühlen und Mahltrommeln.

Kugelmühlen und Kugelmahltrommeln. In einer umlaufenden Trommel befinden sich Stahlkugeln, die bei entsprechender — nicht zu niedriger und nicht zu hoher Umdrehungszahl — von der Trommelinnenwand mitgenommen werden und auf das in die Trommel gebrachte, zu zerkleinernde Gut herabfallen. Bei der in Abb. 675 wiedergegebenen älteren Kugelmahltrommel wird eine bestimmte Sandmenge so lange der Wirkung der Kugeln ausgesetzt, bis genügende Zerkleinerung erfolgt ist.

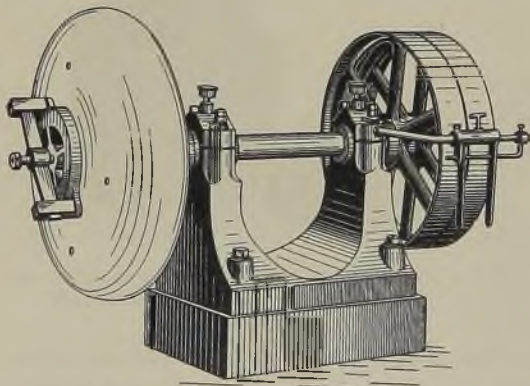


Abb. 675. Kugelmahltrommel.

Bei den eigentlichen Kugelmühlen erfolgt eine fortlaufende Ausscheidung des genügend zerkleinerten Sandes, so daß sie also für das Mahlen von Formsand wohl geeignet sind. Bei der Kugelmühle nach Abb. 676¹⁾ geschieht der Eintrag durch den Trichter C und den Einlauf e. Das Zermahlen wird mittels ungleich großer Kugeln auf der durch die gewölbten Stahlmahlbalken d gebildeten, wellenförmigen Fläche bewirkt. Der Austrag des gemahlten

¹⁾ Bauart Maschinenbauanstalt Humboldt in Köln-Kalk. Stahleisen 1912. S. 897.

Sandes erfolgt durch die regelbaren Spalten *i*; der gemahlene Sand kommt dann auf die Vorsiebe *k*; das durch diese hindurch gelangende Mahlgut fällt auf die Feinsiebe,

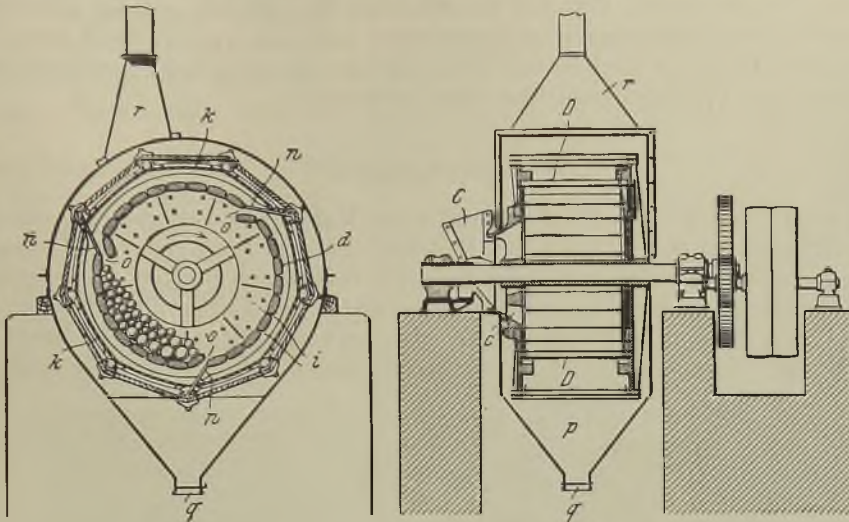


Abb. 676. Kugelmühle mit wellenförmiger Fläche.

deren Durchfall in den Trichter *p* rutscht und durch die Öffnung *q* austritt. Das Gehäuse trägt oben einen Rohransatz *r* zum Anschluß an einen Exhaustor. Das grobe Gut kommt auf den Stegen *n* durch die Öffnungen *o* in die Mahltrommel *D* zurück. Bei

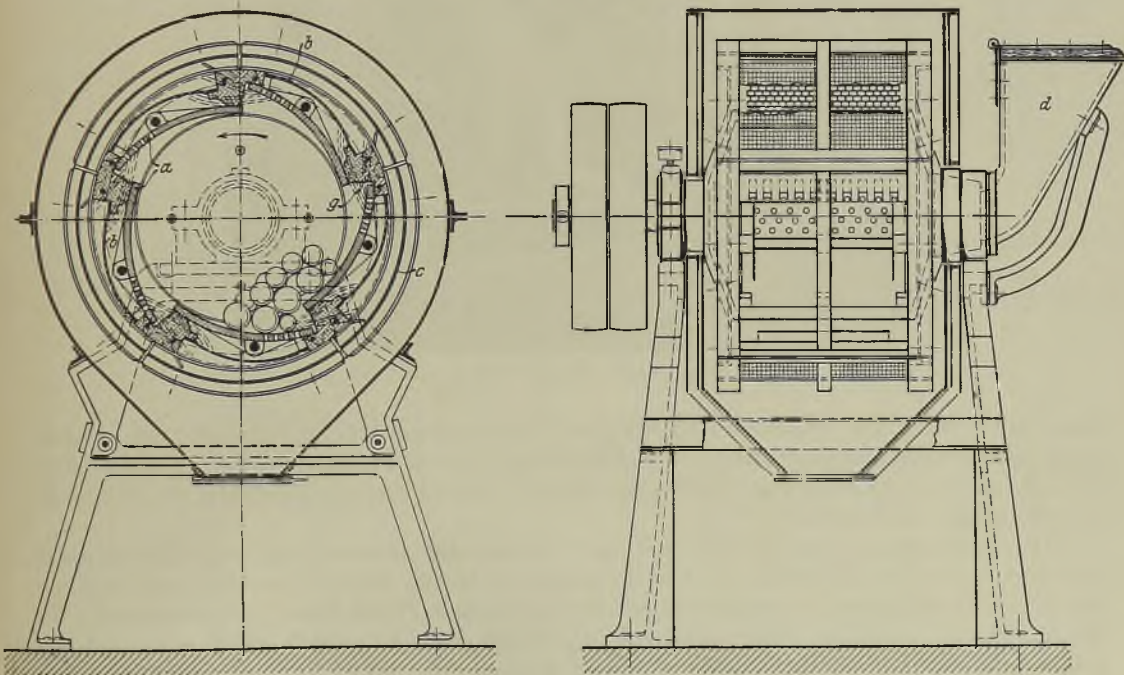


Abb. 677. Kugelfallmühle.

Ausführungen anderer Formen besteht die Mahltrommel aus ganz oder nur an einzelnen Stellen durchlocherten Stahlplatten. Durch treppenförmige Anordnung der einzelnen Mahlplatten wird dabei die Kugelfallmühle, nach Abb. 677 erhalten¹⁾. Ihr Mantel

¹⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz. Z. d. V. D. I. 1909. S. 1220.

besteht aus den Mahlplatten a, einem Grobsieb b und einem Feinsieb c. Das Mahlgut wird durch den Trichter d aufgegeben und durch Herabfallen der Kugeln über die Absätze der Mahlplatten zerkleinert. Von den durchlochten Mahlplatten gelangt es nacheinander auf die beiden Siebe. Zwischen den Mahlplatten und dem groben Siebe sowie zwischen diesem und dem Feinsiebe sind Kanäle g angeordnet, die dem nicht genügend feinen Gut in das Innere der Trommel zurückzutreten gestatten¹⁾.

Kollergänge.

Über einer ringförmigen Fläche (Lauffläche, Mahlbahn) befindet sich ein schwerer, um seine Achse drehbarer zylindrischer Körper (Läufer, Stein), durch dessen Gewicht das unter ihn gebrachte Gut zerdrückt, bzw. bei teigartigen Stoffen geknetet wird. Um das Gut unter den Läufer zu bringen, wird entweder der Läufer über das auf dem festliegenden Teller befindliche Mahlgut im Kreise herumgerollt (Abb. 678—681) oder der Teller dreht sich unter dem, nur um seine eigene Achse sich bewegenden Läufer hinweg

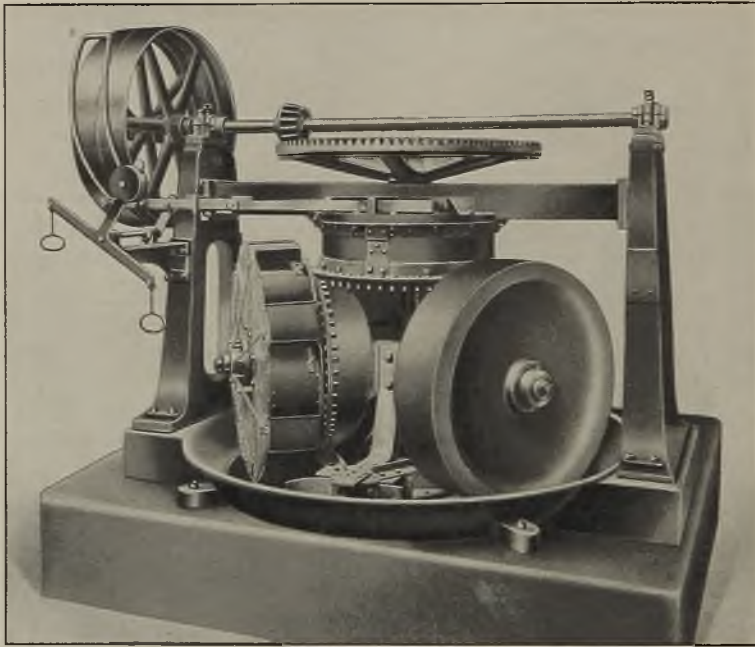


Abb. 678. Kollergang mit oberem Antrieb und Schöpfrad.

(Abb. 682 u. 683). Die Anzahl der Läufer eines Kollerganges beträgt ein oder zwei. Damit entsprechend der Verschiedenheit der Stoffschichtendicke die Läufer sich heben und senken können, und zwar parallel zur Lauffläche, sind sie durch Schleppkurbeln mit der senkrechten Welle verbunden.

Die Kollergänge zum Zerkleinern des Formsandes müssen mit einer Einrichtung zum fortwährenden Absieben des bereits genügend feinen Sandes versehen sein, um ein Zermahlen des Sandes zu mehlförmiger Beschaffenheit (Totmahlen) zu vermeiden. Zu diesem Zweck wird ein Sieb entweder oberhalb oder unterhalb oder seitwärts am Kollergang angeordnet; der nicht genügend zerkleinerte Sand wird auf den Kollergang zurückbefördert. Zur Vermeidung der Staubbelastigung werden die Kollergänge gewöhnlich ummantelt (s. Abb. 679 u. 680).

Der Kollergang (Abb. 678) hat zwei in Schleppkurbeln gelagerte Läufer, die sich auf einer mit auswechselbaren Platten versehenen Laufbahn abwälzen. Ein Schöpfrad nimmt fortwährend Sand von der Schale auf und läßt ihn auf ein in der Mitte angeordnetes

¹⁾ Über die sieblose Kugelmühle mit Windsichtung s. S. 643.

kegelförmiges Sieb mit Rüttelwerk fallen. Das feine Gut fällt hindurch, während das gröbere in die Schale zurückgelangt. Ein grobes Sieb an jeder Zelle des Schöpfrades verhindert, daß grobe Knollen, Steine usw. auf das Kegelsieb geworfen werden, so daß dieses vor frühzeitigem Verschleiß bewahrt wird.

Beim Kollergang nach Abb. 679¹⁾ befindet sich ein umlaufendes kegelförmiges Trommelsieb zwecks gedrängter Bauart unterhalb der Schale. Die Überführung des Sandes aus dem Kollergang in das Sieb findet mittels einer geschlossenen Rinne statt. Das nicht genügend zerkleinerte Gut wird durch Becherwerk, Förderschnecke und Fallrohr wieder in den Kollergang zurückbefördert.

Bei der in Abb. 680 dargestellten Aufbereitungsmaschine²⁾ gelangt das von Anfang an bereits genügend feine Gut überhaupt nicht in den Kollergang, sondern wird schon in der hochliegenden Siebtrommel a, in die der Sand mittels des Becherwerks c geworfen wird, abgeschieden. Das grobe Gut gelangt aus dem Trommelsieb durch eine Rinne in den Kollergang; der gekollerte Sand fällt durch die mittels Schieber verschließbare Rinne e der Förderschnecke d zu, die ihn dem Becherwerk c zuführt.

Ist das Mahlgut ziemlich grob und klumpig, so verwendet man ein doppeltes Sieb, nämlich ein weitmaschiges Schutzsieb und ein feines Sieb.

Bei dem Kollergang nach Abb. 681³⁾ dient das seitlich am Kollergang befindliche

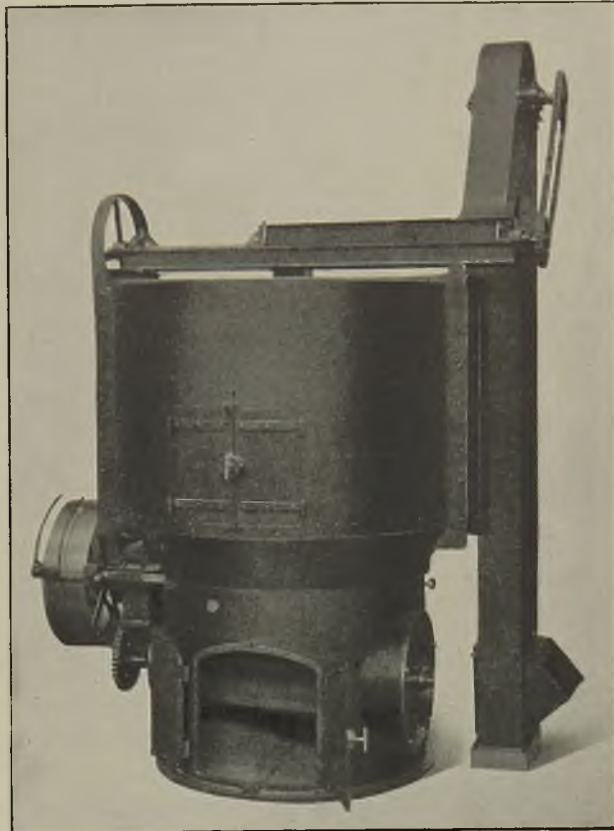


Abb. 679. Kollergang mit eingebautem Trommelsieb.

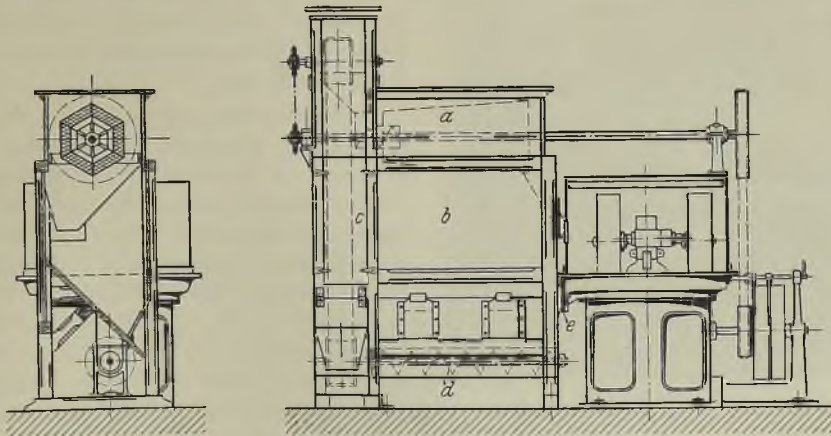


Abb. 680. Kollergang mit Siebtrommel.

1) Schwäbische Hüttenwerke A.-G. in Wasseralfingen.

2) Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz.

3) Badische Maschinenfabrik in Durlach; A. Gutmann, A.-G. in Hamburg-Ottensen u. a.

Sieb gleichzeitig als Fördervorrichtung für den nicht genügend feinen Sand. Das Sieb trägt zu diesem Zweck im Innern Leisten. Wirft man den Rohsand zuerst in das Sieb,

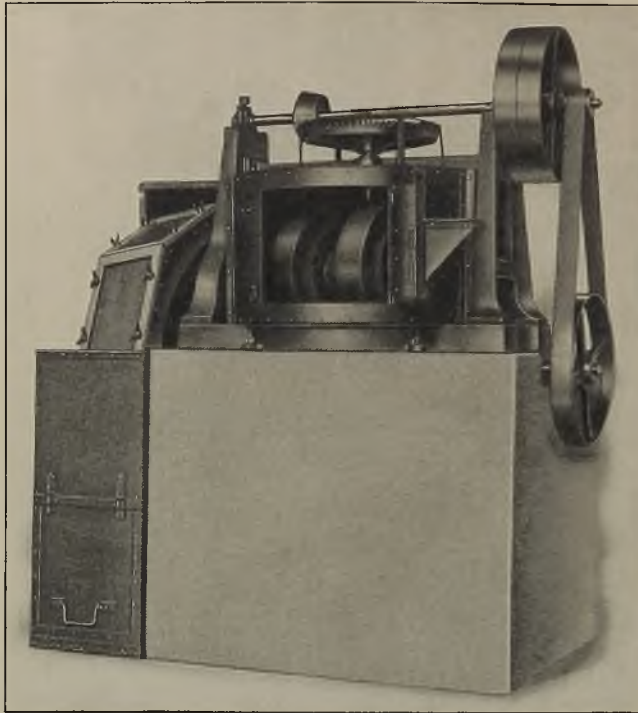


Abb. 681. Kollergang mit seitlich angebautem Trommelsieb.

ehe er in den Kollergang gelangt, so findet wie bei der Anordnung nach Abb. 680 eine Entlastung des Kollerganges statt.

Kollergänge für die Aufbereitung von Form-, Kern- und Lehm Massen für Eisen-, Stahl-, Temper- und Metallgießereien werden vielfach mit einem oder zwei geriffelten Läufern versehen, entsprechend Abb. 682¹⁾. Bei dem Kollergang nach Abb. 683²⁾ ist in der Mitte eine Lehmknetmaschine eingebaut; er ist besonders für Lehm und Kernmasse bestimmt.

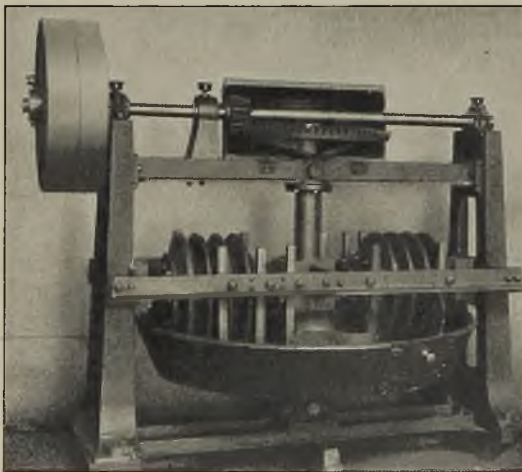


Abb. 682. Kollergang mit geriffelten Läufern.

Kollergänge eignen sich wegen ihrer knetenden Mischung auch sehr gut zum Mischen von Formstoffen. Der Gegenstrom-Schnellmischer, Abb. 684 und 685³⁾ besitzt einen umlaufenden Teller, sowie ein entgegengesetzt umlaufendes System, das aus einem oder zwei Läufern und zwei Schaufeln a, b besteht (Abb. 684). Die Geschwindigkeiten beider sind so gewählt, daß Läufer und Schaufeln ständig neue Tellerflächen bestreichen, und ein schnelles

¹⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach; Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz u. a.

²⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach; A.-G. Vulcan in Köln-Ehrenfeld.

³⁾ O. Ullrich, G. m. b. H., Leipzig.

und gründliches Kneten und Mischen der aufgegebenen Stoffe erfolgt. Die Läuferschaufeln sind in der Höhe einstellbar. Die Entfernung des Mischguts erfolgt in der Tellermitte

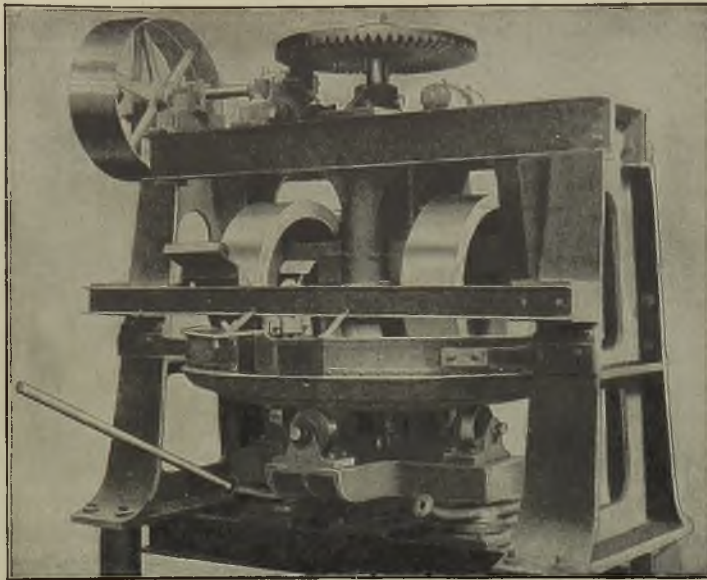


Abb. 683. Kollergang mit eingebauter Lehmknetmaschine.

durch eine runde Öffnung mit Schnellverschluß. Die zu mischenden Stoffe können von Hand oder mittels Aufzugs (Abb. 685) in den Teller verbracht werden.

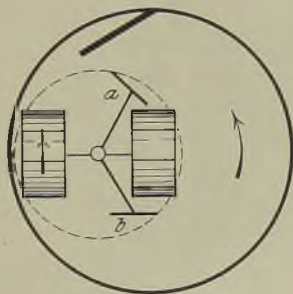


Abb. 684.

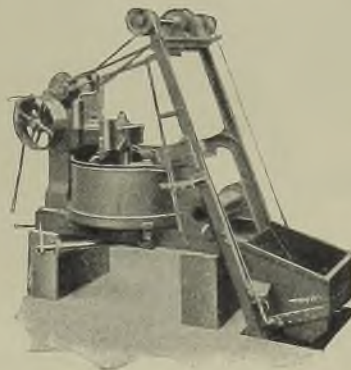


Abb. 685.

Abb. 684 u. 685. Gegenstrom-Schnellmischer.

Siebvorrichtungen.

Für das Absieben des Sandes werden einfache Durchwurfsiebe, Trommelsiebe und Schüttelsiebe angewendet, von denen die beiden letzteren vielfach noch mit anderen Einrichtungen, wie Sandwalzwerken, Magnetscheidern, Rücklaufrienen, Sandbehältern usw. verbunden werden. Der Antrieb der Trommelsiebe erfolgt von einer Transmission aus oder mittels Elektromotoren, der der Schüttelsiebe außerdem auch durch Preßluft. Elektrischer und Preßluftantrieb gewähren den Vorteil leichter Ortsveränderlichkeit des Siebes. Siebe für selbsttätige Sandaufbereitungen werden bisweilen mit zwei über bzw. ineinander angeordneten Siebelägen und mit einer verstellbaren Zufuhrrinne zwecks Herstellung von Sandsorten verschiedener Korngröße versehen. Für besondere Fälle



Abb. 686. Trommelsieb auf Laufscheiben.

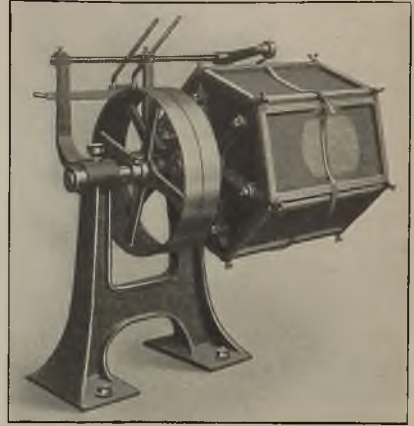


Abb. 687. Kleines Trommelsieb.

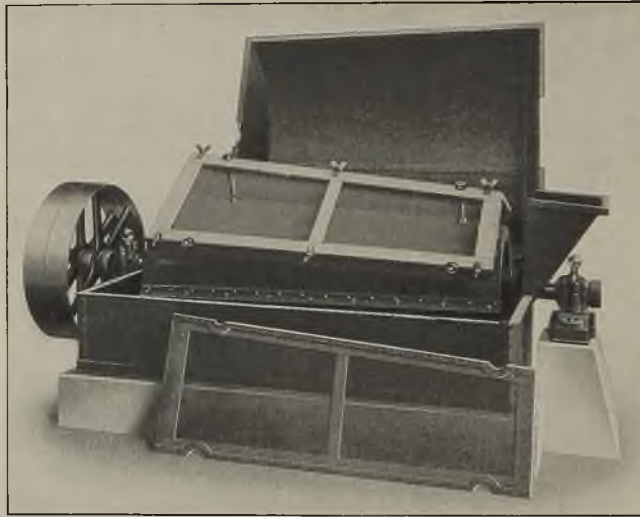


Abb. 688. Großes Trommelsieb.

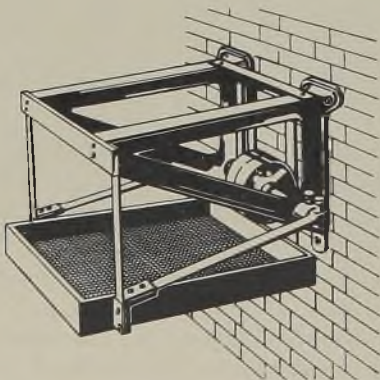


Abb. 689. An der Wand befestigtes Schüttelsieb.

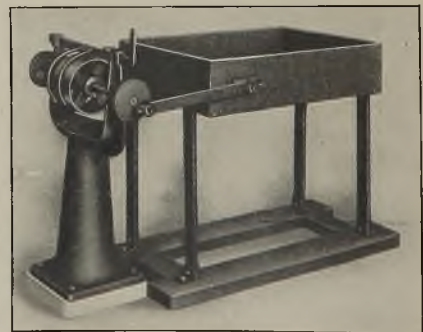


Abb. 690. Schüttelsieb auf federnden Schwingen.

findet man Siebe mit einem Schutzbelag über dem eigentlichen Sieb. Ausführungen dieser Siebe geben die Abb. 686—693 wieder ¹⁾.

Das in Abb. 686 dargestellte Trommelsieb ²⁾ ist auf Laufscheiben gelagert. Durch die Umdrehungen letzterer wird das Sieb bewegt, Abb. 687 und 688 ³⁾ zeigen ein kleineres und ein größeres Trommelsieb mit abnehmbaren Siebrahmen. Die Siebtrommeln werden durch die seitliche Öffnung beschickt.

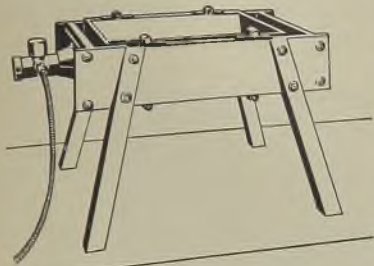


Abb. 691. Durch Preßluft bewegtes Schüttelsieb.

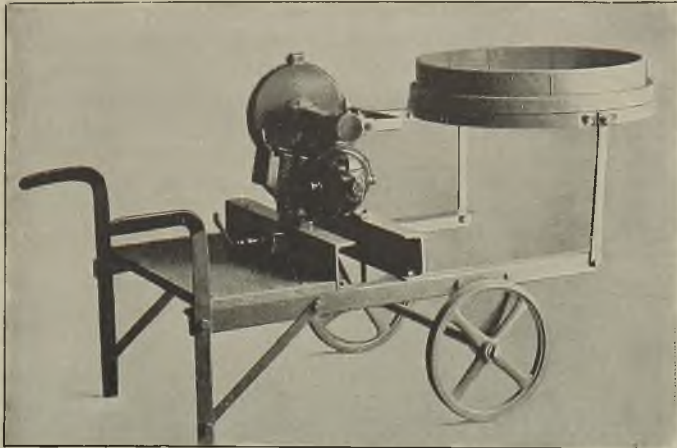


Abb. 692. Fahrbares, durch Elektromotor angetriebenes Schüttelsieb.

In Abb. 689 ³⁾ ist ein an der Wand befestigtes Schüttelsieb wiedergegeben, während das Schüttelsieb nach Abb. 690 ³⁾ auf federnden Schwingen ruht und das nach Abb. 691 durch Preßluft bewegt wird. Die mit Drahtgewebe bespannten Siebrahmen können bei den angeführten Sieben herausgenommen werden. Abb. 692 ⁴⁾ zeigt ein durch einen Elektromotor angetriebenes, fahrbares Schüttelsieb. Das Sandsieb nach Abb. 693 ⁵⁾ ist federnd aufgehängt und erhält seinen Antrieb durch einen unterhalb des Siebes angeordneten Elektromotor mit exzentrisch gelagertem Schwerpunkt der umlaufenden Massen. Diese Sandsiebe werden auch ohne Füße mit einer Aufhängevorrichtung gebaut.

Magnetische Scheider (Separatoren).

Von den verschiedenen Bauarten magnetischer Scheider finden in den Eisgießereien besonders jene Verwendung, welche eine selbsttätige Betriebsweise besitzen und für selbsttätige Sandaufbereitanlagen auch allein in Betracht kommen. Sie besitzen feststehende Elektromagnete, die den Vorteil fester Stromzuführung haben und die Nachteile von Schleifbürsten, die für Gießereien zu empfindlich wären, vermeiden. Die Elektromagnete befinden sich innerhalb einer geschlossenen Trommel, die entweder aus Messing-

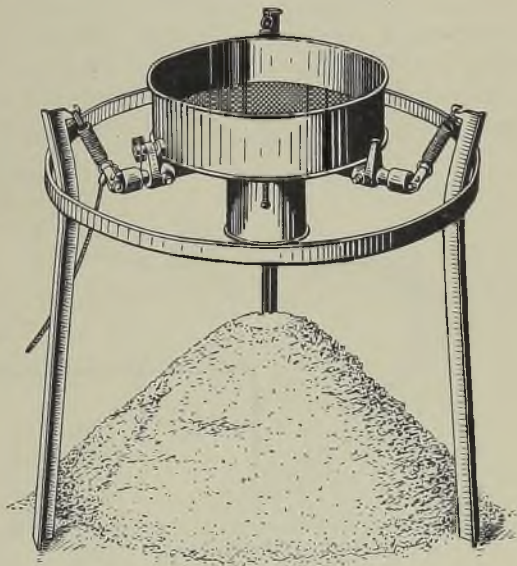


Abb. 693. Federnd aufgehängtes Sandsieb.

oder aus Eisenblech gefertigt sein kann. Die Magnete sind durch die Trommelwand hindurchgeführt und an der Innenseite angebracht. Die Trommel ist durch einen Elektromotor angetrieben, der durch eine seitliche Öffnung beschickt wird.

¹⁾ Über Siebanordnungen bei Kugelmühlen und Kollergängen s. S. 648 u. f. und 650 u. f.

²⁾ Herm. Schoening in Berlin N. ³⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach.

⁴⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz und andere Firmen.

⁵⁾ Steinlein & Kunze, G. m. b. H. in Metternich b. Koblenz.

oder Eisenblech besteht oder voneinander durch Holz- oder Messingzwischenlagen isolierte Stäbe aufweist, welche bei der Vorbeibewegung an dem Elektromagneten selbst zu Magneten werden und das Eisen aus dem über den Trommelmantel gleitenden Sand anziehen. Die Trommeln der ersteren Art sind entweder glatt oder mit Querleisten versehen, um das zu scheidende Gut nicht nur durch die Reibung am Trommelmantel allein mitzunehmen; bei feuchtem Formsand ist ein glatter Mantel vorzuziehen, damit nötigenfalls das Anbacken des Sandes am Mantel durch einen Abstreifer verhütet werden kann, was bei schnellaufenden Trommeln schon die Fliehkraft allein

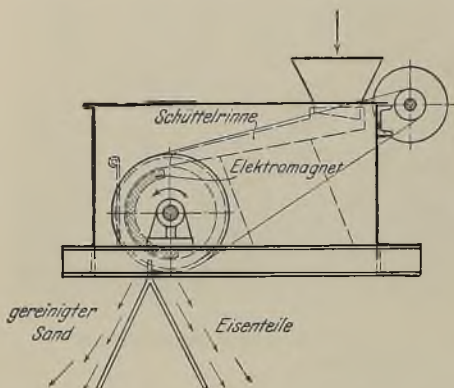


Abb. 694. Magnetischer Eisenscheider der Magnetwerke Eisenach.

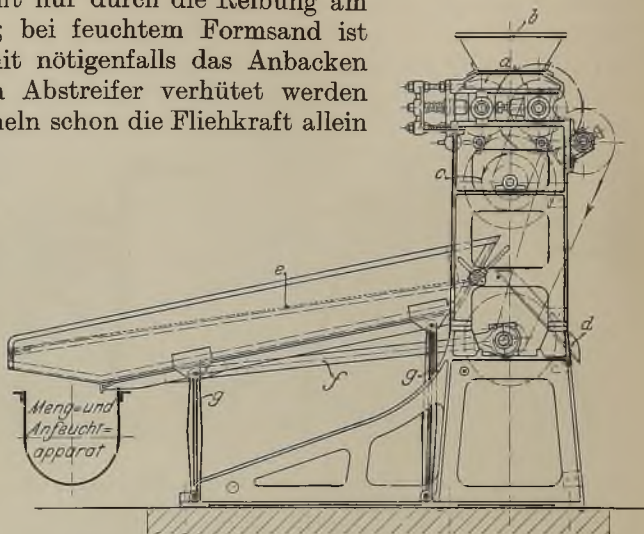


Abb. 695. Maschine zum Aufbereiten von Altsand.

bewirkt. Um die Bildung von Einschlüssen unmagnetischer Teilchen zwischen Eisenteilchen zu vermeiden, ist eine Umlagerung während der Scheidung zweckmäßig, wie sie z. B. der Magnetscheider von Luther¹⁾ aufweist. Von den verschiedenen Mantelformen zeichnen sich jene aus glattem Eisenblech durch größere Haltbarkeit und Billigkeit gegenüber Messingmänteln aus, die auch für höhere Umdrehungszahlen wegen zu großer

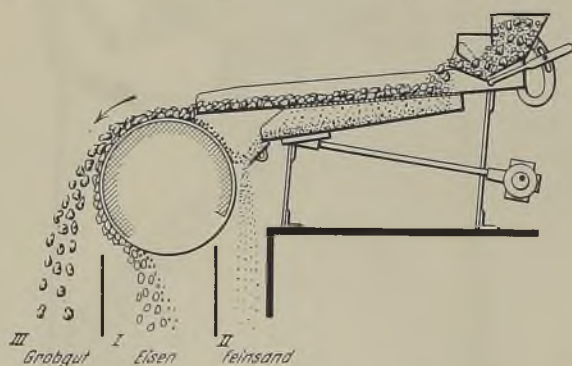


Abb. 696. Trommelscheider, Bauart Ullrich, schematisch.

Wirbelstrombildung, Schwächung des Magnetismus und Erhöhung des Kraftbedarfes ungeeignet sind. Bei den Lamellenmänteln aus Messing und Eisen kann man die Wirbelstrombildung durch elektrische Isolierung verringern. Abb. 694 zeigt einen magnetischen Eisenscheider, bei dem die Magnettrommel durch Gleichstrom erregt wird²⁾.

Eine Maschine, die zum Aufbereiten des gebrauchten Formsandes dient und alle zum Zerkleinern der Sandknollen, Ausscheiden von Eisenteilchen und Sieben des Gutes erforderlichen Apparate, also Walzen, Scheider und Schüttel-

sieb, enthält, ist in Abb. 695 wiedergegeben³⁾. Die Quetschwalzen *a* laufen mit gleicher Umfangsgeschwindigkeit; die eine ist federnd gelagert, um Steine und andere harte Gegenstände durchwandern zu lassen. Aus den Walzen fällt der Sand in den Eisenausscheider *c*, die ausgeschiedenen Teile werden durch eine Laufrinne *d* aus der Maschine entfernt. Der Sand fällt weiter auf das auf Schwingen *g* ruhende Sieb *e*, das durch die Schubstange *f* hin und her bewegt wird. Unter dem Sieb liegt auf der ganzen Länge eine Ablaufrinne.

¹⁾ Vgl. *Stahleisen* 1910. S. 1912. ²⁾ *Magnetwerke Eisenach*; vgl. *Z. d. V. D. I.* 1912. S. 1150.

³⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz; ähnliche Bauart Badische Maschinenfabrik in Durlach.

Bei dem Trommelscheider, Bauart Ullrich (Abb. 696)¹⁾, wird der gebrauchte Gießereisand zunächst durch ein Schüttelsieb in Grob- und Feingut getrennt. Letzteres wird der rechten Trommelseite der Magnettrommel zugeführt und dort geschieden, wobei der Sand nach unten fällt, während die Eisenteilchen von der Magnetwalze mit nach oben genommen werden, wo die Zuführung des groben Gutes erfolgt, worauf weiterhin in der gewöhnlichen Weise der grobe Schutt und das feine und grobe Eisen getrennt werden.

Mischtröge und Mischtrommeln.

Zum Vormischen von aufbereitetem neuem und gebrauchtem Sand und Kohlenstaub dienen vielfach Mischtröge mit Messerwellen nach Abb. 697 und 698²⁾. Der Wasserzusatz erfolgt aus einer Rohrbrause. Da sich Knollenbildung bei dieser Art der Mischung

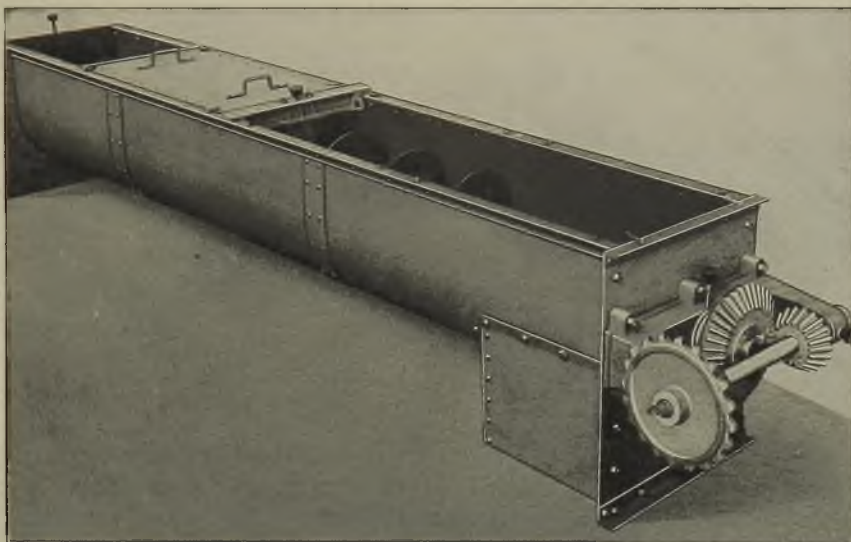


Abb. 697. Mischtrög.

und Befeuchtung nicht immer vermeiden läßt, nimmt die Firma A. Stotz in Stuttgart zunächst eine Vormischung der trockenen Stoffe in einem Mischtrög mit Förderschnecke vor und befeuchtet die Mischung mit Hilfe der Streudüse entsprechend Abb. 699, die einen kegelförmigen Wasserschleier

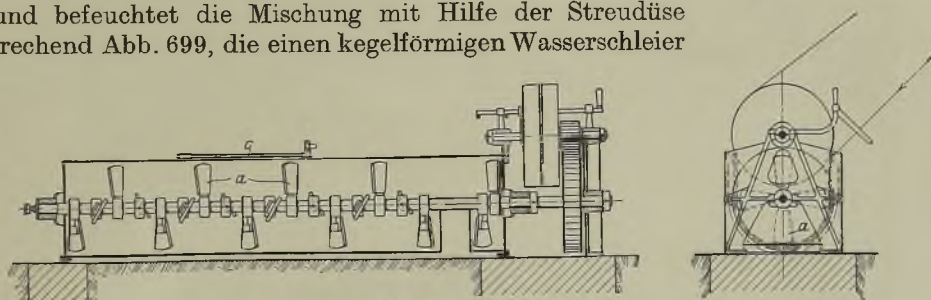


Abb. 698. Mischtrög.

ergibt, durch den der trocken vorgemischte Sand hindurchfällt. Der angefeuchtete Sand gelangt dann in eine schrägliegende umlaufende Trommel (vgl. Abb. 700), in der die Mischung fortgesetzt wird; die Fertigmischung erfolgt in der Stiftenschleudermaschine.

¹⁾ Ausführung auf Grund eines D.R.P. von Fried. Krupp, Grusonwerk A.-G. in Magdeburg-Buckau; vgl. Stahlisen 1912 S. 1127, 1912 S. 504.

²⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz; Badische Maschinenfabrik in Durlach und andere Firmen.

Verschleiß und Kraftbedarf der Mischmesser sind nicht unbedeutend. Daher verwendet die Badische Maschinenfabrik in Durlach eine Einrichtung, bei der die

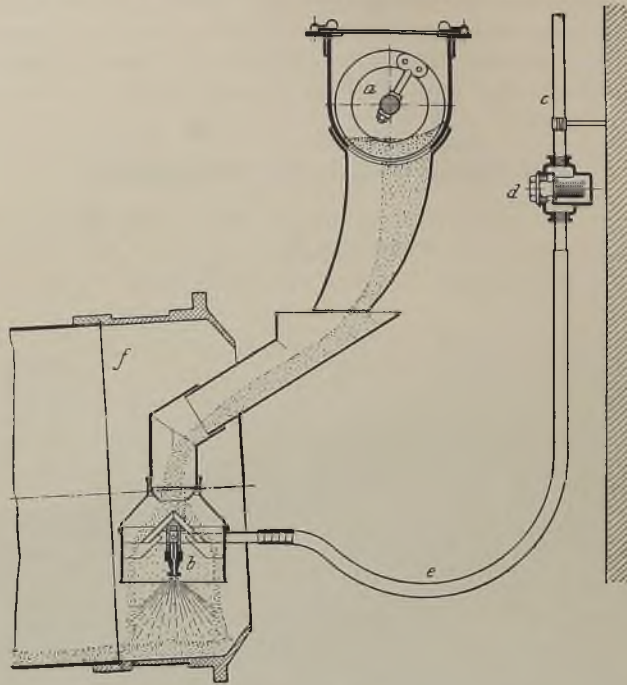


Abb. 699. Streudüse zum Anfeuchten des Formsandes.

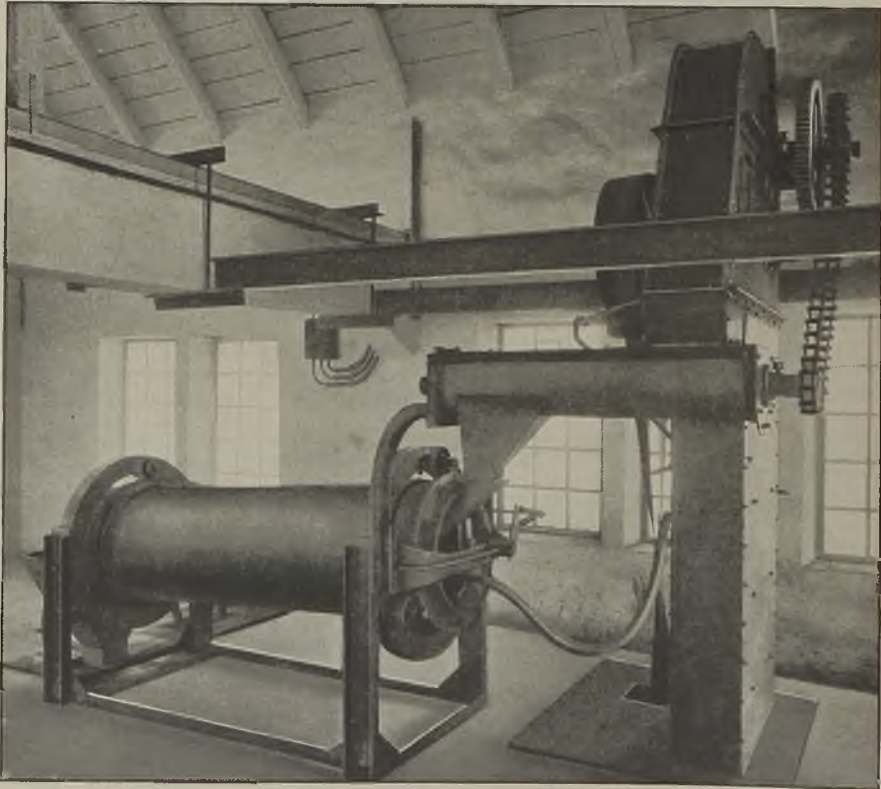


Abb. 700. Misch- und Anfeuchteinrichtung.

Sande aus zwei entgegengesetzt umlaufenden Siebtrommeln auf einen Verteilungsteller od. dgl. geworfen und dabei vorgemischt werden.

Sandschleudermaschinen (Schleudermühlen).

Die Schleudermaschinen sind die weitaus verbreitetsten Maschinen zur gründlichen Mischung und Durchlüftung des Formsandes. Man unterscheidet solche stehender



Abb. 701. Stehende Sandschleudermaschine.



Abb. 702. An der Wand befestigte stehende Sandschleudermaschine.

und liegender Bauart. Erstere eignen sich besonders für die Aufbereitung von sehr feuchtem, fettem und auch größerem Sand. Abb. 701 zeigt eine ältere stehende Sandschleudermaschine¹⁾, die auf den Boden montiert wird. Die schmiedeeiserne Haube



Abb. 703. Sandschleudermaschine der Maschinenfabrik Oerlikon.

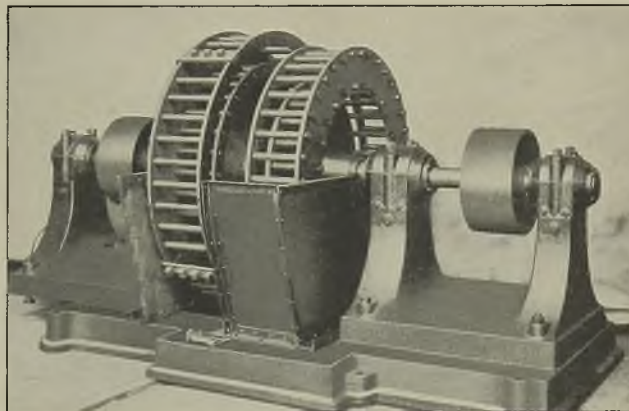


Abb. 704. Liegende Sandschleudermaschine mit zwei Stiftenkörben.

enthält einen wagerecht angeordneten, sich drehenden Stiftenkonus. Die an der Wand befestigte Maschine nach Abb. 702 besitzt eine Stiftenscheibe und ist für größere Leistungen gebaut. Die Sandschleudermaschine nach Abb. 703²⁾ besitzt einen unmittelbar auf der Maschinenwelle sitzenden gekapselten Elektromotor; die Stiftenscheibe trägt

¹⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach u. a. ²⁾ Maschinenfabrik Oerlikon bei Zürich.

drei Bolzenreihen. Diese Anordnungen sind billiger als die liegenden Schleudermaschinen, aber in der Leistungsfähigkeit weniger vollkommen. Die liegenden Sandschleudermaschinen sind auch unter dem Namen Desintegratoren bekannt. Hinsichtlich der Anordnung der Stifte findet man bei diesen folgende Bauarten in Verwendung:

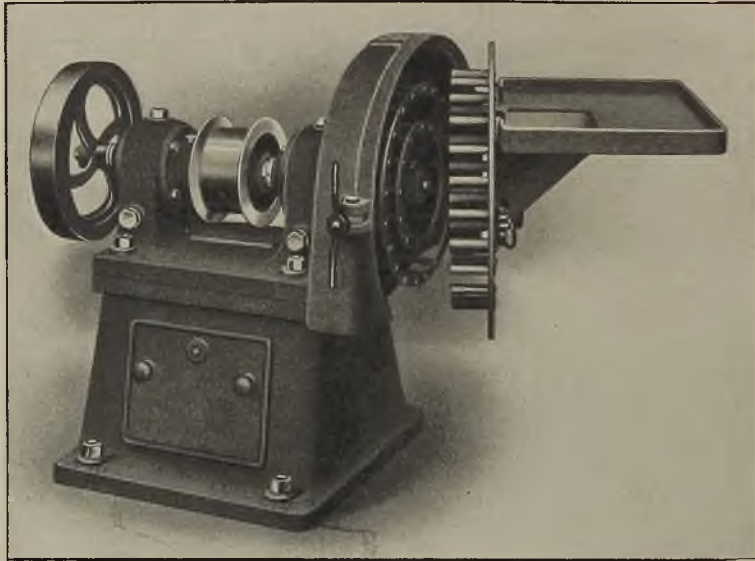


Abb. 705. Sandschleudermaschine mit ausschwenkbarem Stiftenkorb.

a) Sandschleudermaschinen mit zwei Stiftenkörben, die sich in entgegengesetzter Richtung drehen. Abb. 704 stellt eine solche mit abgehobenem Gehäuse und auseinandergezogenen Stiftenkörben dar. Der Sand wird durch einen Trichter aufgegeben; infolge der Schleuderkraft wird der Sand gegen die Stifte der beiden Körbe,

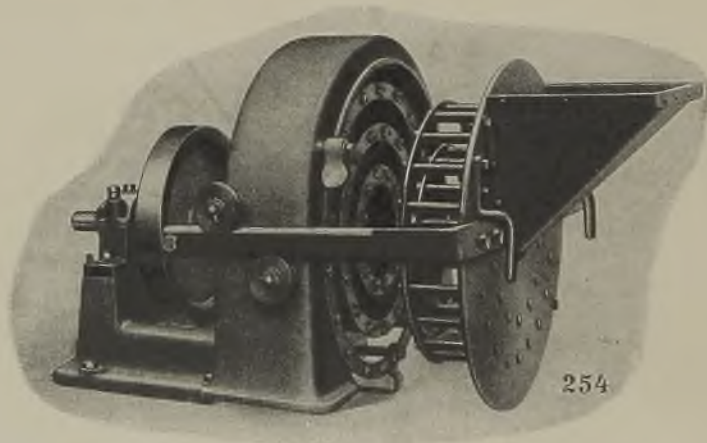


Abb. 706. Sandschleudermaschine mit herausziehbarem Deckel.

zwischen diesen hin und her und dann nach außen geworfen. Die Antriebscheiben für den offenen und den geschränkten Riemen liegen zu beiden Seiten des Gehäuses oder bei manchen Bauarten auch an derselben Seite, was aber die Verwendung einer Hohlwelle bedingt. Die Anzahl der Stiftenreihen beträgt drei, vier oder sechs; die letztere Anzahl wird dann nötig, wenn die Schleudermaschine auch gleichzeitig als Zerkleinerungsmaschine dienen soll. Um das Herausfallen des aufbereiteten Sandes aus der Maschine

zu erleichtern, ist der untere Teil des Gehäuses nach außen zu erweitern und nicht wie in Abb. 704 nach unten zu einzuziehen.

b) Sandschleudermaschinen mit einem umlaufenden und einem feststehenden Stiftenkorb. Der die feststehenden Stifte tragende Deckel ist entweder scharnierartig befestigt (Abb. 705¹⁾) oder herausziehbar (Abb. 706²⁾). Die Maschinen

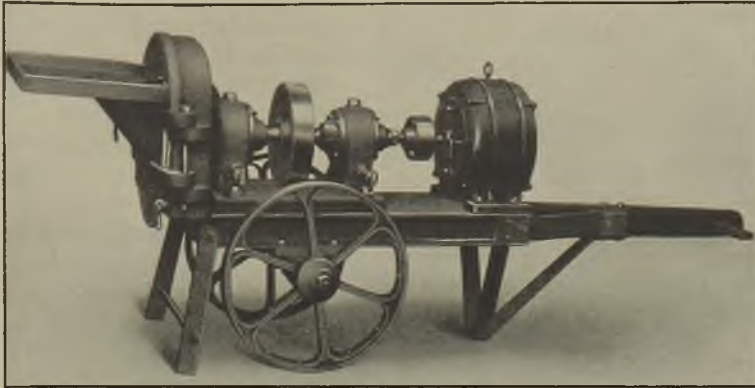


Abb. 707. Fahrbare Sandschleudermaschine.

besitzen ferner ein kräftiges Schwungrad; sie werden als freistehende, Wand- oder fahrbare Maschinen gebaut (Abb. 707).

Besondere Vorrichtungen zwecks gleichmäßiger Aufgabe des Sandes sind in der Regel nicht vorhanden, da eine Notwendigkeit hierfür nicht besteht. Von Wichtigkeit ist die richtige Gestaltung der Erweiterung des Schutzgehäuses, damit der Sand nicht an ihm hängen bleibt. Zum Entfernen etwa anhängenden Sandes an dem zylindrischen Teil des Mantels sind Abstreifer an den Stiftenkörben angebracht (vgl. Abb. 704). Die Stifte bestehen zweckmäßigerweise aus achtkantigem Bohrstaht oder aus Verbundstaht, der innen weich und außen auf mehrere Millimeter Tiefe gehärtet ist; für rauhen Sand ist Verbundstaht seiner größeren Widerstandsfähigkeit wegen vorzuziehen.

Sandsiebschleudern.

Die Verbindung eines umlaufenden Siebes mit einer Schleudermaschine zeigt Abb. 708³⁾; solche Maschinen werden feststehend oder fahrbar gebaut. Die Siebtrommel

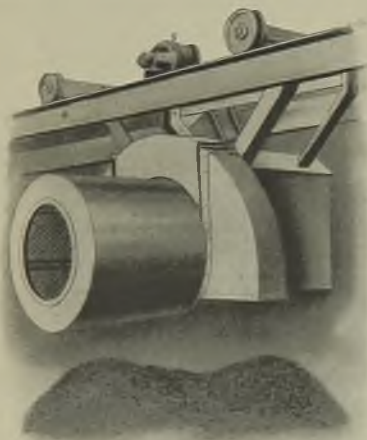


Abb. 708. Sandsiebschleuder.

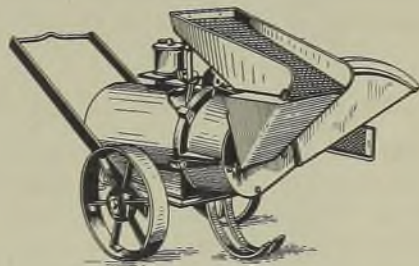


Abb. 709. Fahrbare Sandsiebschleuder „Prosama“.

besitzt leicht auswechselbare Siebrahmen. Der Siebdurchfall gelangt zunächst in den mit der Siebtrommel umlaufenden Mantel und von diesem selbsttätig in die Schleudermaschine mit zwei umlaufenden Stiften-

¹⁾ Ph. Löhe in Hennef a. d. Sieg. ²⁾ Maschinenfabrik Gust. Zimmermann in Düsseldorf-Rath.
³⁾ Peter Hammers in Karlsruhe i. Baden.

scheiben; der Siebrückstand fällt auf der Aufgabeseite der Siebtrommel ab. Die Maschine („Prosama“ Abb. 709)¹⁾ ist mit einer mechanischen Rüttelvorrichtung ausgestattet.



Abb. 710. Fahrbare Sandsiebschleudermaschine.

Die Sandschleudermaschine nach Abbildung 710²⁾ besitzt an Stelle der häufige Ausbesserungen erfordernden Stiftenkörbe elastisch befestigte Schlagleisten von rechteckigem Querschnitt aus gehärtetem Stahl. Die Maschinen werden zum Einbau in selbsttätige Sandaufbereitungen, sowie selbständig ortsfest oder fahrbar gebaut. Der Einwurfrichter ist als Vorsieb ausgebildet, das die groben Verunreinigungen des Sandes ausscheidet. Dieses Vorsieb wird durch eine Schubstange betätigt und mittels eines gekapselten Rädervorgeleges von der Schleudermaschine angetrieben.

Der „Royer“-Sandschleuder- und -mischapparat (Abb. 711)³⁾ besitzt einen schräg nach oben rasch laufenden und ganz mit schmalen Blattfederstreifen besetzten endlosen Riemen. Der zwischen diesen sich einlagernde Sand wird von ihnen nach oben mitgenommen und bei der Richtungs-

änderung des Riemens abgeschleudert, wobei er eine beträchtliche Strecke frei durch die Luft fliegt. Fremdkörper und Sandklumpen werden oben durch Abstreiffinger zurückgehalten und gleiten auf den Streifen abwärts.



Abb. 711. Royer-Sandschleuder- und -mischapparat.

änderung des Riemens abgeschleudert, wobei er eine beträchtliche Strecke frei durch die Luft fliegt. Fremdkörper und Sandklumpen werden oben durch Abstreiffinger zurückgehalten und gleiten auf den Streifen abwärts.

Sandcutter (selbsttätige Formsandschaufler und -Mischer).

Die fahrbare Sandaufbereitungsmaschine „Sandcutter“ (Abb. 712 und 713)⁴⁾ kann bei der Herstellung des Modell- und des Haufensands, sowie zum Mischen von Kernsand mit Öl verwendet werden. Die Maschine fährt über den in einem Längsstreifen aufgestapelten Sand, wobei eine in ihr gelagerte, mit Stahlmessern versehene, von Hand oder mechanisch heb- und senkbare Schneid- oder Aufbereitwalze den Sand mischt und auflockert, durchfeuchtet und abgekühlt in einen langgestreckten Streifen von entsprechender Tiefe wirft oder bei systematischem Hin- und Zurückfahren der Maschine an einer Arbeitsstelle zusammenhäuft. Zahlentafel 121 zeigt die mit dieser Maschine erreichten Leistungen.

Die fahrbare „Orkan“-Aufbereitmaschine, Abb. 714⁵⁾, D.R.P., besitzt umlaufende

¹⁾ F. K. Axmann in Köln-Ehrenfeld. ²⁾ O. Ullrich, G. m. b. H. in Leipzig.

³⁾ D.R.P. Nr. 412 430, Graue, A.-G. in Langenhagen-Hannover.

⁴⁾ Graue, A.-G. in Langenhagen-Hannover.

⁵⁾ Peter Hammers in Karlsruhe i. Baden.

Zahrentafel 121.
Leistungen, Fahrgeschwindigkeiten und Kraftbedarf der Sandcutter.

Typ	Ganze Länge mm	Ganze Breite mm	Aufbereitwalze		Fahrgeschwindigkeit		Leistung m ³ /min	Kraftbedarf PS
			Länge mm	Durchmesser mm	leer m/min	arbeitend m/min		
HP 44	2310	1600	1120	710	13	4,5	1,35	3
AA 56	2250	{ 1880 ¹⁾ 2080 ²⁾ }	1145	1030	38	7,6	2,2	5—7,5
AA 68	2250	{ 2185 ¹⁾ 2385 ²⁾ }	1450	1030	38	7,6	3,7	7,5—10
AA 84	2250	{ 2590 ¹⁾ 2790 ²⁾ }	1855	1030	38	7,6	5,6	10

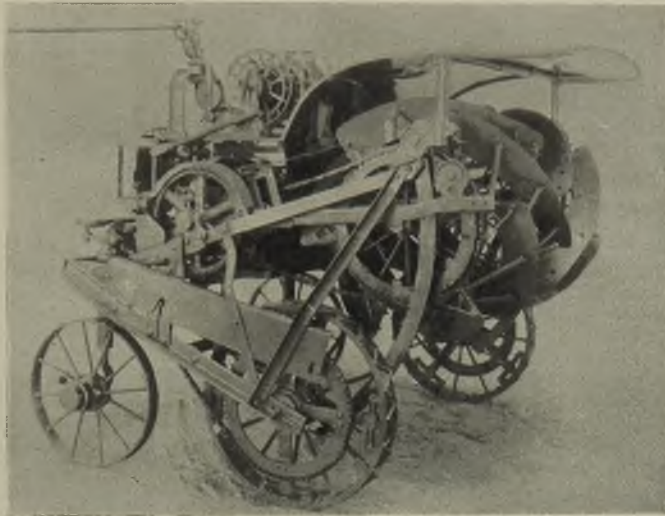


Abb. 712. Sandcutter.

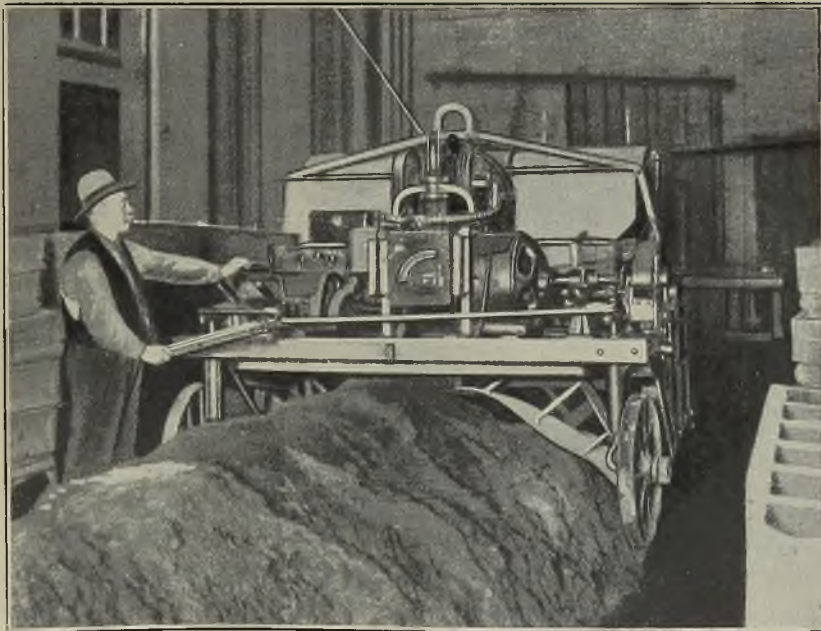


Abb. 713. Sandcutter in Tätigkeit.

1) Mit schmalen Rädern für Zementböden. 2) Mit breiten Rädern für lose Sandböden.

Schaufeln, welche den befeuchteten Sand zerkleinern, mischen und in der der Fahrtrichtung entgegengesetzten Richtung durch ein Sieb mit Auffangschirm schleudern, von dem er auf den Boden herabfällt, während die Fremdkörper und Klumpen von dem Sieb zurückgehalten werden.

Flügelmisch- und Knetmaschinen.

Flügelmisch- und Knetmaschinen werden für die Aufbereitung und Mischung von Formsand, Kernmasse, Formlehm angewendet und als ein- oder zweiflügelige Maschinen ausgeführt. Die Entleerung erfolgt entweder durch Kippen des Troges entsprechend Abb. 715¹⁾, durch Bodenverschlüsse am Trog nach Abb. 716¹⁾ oder durch eine seitliche Öffnung entsprechend Abb. 717²⁾. Bei den zweiflügeligen



Abb. 714. Aufbereitungsmaschine „Orkan“.

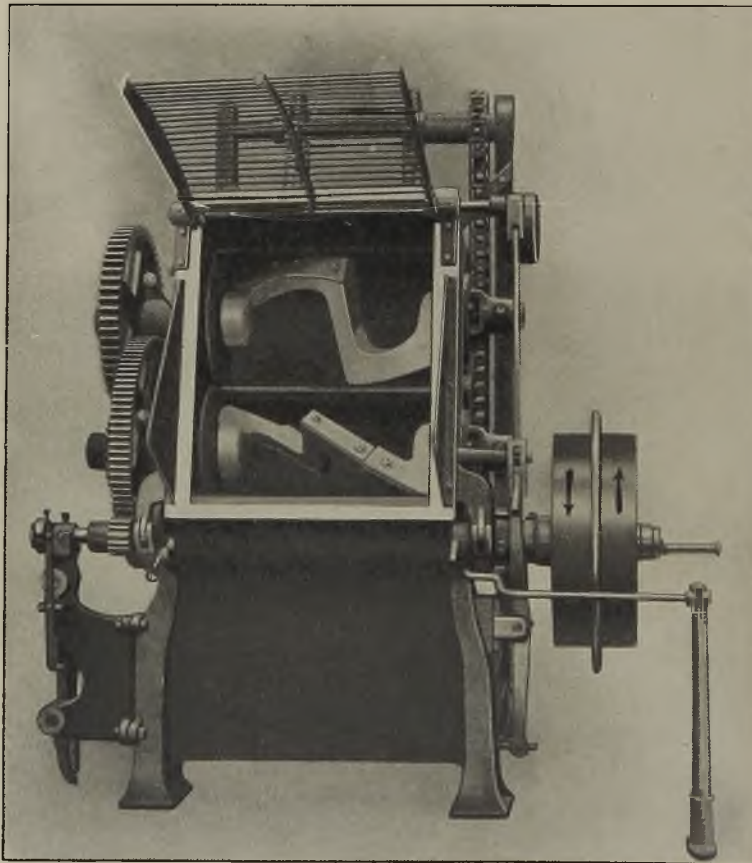


Abb. 715. Flügelknetmaschine mit Kipptrog.

¹⁾ Werner & Pfleiderer, A.-G. in Stuttgart-Cannstatt.

²⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz.

Maschinen bewegen sich die eigenartig geformten Knetschaufeln mit verschiedener Geschwindigkeit gegeneinander. Hierdurch werden die einzelnen Stoffe fortlaufend im

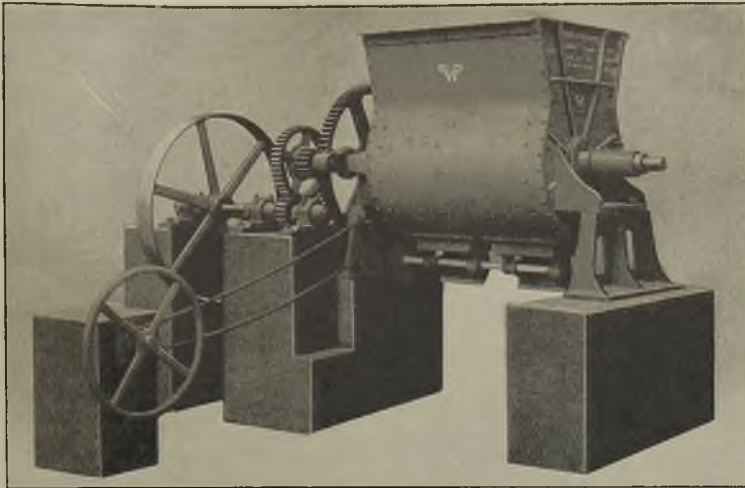


Abb. 716. Flügelknetmaschine mit Bodenverschluß.

Trog hin- und herbewegt, die beiden Schaufeln schieben sich das Gut gegenseitig zu, mengen es durcheinander, drücken es gegen die Seitenwände und gegen die Trogmitte, wodurch eine innige Vermischung und Knetung stattfindet. Kernmassen werden in etwa 10 bis 12 Minuten, Sand in 3—4 Minuten fertiggemischt.

Die Kernsandmischmaschine nach Abb. 718¹⁾ ist für Handbetrieb eingerichtet. Sie besitzt zwei Schraubenflügelssysteme mit kurzen und langen Flügeln und entgegengesetzter Förderrichtung, wodurch das am Tragmantel liegende Mischgut nach der einen Seite, das der Mischwelle zugekehrte nach der anderen Seite

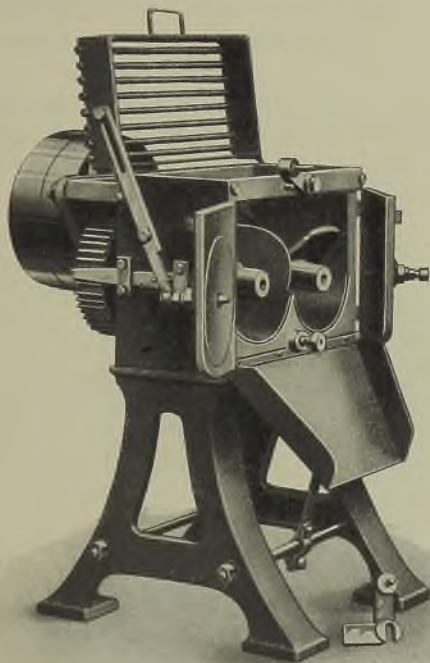


Abb. 717. Flügelknetmaschine mit seitlicher Öffnung.¹⁾

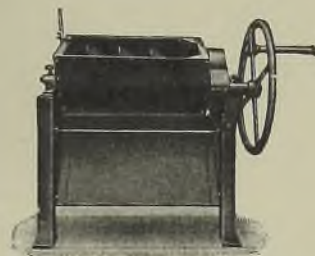


Abb. 718. Kernsandmischmaschine mit Schraubenflügeln.

bewegt wird. Die Maschinen werden als freistehende mit 35 l Troginhalt bei 600 bis 900 l stündlicher Leistung und als Bankmaschinen mit 25 l Inhalt bei 450—700 l stündlicher Leistung ausgeführt.

¹⁾ O. Ullrich, G. m. b. H. in Leipzig.

Lehmknetmaschinen (Tonschneider).

Die Lehmknetmaschinen werden zum innigen Mischen und Kneten von Lehm und Masse verwendet; sie bestehen aus einem ein- oder zweiteiligen, zylindrischen oder wenig konischen Gehäuse aus Guß- oder Schmiedeisen, in dem eine mit schrägstehenden Stahl- oder Hartgußmessern besetzte Welle sich dreht; die Messer kneten das Gut durch und schieben es gleichzeitig vorwärts. Die senkrechte Bauart nach Abb. 719 hat

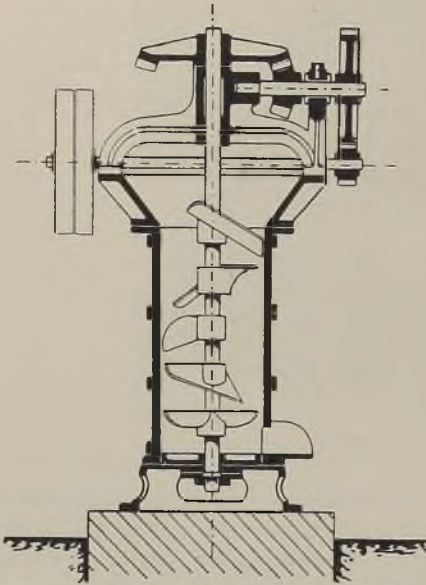


Abb. 719. Stehender Tonschneider.



Abb. 720. Liegender Tonschneider.

gegenüber der wagerechten nach Abb. 720¹⁾ den Vorteil geringeren Grundflächenbedarfs. Die Regelung der Zeitdauer der Knetung und der Lieferung kann durch Schieber am Mundstück des Kneters erfolgen. Die Messer müssen leicht auswechselbar sein. Wegen ihrer etwas verwickelten Bauart, ihres verhältnismäßig hohen Kraftbedarfs und anderer

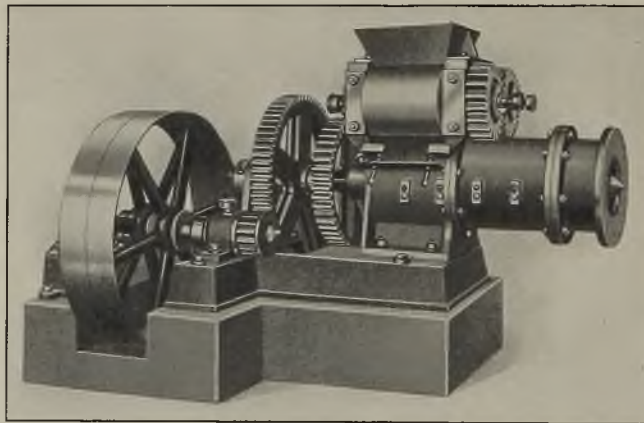


Abb. 721. Lehmknetmaschine mit Walzwerk.

Nachteile benutzt man heute mehr und mehr an Stelle der liegenden Maschinen Flügelknetmaschinen.

Sind im Lehm kleine Steine oder Knollen enthalten, so verwendet man in besonderen Fällen auch kräftiger und größer gebaute Maschinen mit Walzwerken über der Aufgabeöffnung des Kneters entsprechend Abb. 721.

¹⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach u. a.

Schwärzemischorruchtung.

Der Schwärzemischorr 1) nach Abb. 722 dient zur Herstellung der gebräuchlichen Schwärze und besteht aus einem gußeisernen Kessel, in dem ein Rührwerk die Auflösung und innige Vermischung der aufgegebenen Stoffe bewirkt und infolge des dauernden Umrührens das Absetzen verhütet. Zur Entnahme ist am Boden

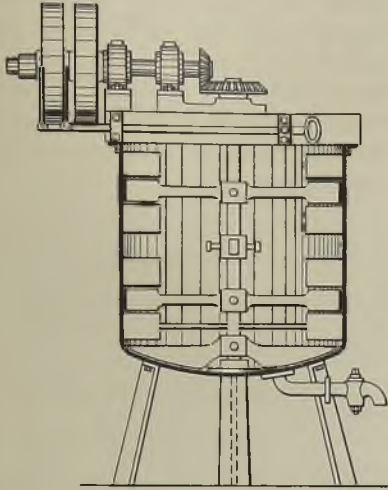


Abb. 722. Schwärzemischorr.

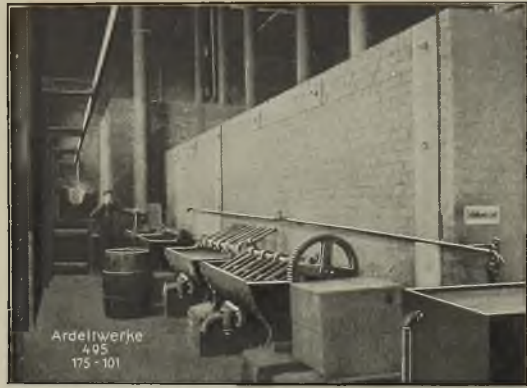


Abb. 723. Schwärzemischorr Bauart Ardeltwerke.

ein Abflaßhahn vorhanden. Der Schwärzemischorr nach Abb. 723²⁾ besitzt einen halbrunden Trog und fünf durch ein gelochtes Flacheisen verbundene Mischflügel.

Strohseil-Spinnmaschine.

Bei der Stroh- oder HolzwoU-Seilspinnmaschine nach Abb. 724³⁾ geschieht die Verwindung oder das Spinnen des Strohes bzw. der HolzwoUe durch die umlaufende Flügelspindel. Das Seil wird auf die sich gleichfalls drehende, aber gegenüber der Spindel etwas

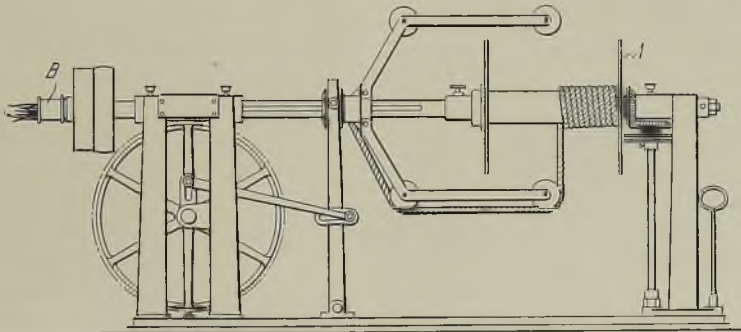


Abb. 724. Strohseilspinnmaschine.

zurückbleibende oder voreilende Spule A aufgewunden, wobei die Spindel zwecks gleichmäßiger Bewicklung der Spule hin- und hergeschoben wird. Die Spule läßt sich nach Lösen einer Kupplungsmuffe und Drehen des einen Ständers leicht seitlich herausschieben. Bei einer anderen Bauart wird die Spule für die Bewicklung hin- und herbewegt.

1) Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz u. a.

2) Ardeltwerke, G. m. b. H. in Berlin.

3) Braunschweigisch-Hannoversche Maschinenfabrik A.-G., Abt. Wilhelmshütte in Bornum a. Harz.

Kerneisen-Richtmaschine.

Die in Abb. 725 dargestellte Kerneisen-Richtmaschine¹⁾ dient zum Geraderichten der vom Gebrauch verbogenen Kerndrähte. Ein Paar mit geriefen Rillen versehene

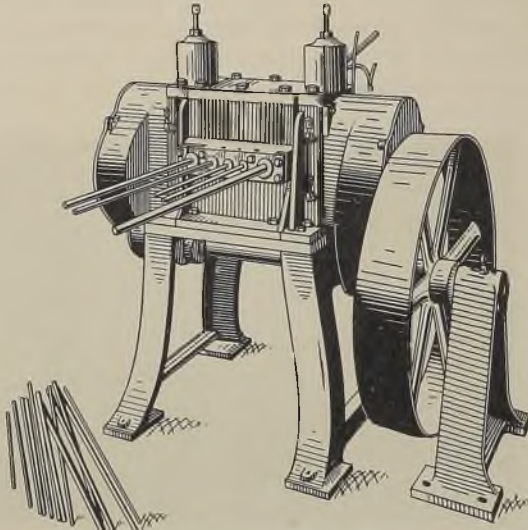


Abb. 725. Kerneisen-Richtmaschine.

Walzen zieht die eingesteckten Eisen durch die Maschine; das Geradebiegen geschieht durch harte Stahlhülsen mit glockenförmig erweitertem Mundstück, die vor und hinter den Walzen in einer für verschiedene Stabdurchmesser berechneten Reihe angeordnet sind.

Vollständige Sandaufbereitungen. Einfache Sandaufbereitungen.

Für viele Fälle genügen Aufbereitungen einfacher Art, wobei eine Verbindung der als erforderlich erachteten Einzelmaschinen in der Weise erfolgt, daß Zwischenförderungen vermieden werden. Die Zusammenstellungen bestehen meist aus einem entsprechend hochgelagerten Mischkollergang mit Rohstoffaufzug und einer tiefliegenden Schleudervorrichtung, wofür Abb. 726²⁾ ein Beispiel bietet. Bei der Anordnung nach Abb. 727³⁾ ist zwischen Mischer und Sandschleudermaschine ein Zwischenbehälter eingeschaltet, der das periodisch aus dem Mischer austretende Mischgut aufnimmt, und aus dem es durch einen eingebauten Zuteiler in gleichmäßigen Mengen der Sandschleudermaschine zugeführt wird. Bei der Ausführung nach Abb. 727 ist an die Schleudermaschine ein Fertigsandbehälter angefügt. Einen gedrängteren Aufbau mit geringerer Bodenfläche erzielt man durch eine Sandschleudermaschine mit senkrechter Achse (s. Abb. 701—703), die unter dem Mischkollergang angeordnet wird⁴⁾.

Die Sandaufbereitung „Planet“⁵⁾ (Abb. 728)⁵⁾ besitzt als weiteres Glied ein Trommelsieb über der umlaufenden Mischkollergangschüssel, so daß

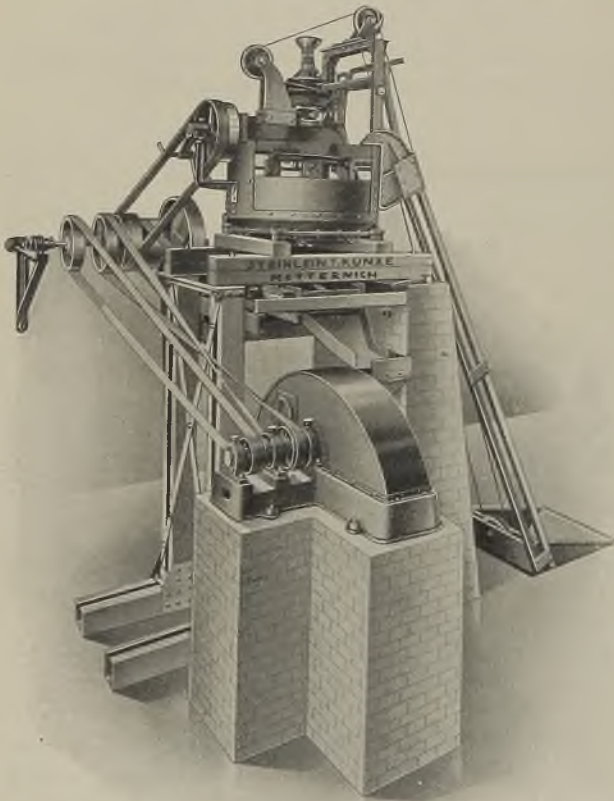


Abb. 726. Einfache Sandaufbereitmaschine.

¹⁾ E. Brabandt in Berlin SO. ²⁾ Steinlein & Kunze, G. m. b. H. in Metternich bei Koblenz.
³⁾ O. Ullrich, G. m. b. H. in Leipzig. ⁴⁾ Ausführung von Graue, A.-G. in Langenhagen-Hannover.
⁵⁾ Peter Hammers in Karlsruhe.

der Siebdurchfall unmittelbar in die Schüssel fällt, während der Siebrückstand selbsttätig nach außen abgeschieden wird. Ein fortwährend oder periodisch umlaufendes Schaufelrad greift das Mischgut aus der Kollergangschüssel und gibt es an die zwei gegen einander umlaufende Stiftenscheiben. Bei einer anderen Bauart mit Vorsieb¹⁾ ist die Schleudermühle gleichachsig unmittelbar unter der Kollergangschüssel angeordnet.

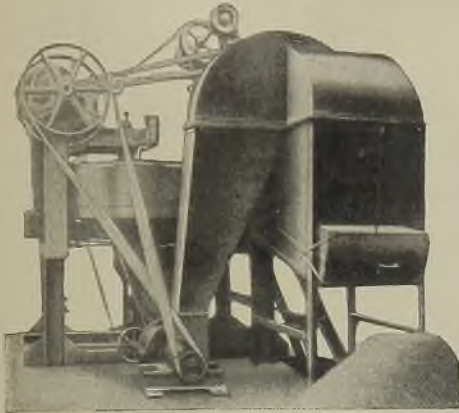


Abb. 727. Einfache Sandaufbereitung.

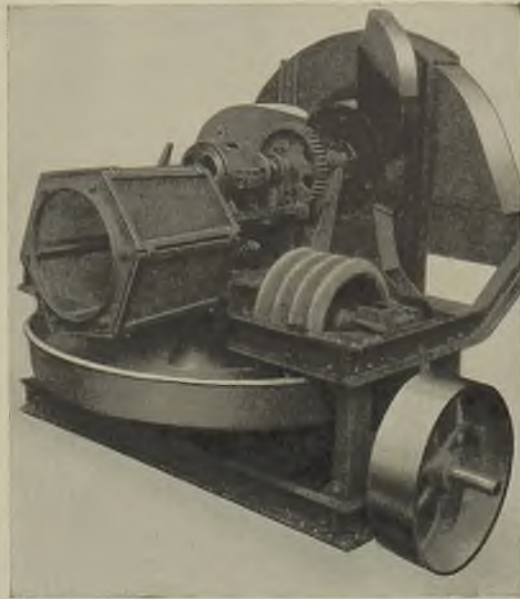


Abb. 728. Sandaufbereitung „Planet“.

Selbsttätige Sandaufbereitungen.

Die allgemeine Anordnung der selbsttätigen Sandaufbereitungen ist bereits auf S. 641 angegeben worden. Die Anordnung im einzelnen, insbesondere die Aufstellung

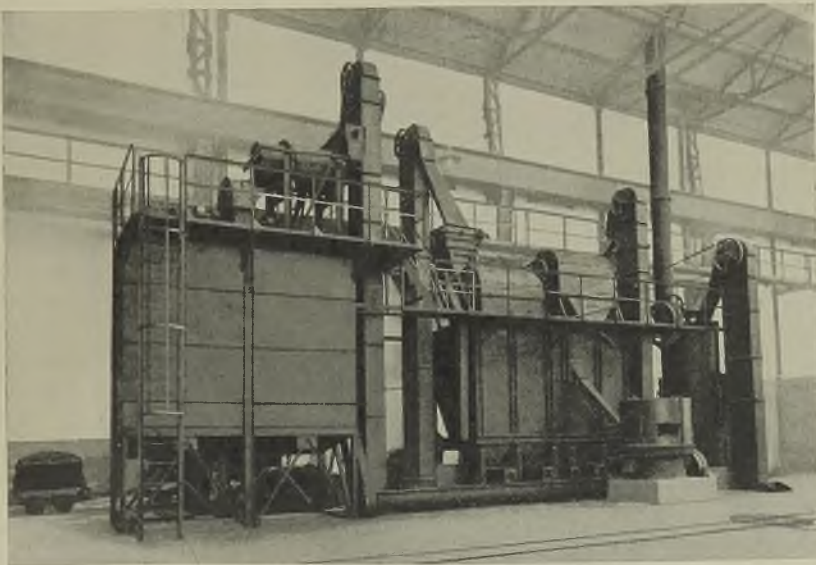


Abb. 729. Selbsttätige Sandaufbereitung.

der verschiedenen erforderlichen Maschinen und Fördervorrichtungen, kann sehr verschiedenartig gewählt werden; vornehmlich findet man Unterschiede hinsichtlich der

¹⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz.

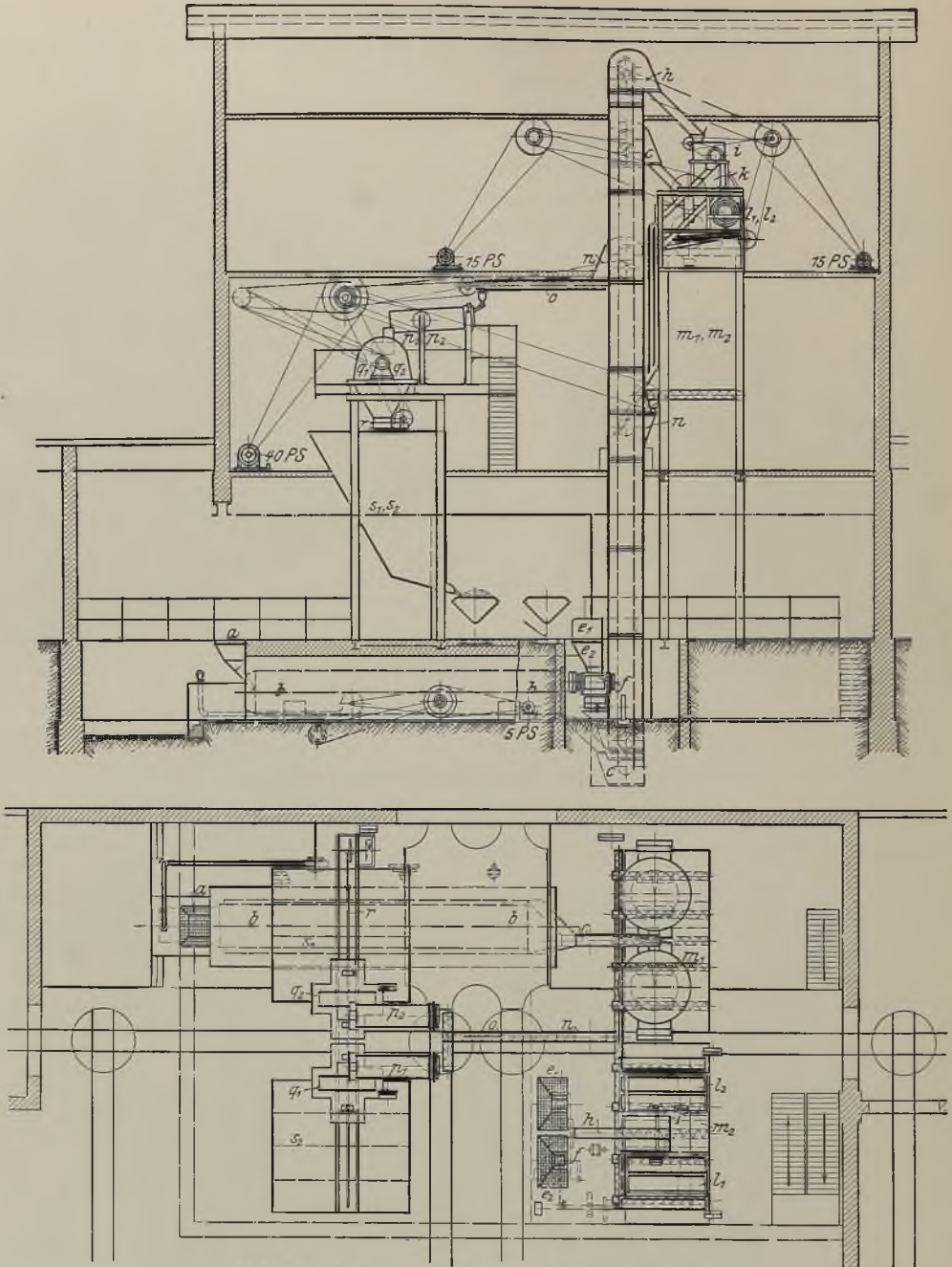


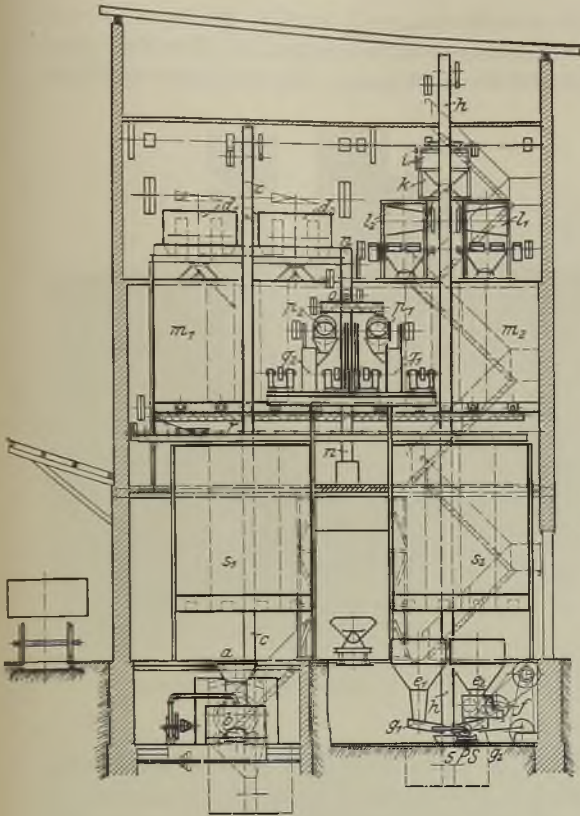
Abb. 730. Selbsttätige Formsandaufbereitanlage.

Neusandgruppe: a Aufgabetrichter, b Sandtrockenofen, c Becherwerk, d₁ d₂ Kollergänge.

Altsandgruppe: e₁ e₂ Aufgabetrichter, f Walzwerk, g₁ g₂ Schüttelrinnen, h Becherwerk, i Eisenabscheider, k Zwischenstück, l₁ l₂ Siebmaschinen.

Fertigsandgruppe: m₁ m₂ Behälter für Neu- bzw. Altsand, n Becherwerk, o Förderschnecke, p₁ p₂ Anfeuchtrommel, q₁ q₂ Schleudermühlen, r Schiebeförderer, s₁ s₂ Fertigsandbunker.

Höhen- und Bodenflächenausdehnung. Einzelne der Bauweisen sind derart getroffen, daß ihre Aufstellung auf Gießereiflur möglich ist, während andere Gebäude mit zwei oder mehr Stockwerken erfordern. Auch die Leistungen der selbsttätigen Formsandaufbereitungen sind sehr verschieden; sie schwanken etwa in den Grenzen von $1\frac{1}{2}$ —20 m³ Fertigsand in der Stunde.



Zu Abb. 730.

Apparate ist auf den Sandbehältern angeordnet.

Die in Abb. 730 in zwei Schnitten und einer Draufsicht dargestellte Sandaufbereitanlage²⁾ hat folgenden Arbeitsgang: Der Rohsand wird mit Kippwagen vom Lager angefahren und in den mit einem Rost versehenen Trichter a der Trockentrommel b gestürzt. Der getrocknete Sand fällt in das Becherwerk c, das die Kollergänge d₁ und d₂ beschickt. Diese stehen über dem Neusandbehälter m₁ und lassen den gemahlene Sand in die für fünf verschiedene Sorten bestimmten einzelnen Behälter fallen. Der gebrauchte Alt-sand wird ebenfalls aus Kippwagen in die Trichter e₁ oder e₂ gestürzt. Der Trichter e₂ ist unten mit einem Walzwerk f versehen,

Die selbsttätige Sandaufbereitung nach Abb. 729¹⁾ gestattet die Aufstellung auf Gießereiflur. Der Einwurf des neuen Sandes geschieht rechts, der des gebrauchten Sandes auf der Rückseite in der Mitte der Anlage. Hinter dem Kollergang sind die Zwischenbehälter für den aufbereiteten neuen und alten Form-sand, sowie für den Kohlenstaub, an die sich weiterhin die Behälter für den fertig aufbereiteten Formsand anschließen. Ein Teil der für die Aufbereitung nötigen

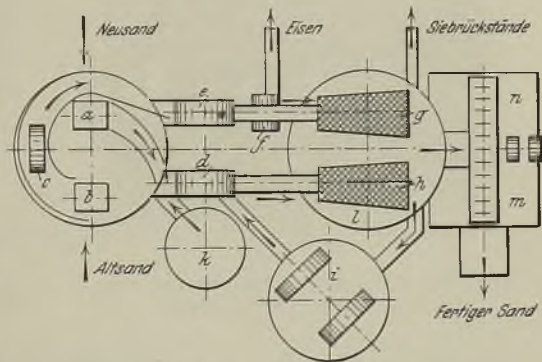


Abb. 731. Schema einer selbsttätigen Sandaufbereitung.

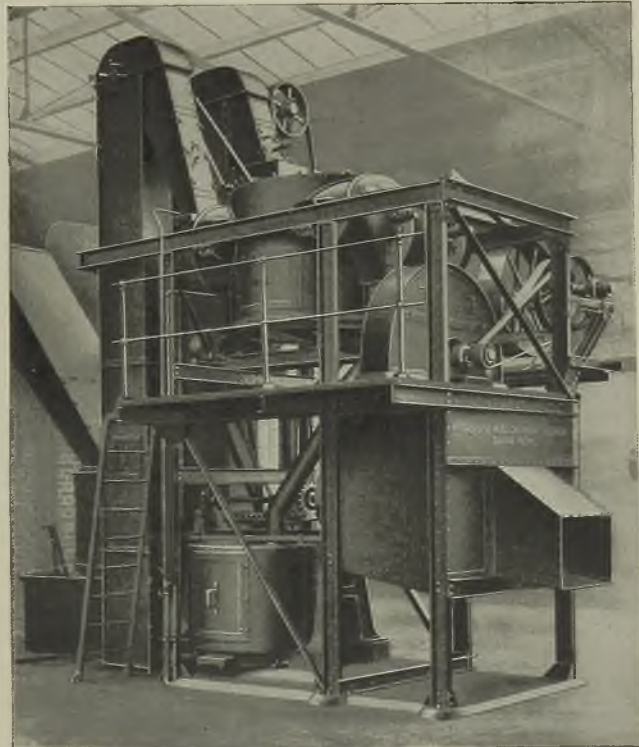


Abb. 732. Gesamtanordnung der selbsttätigen Sandaufbereitung nach Abb. 731.

¹⁾ A. Stotz, A.-G. in Stuttgart.

²⁾ A. Stotz, A.-G. in Stuttgart.
Z. d. V. D. J. 1912. S. 1154.

um knollenförmigen Sand zu zerkleinern. Die Schüttelrinnen g_1 und g_2 führen den Sand nach dem Altsand-Becherwerk h , das in den Eisenabscheider i mündet. Das Zwischenstück k hat Umstellklappen, um jede der beiden Siebmaschinen l_1 und l_2 einzeln und auch

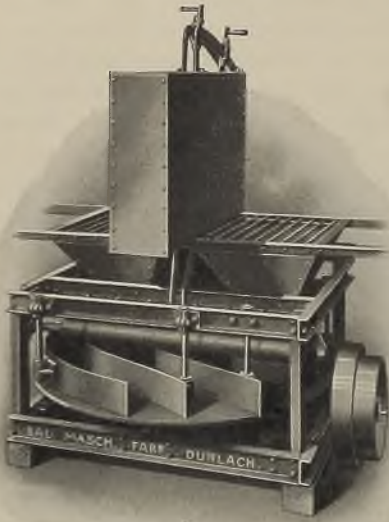


Abb. 733. Selbsttätiger Sandzuteiler mit Altsandwalzwerk (Vorderansicht).

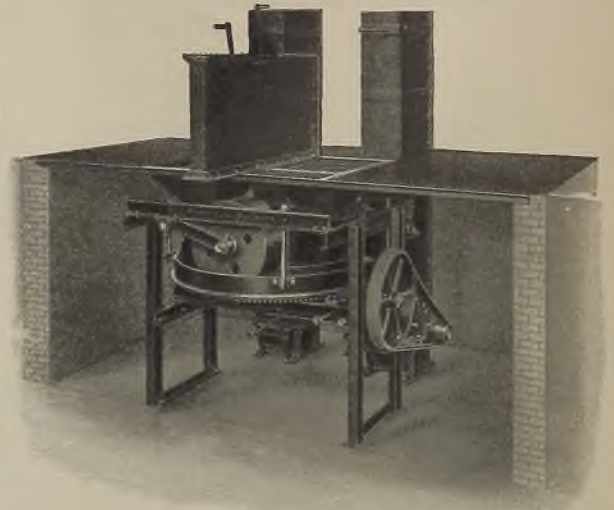


Abb. 734. Desgleichen (Seitenansicht).

zusammen beschicken zu können. Die Siebmaschinen sitzen über dem Altsandbehälter m_2 , der getrennte Abteilungen für vier verschiedene Sorten Altsand aufweist; außerdem ist ein Behälter für Kohlenstaub vorhanden. Eisen und Abfall gelangen getrennt nach unten.

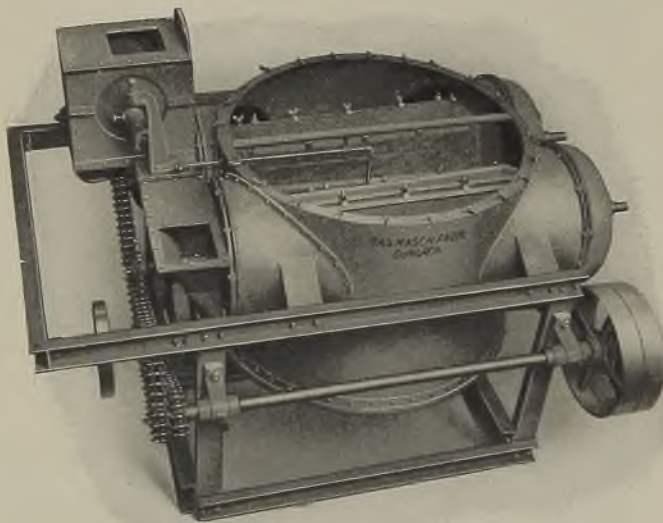


Abb. 735. Selbsttätige Sieb- und Mischvorrichtung mit eingebautem Eisenausscheider.

Die einzelnen Schnecken der Zwischenbehälter m_1 und m_2 münden in eine gemeinsame Sammelschnecke, die auf einer Seite rechts-, auf der anderen linksgängig ist und das Sandgemisch nach dem Becherwerk n fördert. Dieses mündet in die Spirale o , deren Querstück mit rechter und linker Steigung die Anfeucht-Mischtrommeln p_1 und p_2 beschickt. Von hier geht der Sand nach den Schleudermühlen q_1 und q_2 . Aus ihren Ausläufen gelangt er in einen Schiefbeförderer r , der die Formsandbehälter s_1 und s_2 beschickt. Jeder Formsandbehälter hat vier Abteilungen, so daß acht verschiedene Formsandsorten aufgespeichert werden können. Kippwagen

bringen den Formsand aus den Behältern s_1 und s_2 nach der Formerei.

Der Antrieb ist für die einzelnen Gruppen getrennt; die Motorleistungen betragen für die Neusandgruppe mit 3 m^3 stündlicher Leistung 15 PS, für die Altsandgruppe bei $15 \text{ m}^3/\text{Stunde}$ 15 PS und für die Formsandgruppe bei $12 \text{ m}^3/\text{Stunde}$ 40 PS.

Bei der in Abb. 731¹⁾ schematisch dargestellten Sandaufbereitung werden Alt- und Neusand den mit Rosten abgedeckten Trichtern a und b aufgegeben; diese lassen die Sande auf den untergebauten, selbsttätigen Sandzuteiler gelangen, der sie in genau

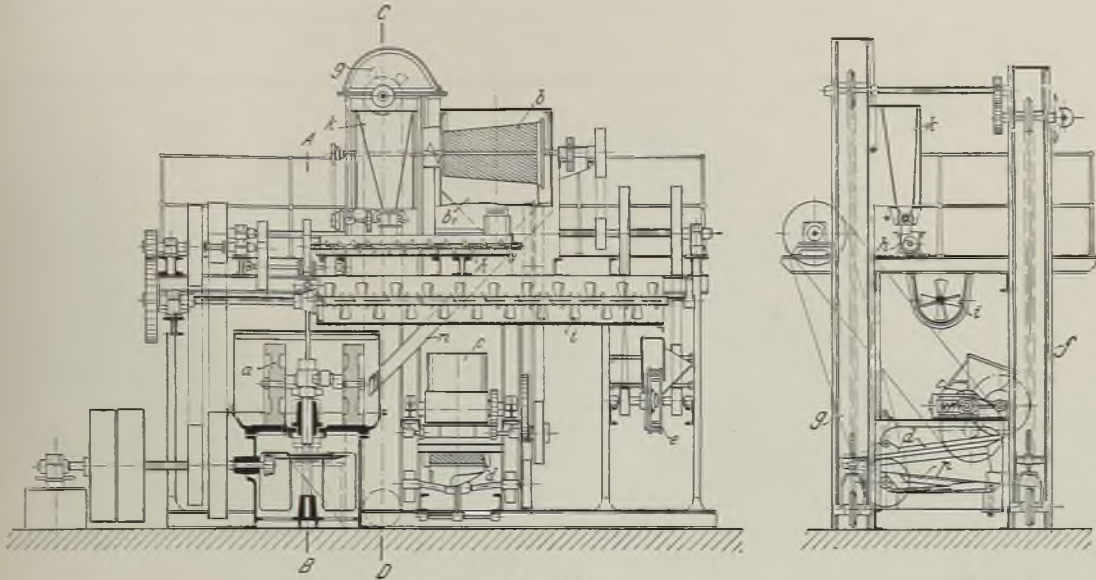


Abb. 736.

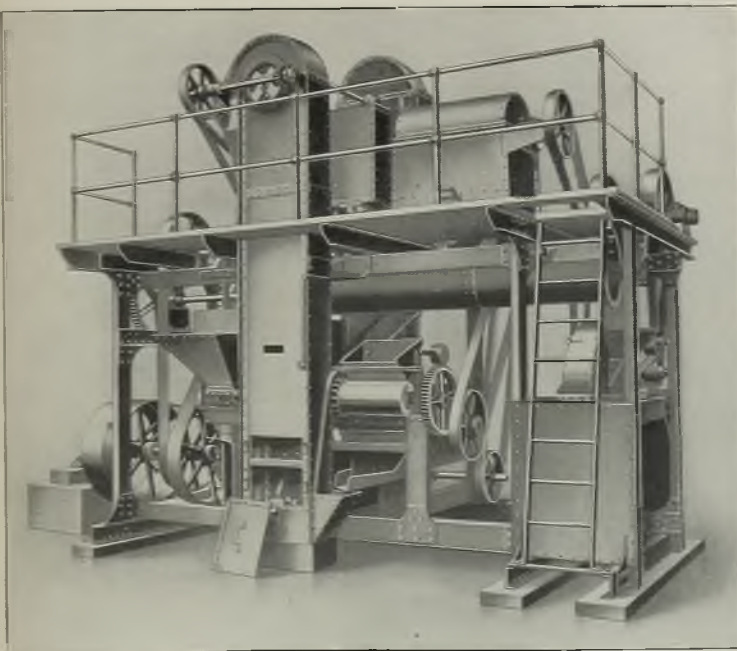


Abb. 737.

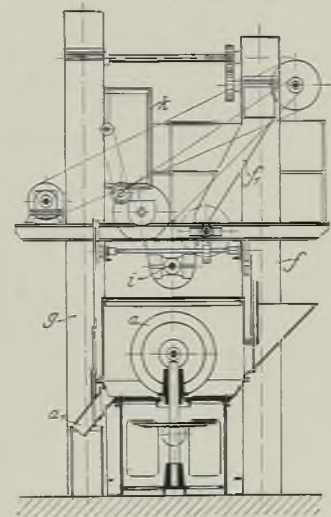


Abb. 736 u. 737. Selbsttätige Formsandaufbereitung.

zueinander einstellbaren Mengen getrennt den Becherwerken d und e aufgibt. Eine mit dem Zuteiler in Verbindung gebrachte Quetschwalze c zerdrückt gleichzeitig die etwa im Altsand befindlichen Knollen, während der Kohlenstaubzuteiler k die erforderlichen Mengen Kohlenstaub in das Becherwerk gelangen läßt. Wie beim Sandzuteiler, so sind auch beim Kohlenstaubzuteiler die jeweils erforderlichen Mengen genau

¹⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach.

einstellbar. Die beiden Becherwerke d und e heben alsdann Neu- und Altsand getrennt in die hochstehende Sieb- und Mischvorrichtung, in der die beiden Sande in zwei gegeneinander umlaufenden Trommelsieben g und h auf die gewünschte Feinheit abgeseibt

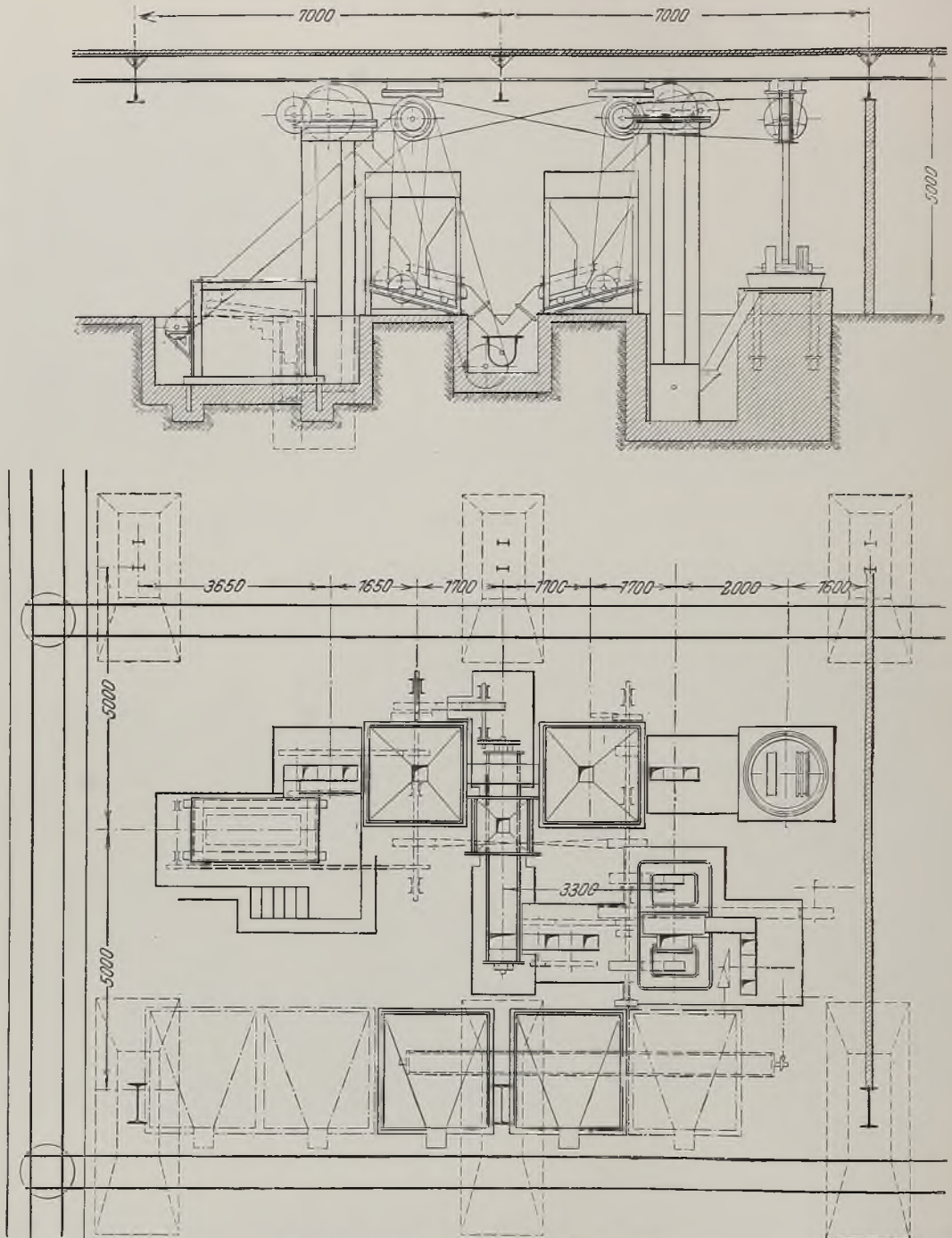
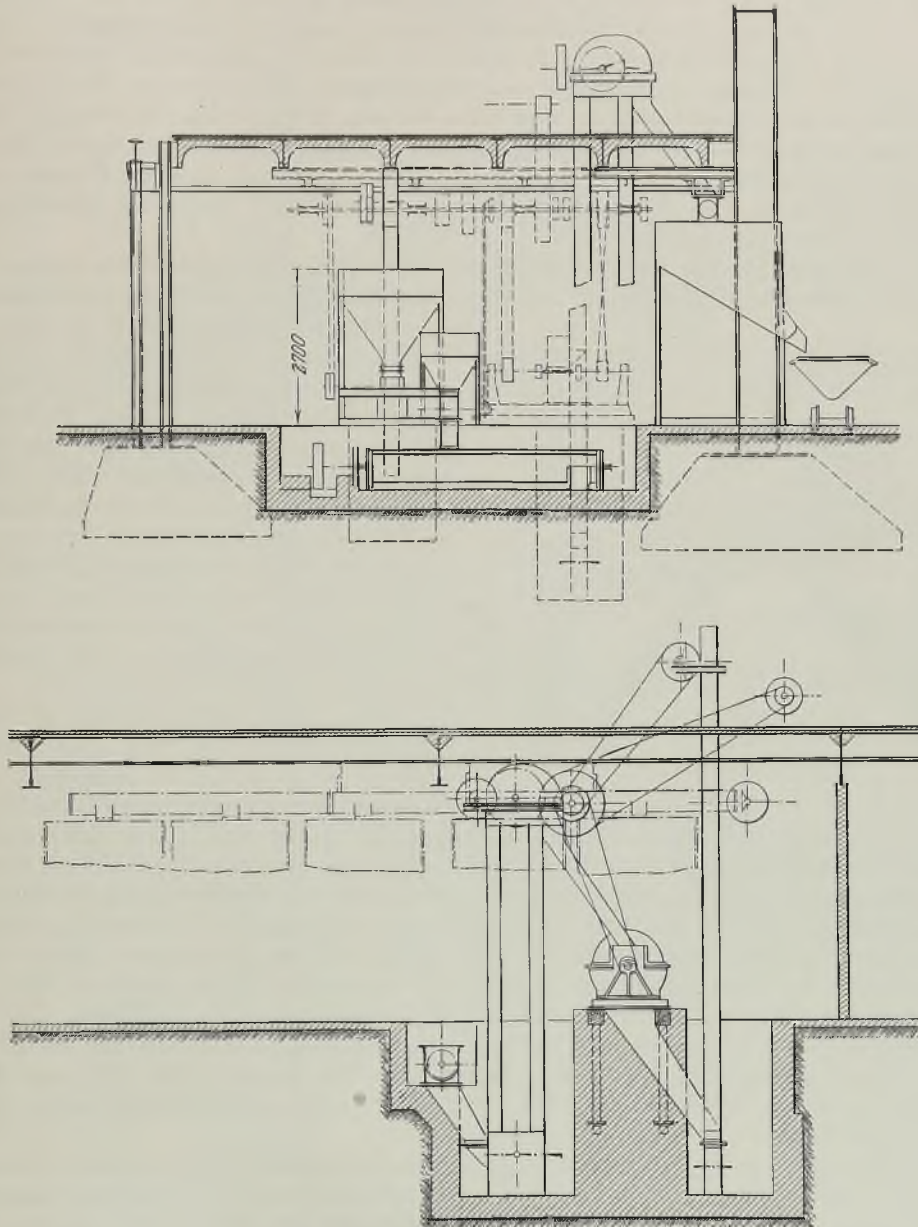


Abb. 738. Selbsttätige Formsandaufbereitung.

werden. Durch das Gegeneinanderlaufen der beiden Siebe wird der Siebdurchfall bereits während des Absiebens ineinander geworfen und dadurch vorgemischt, worauf das Gemisch auf den sich drehenden Teller l fällt. Eine auf diesem angeordnete Brause

feuchtet den Sand an. Über dem Teller l sind Schaufeln angeordnet, die den angefeuchteten Sand nochmals mischen und ihn nach und nach der Schleudermühle m zubringen, die ihn abwirft. Je nach der Zahl der verschiedenen aufzubereitenden Form- sande erhält der Fertigsandsilo n ein-, zwei- oder dreiteilige Ausführung.



Zu Abb. 738. Selbsttätige Formsandaufbereitung.

Um die im Altsand befindlichen Eisenteile zu entfernen, ist zwischen Altsandbecherwerk e und Trommelsieb g ein Eisenausscheider f eingebaut, der die im Sand enthaltenen Eisenteile, Formerstifte usw. auszieht und durch eine Abfallrutsche nach außen befördert. Die beim Absieben des Altsandes sich ergebenden Siebrückstände werden aus dem Trommelsieb g ausgetragen und durch ein Abfallrohr in einen Sammelbehälter befördert. Die Rückstände aus dem Neusand-Trommelsieb h gelangen dagegen zur weiteren Vermahlung in den Kollergang i, um alsdann wieder dem Becherwerk d für Neusand

zugeführt zu werden und den Arbeitsgang, wie oben beschrieben, durchzumachen. Die Abb. 732—735 lassen den Aufbau und Einzelheiten einer solchen Anlage erkennen.

Bei der Anlage nach Abb. 736 und 737¹⁾ kommt der getrocknete Sand in den Kollergang a, der mit einer selbsttätigen Zuteilvorrichtung versehen ist. Der Auslauf a₁ des Kollergangs führt den Sand dem Becherwerk g zu, das ihn in das umlaufende Trommelsieb b fördert. Der abgeseibte feine Sand gelangt in den Trichter b₁ und aus diesem in die Förderschneckenrinne h, über der auch der Kohlenstaubbehälter k angeordnet ist. Die Schnecke h bringt den neuen Sand durch ein Abfallrohr in den Mischtrog i. Das grobe Gut des Siebes b gelangt durch die Rutsche n wieder zum Kollergang zurück. Der gebrauchte Sand kommt über das Walzwerk c und das Schüttelsieb d, dessen Durchfall mittels der Rücklaufrinne p zum Becherwerk f gelangt, das ihn über die Rutsche f₁ dem Mischtrog i zuführt. Das Sandgemisch fällt an dem offenen Ende des Mischtroges in den Einwurf der Sandschleudermaschine e.

Eine selbsttätige, für die Aufbereitung feuchten Sandes bestimmte Anlage nach Abb. 738²⁾ arbeitet in der Weise, daß der neue Sand in einem Kollergang behandelt

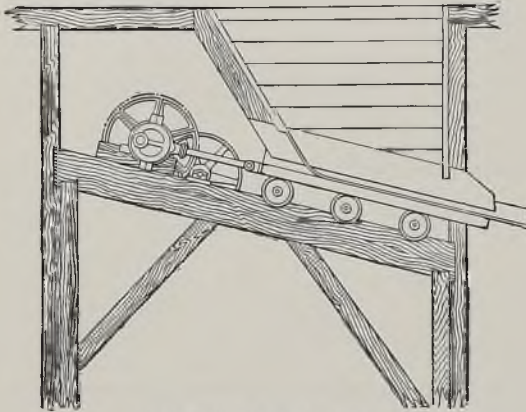


Abb. 739. Rüttelschuh.

und durch ein Becherwerk in einen Silo verbracht wird. Der gebrauchte Sand gelangt über ein Schüttelsieb mit Magnetscheider und hierauf mittels Becherwerks gleichfalls in einen Silo. Aus den beiden Silos erfolgt die Entnahme mittels Rüttelschuhen (Abb. 739) nach einem Mischtrog, in den auch der Kohlenstaub aus einem Silo eingeführt wird. Das Gemisch gelangt dann mittels Becherwerks zur Sandschleudermaschine und von dieser mittels Becherwerk und Fördervorrichtung zu den Behältern für fertigen Sand.

Eine grobenteils selbsttätige Kernlehmaufbereitung für eine Röhrenlehbereitung ist in Abb. 740 dargestellt³⁾. Als Rohstoffe dienen gebrauchter Lehm, frischer

nasser Lehm und geschnittenes Stroh. Der gebrauchte Lehm wird auf dem Kollergang a gemahlen, vom Becherwerk b zur Förderrinne c gehoben und von dieser auf die über den Mischkollergängen angeordneten Behälter d verteilt, die mit Rüttelschuhen versehen sind und das Mischgut dem in der Mitte des Kollerganges eingebauten Vormischer g zuführen, wo es zugleich angefeuchtet wird. Der nasse Lehm und das geschnittene Stroh werden vom Aufzug e auf eine Bühne, die zugleich als Lagerplatz dient, gehoben. Der nasse Lehm wird von Hand nach Bedarf unmittelbar in den Vormischer g gegeben. Das Stroh wird entweder dem frischen Lehm unmittelbar beigemischt, oder aus den Behältern f mittels Rüttelschuhen den Vormischern zugeführt. Der fertige Lehm fällt vom Mischkollergang in kleine Förderwagen. Die stündliche Leistung der beschriebenen Anlage beträgt 2 m³ Lehm.

Im allgemeinen ist über die selbsttätigen Formsand-Aufbereitungen noch zu bemerken, daß sie nur für Gießereien von einer gewissen Größe an in Betracht kommen. Ausschlaggebend sollten im Grunde nur die Frage der Ersparung von Hilfsöhnen und die Frage sein, ob der zur Verfügung stehende Formsand eine mechanische Aufbereitung überhaupt erfordert. Sind diese Fragen zu verneinen, so kommt man meist billiger mit entsprechend gewählten Einzelmaschinen der beschriebenen Arten aus.

Bei dem Entwurf einer selbsttätigen Sandaufbereitung sind naturgemäß die zur Verfügung stehenden Sandsorten und der Fertigungsplan der betreffenden Gießerei zu berücksichtigen. Für alle Verhältnisse gleich gute Anlagen gibt es nicht.

¹⁾ Vereinigte Schmirgel- und Maschinenfabriken in Hannover-Hainholz.

²⁾ Maschinenbauanstalt Humboldt in Köln-Kalk.

³⁾ Badische Maschinenfabrik in Durlach. Stahleisen 1912. S. 900.

Die Anschaffungskosten einer Anlage hängen sowohl von der Einfachheit der Maschinen als auch der Fördermittel ab. Einfache Maschinen und Fördermittel ergeben

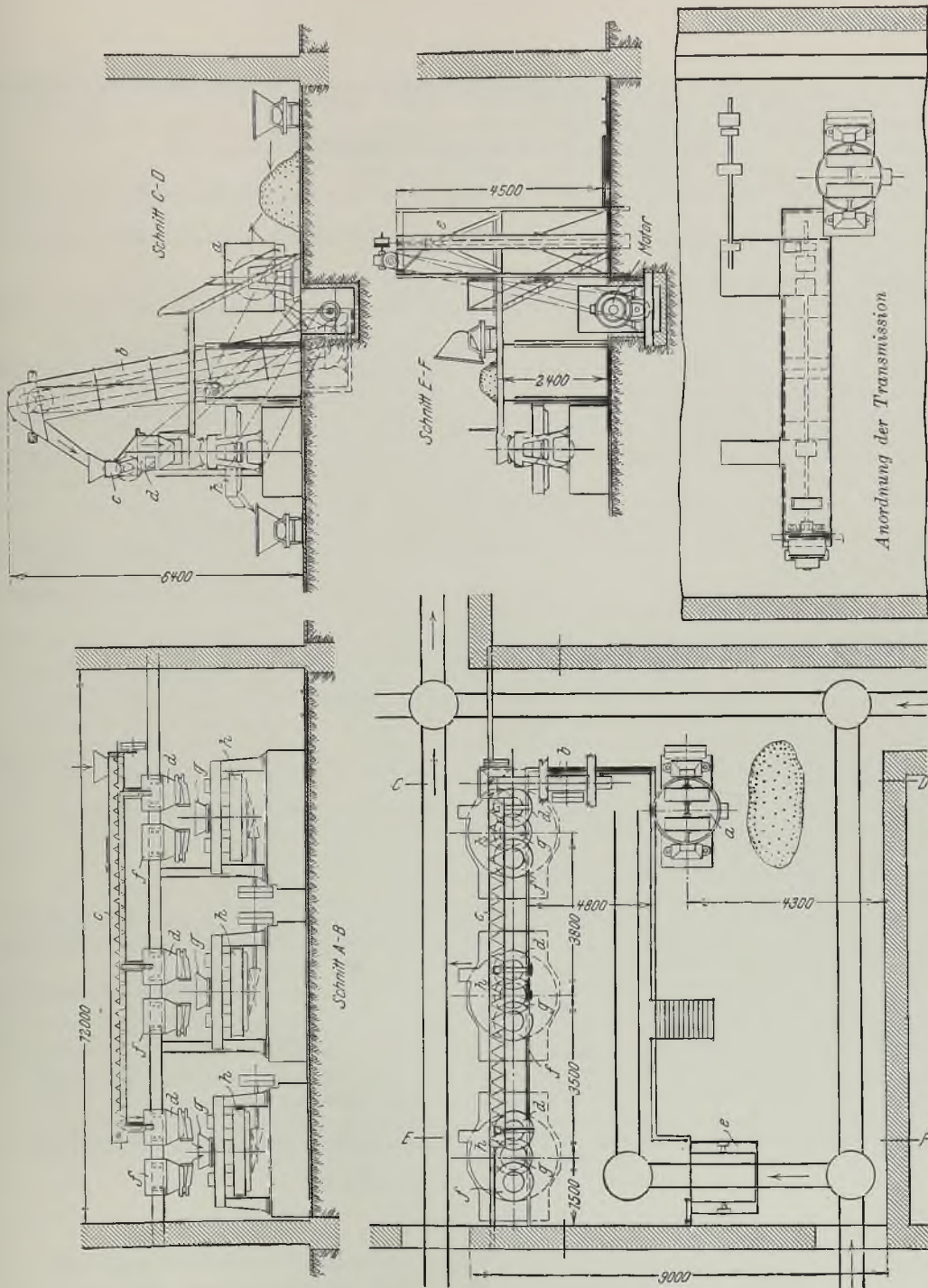


Abb. 740. Selbsttätige Kermehlaufbereitung.

gleichzeitig aber auch geringen Kraftbedarf und geringere Ausbesserungskosten. In letzterer Hinsicht ist bei dem Entwurf einer Anlage noch zu berücksichtigen, daß die Auswechslung zu ersetzender Teile oder Maschinen möglichst leicht erfolgen kann.

Besondere Beachtung verdient endlich die bequeme Zu- und Abfuhr der Roh- und Fertigstoffe und dementsprechend die Lage der Formsandaufbereitung zu den Formerei-Abteilungen einer Gießerei.

Literatur.

- Kraus, J.: Über Aufbereitung und Beförderung des Formsandes in den Gießereien. *Stahleisen* 1907. S. 1485, 1536, 1576.
- Moderne Sandaufbereitungsanlagen (Badische Maschinenfabrik). *Stahleisen* 1908. S. 1146, 1174.
- Lamberton, E., Über das Trocknen des Formsandes. *Stahleisen* 1909. S. 244.
- Henning, C.: Eine neue Sandaufbereitung. *Stahleisen* 1909. S. 810.
- R. Lüssenhop und Mögling: Neuzeitliche Formsandaufbereitung und ihre Maschinen. *Z. d. V. D. I.* 1909. S. 1217.
- Bauer, E., Ein Streifzug durch das Gebiet der Formsandaufbereitung. *Gieß.-Zg.* 1910. S. 649, 683, 718, 753.
- Moderne Sandaufbereitungsanlagen. *Gieß.-Zg.* 1911. S. 12, 49.
- Leber, E.: Das Eisengießereiwesen in den letzten zehn Jahren (Formsandaufbereitungen). *Stahleisen* 1912. S. 529, 695, 893, 2177.
- Müller, G.: Maschinelle Aufbereitung des Formsandes. *Z. d. V. D. I.* 1912. S. 1147.
- Geiger, C.: Eine selbsttätige Anlage zur Aufbereitung von Formsand. *Stahleisen* 1912. S. 2165.
- Eine selbsttätige Aufbereitanlage für Modellsand und Masse. *Z. d. V. D. I.* 1913. S. 1062.
- Behrens, H.: Die Aufbereitung und Beförderung des Formsandes in der neuen Gießerei von Gebrüder Bühler, Uzwil (Schweiz). *Z. d. V. D. I.* 1914. S. 161.
- Blau, E.: Selbsttätige Formsandaufbereitungs- und Formsandbeförderungsanlagen. *Gieß.-Zg.* 1914. S. 217.
- Henning, C.: Über Sandaufbereitungen. *Gieß.-Zg.* 1914. S. 617.
- Lohse, U.: Neuzeitliche Sandaufbereitungsrichtungen. *Gieß.-Zg.* 1915. S. 97.
- Leber, E.: Die neue Gießereianlage der Maschinenfabrik Eßlingen, Sandaufbereitung. *Stahleisen* 1917. S. 180.
- Schmidt: Die Gesichtspunkte für die Anlage von Sand- und Formmaterialien-Aufbereitungen für Eisen- und Stahlgießereien. *Gieß.-Zg.* 1918. S. 364.
- Sandaufbereitung und -beförderung in einer amerikanischen Röhren-Großgießerei. *Foundry* 1918. S. 115. Auszugsw. (C. Irresberger) *Stahleisen* 1919. S. 602.
- M'Kinnon, H. J.: Neuzeitliche Gießereisand-Aufbereitanlage. *Iron Age* 1919. S. 1257.
- Elektromagnetische Aufbereitung von Gießereisand (nach Ullrich). *Stahleisen* 1922. S. 1782.
- Bonnaud, L. und R.: Sandmacherei. *Fonderie Mod.* 1922. S. 295, 324, 342; 1923. S. 10, 45.
- Fahr, O.: Vergleichende Untersuchungen an Mischverfahren. *Stahleisen* 1923. S. 1589.
- Dritte Gießereifachausstellung in Hamburg. Bericht über Formsandaufbereitung. *Gieß.* 1923. S. 519, 534.
- Wolf, F. L. und A. A. Grubb: Wiederverwendung von Formsand. *Foundry* 1925. S. 116.
- Ein fahrbarer Sandaufbereiter. *Gieß.-Zg.* 1925. S. 335.
- Ecke, A.: Neuzeitliche Formsandaufbereitung. *Stahleisen* 1925. S. 2014.
- Elektrischer Sandschneider. *Iron Age* 1925. S. 1122.
- Lohse, U.: Sandtransport und Sandaufbereitung. *Gieß.-Zg.* 1925. S. 632.
- Baillet, A.: Aufbereitung von Formsand im Gießereibetrieb. *Fonderie Moderne*. 1926. S. 68.
- Dwyer, Pat: Untersuchungen über die Möglichkeit, gebrauchten Sand aufzubereiten. *Foundry* 1926. S. 170, 216, 265, 311, 356, 394.
- Behrens, H.: Eine neuartige Formsandaufbereitungsanlage auf der 4. Gießereifachausstellung in Düsseldorf. *Gieß.* 1926. S. 413.
- Fiske, Rogers, A.: Sandförderung in einer Stahlgießerei. *Iron Age* 1926. S. 703.
- Kiley, T. F.: Aufbereitung von Formsand. *Foundry* 1926. S. 978.
- Ersatz des Sandmischens von Hand durch mechanische Sandmischer. *Foundry* 1926. S. 939.
- Finney, Burnham: Ersparnisse durch zweckmäßige Sandwirtschaft. *Iron Age* 1927. S. 413.
- Heissermann, R. J.: Formsandtransport und -Aufbereitung. *Iron Age* 1927. S. 500.
- Welser, Brinton: Mechanische Sandförderung in einer Stahlgießerei. *Foundry* 1927. S. 126.

XIII. Modelle und ihre Anfertigung, einschließlich Kernkasten und Lehren.

Von

Werkstdirektor Leonhard Treuheit.

Allgemeines.

Unter Modell versteht man das Vorbild eines Abgusses. Das Modell wird stets um das Maß der Schwindung desjenigen Stoffes, aus welchem der Abguß hergestellt werden soll, größer gefertigt ¹⁾. Selten wird allein ein Modell zur Herstellung einer Gußform benutzt, wie z. B. für einfache Körper: Lagerschalen, Einbaustücke, Hammersättel, Gegengewichte u. a. m. Viel häufiger ist zur Herstellung einer Gußform die gleichzeitige Anwendung von Modell und Kernkasten erforderlich. Kernkasten sind Vorrichtungen, die zum Formen voller, massiver Körper dienen; sie bilden stets Ergänzungen zu einem oder mehreren Modellen. Modelle in Verbindung mit Kernkasten finden in allen Gießereizweigen vielfache Anwendung und vornehmlich dann, wenn eine Anzahl vielgestaltiger und gleichartiger Abgüsse angefertigt werden soll.

Außer mit Modellen kann mittels Lehren (Schablonen, Ziehbrettern) geformt werden, und man bezeichnet die Formerei, je nach der Verwendung von Modellen oder Lehren als Modell- oder Lehrenformerei (Schablonenformerei). Eine Lehre ist ein nach den Umrissen eines Körpers ausgeschnittenes Brett oder Blech. Lehren sind nur dann anwendbar, wenn ein herzustellender Abguß einem Drehkörper entspricht, oder wenn er seine Entstehung auf die Fortbewegung eines Profils an einer Leitlinie zurückführen kann.

Der Gießereileiter muß sich vor Anfertigung eines Gegenstandes darüber klar werden, ob er diesen allein nach Modell, oder nach Modell und mit Kernkasten, oder nach Lehren, oder schließlich nach einer Vereinigung von Modell, Kernkasten und Lehren formen lassen will ²⁾.

Als Stoff zur Herstellung von Modellen, Kernkasten und Lehren benutzt man am häufigsten Holz. Wenn es jedoch auf die Anfertigung einer beträchtlichen Anzahl von Abgüssen, ferner auf große Genauigkeit der Umflächen ankommt, oder ein großer Verschleiß des Holzes durch das Formen eintreten würde, so werden die Modelle aus Metall angefertigt, sofern die Kostenberechnung dies unter Berücksichtigung der bedeutend teureren Herstellungskosten erlaubt. Abgüsse mit reichen Verzierungen, namentlich auch solche von Bildwerken werden, wenn von diesen nur ein Stück angefertigt werden soll, in der Regel nach Modellen aus Gips, Ton oder Wachs geformt.

Die Stoffe für Herstellung von Modellen, Kernkasten und Lehren aus Holz.

Das Holz.

Der Modelltischler soll die Eigenschaften der verschiedenen Hölzer genau kennen, um danach die Auswahl für ein Modell treffen zu können ³⁾. Bei weitaus den meisten

¹⁾ Über Schwindmaße vgl. S. 718.

²⁾ Näheres hierüber s. „Konstruktionsregeln für Gußstücke“ aufgestellt vom Verein Deutscher Eisengießereien. AWF-Blatt 64.

³⁾ Vgl. auch den Abschnitt „Holz“, Bd. I, S. 479.

Baumarten weist der Holzstamm zwei Sorten Holz auf, Kern- und Splintholz, letzteres auch Saft- oder Jungholz genannt. Kernholz, das aus der Mitte eines Stammes ent-



Abb. 741. Radialer Längsschnitt durch Kiefernholz; Holzfasern senkrecht, Markstrahlen wagerecht.

nommene ältere Holz, besitzt große Festigkeit, Härte und hat dunklere Farbe. Splintholz ist, weil jünger und mehr an den Außenteilen eines Stammes liegend, weicher und hat im allgemeinen hellere Farbe. Gewisse Hölzer zeigen indes im Querschnitt lediglich gleichmäßig helle Färbung und die Eigenschaften des Splintes, z. B. Erle, Birke und Weißbuche. Man nennt solche Hölzer Splinthölzer oder Splintbäume. Hölzer von heller Farbe, die ebenfalls auf den Querschnittflächen keine Unterschiede in Farbe und Härte aufweisen, deren Inneres aber stark ausgetrocknet ist, bezeichnet man als Reifholzbäume, z. B. Rotbuche, Weißdorn, Fichte, Tanne, Birnbaum und Linde. Sind die Unterschiede im Querschnitt eines Baumstammes sehr stark und zeichnet sich das hellere, weichere Splintholz von dem harten, dunkel gefärbten Kernholz deutlich ab, so nennt der Tischler einen solchen Stamm Kernholz oder Kernbaum, z. B. Eiche, Esche, Nuß-, Kirschen-, Apfel- und Pflaumenbaum. Reifholzkernbäume sind solche Stämme, bei

welchen im Querschnitt zwischen Splint- und Kernholz sich noch eine dritte Schicht abhebt, die z. B. bei der Ulme recht deutlich hervortritt. Für den Modelltischler ist von derartigen Hölzern nur der Kreuzdorn von Bedeutung.

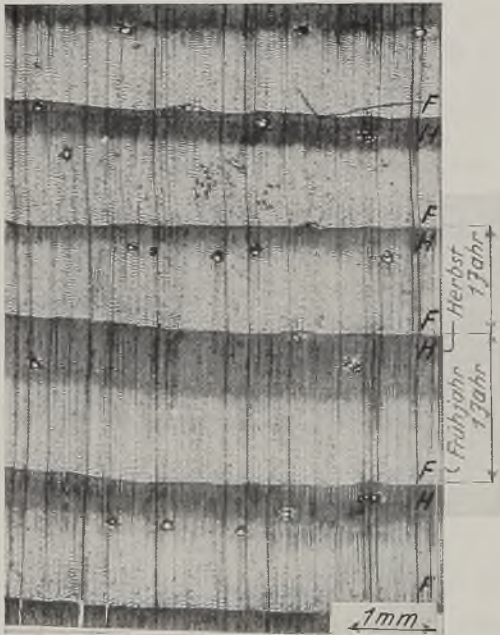


Abb. 742. Querschnitt durch Kiefernholz. Vergr. 12.

Holz ist kein homogener Körper, sondern aus einzelnen Fasern zusammengesetzt. Es verhält sich daher je nach den Beanspruchungen in der Längs-, Quer- oder anderen Richtungen verschieden. Hierzu tragen besonders bei der Unterschied von Kern- und Splintholz, Äste, Drehwuchs, krummer Fasernverlauf, Verwachsungen, Fehlstellen, Krankheiten u. a. m. Nachstehend sind einige der am meisten für Modellarbeitengebrauchten Hölzer angeführt:

Kiefernholz findet die verbreitetste Anwendung für mittlere und große Modelle, namentlich für Modelle des Großmaschinenbaues. Ferner wird Kiefernholz für Lehren gebraucht, die nicht quellen dürfen und die für die Sand- und Lehmformerei benutzt werden sollen. Die Eigenschaft, weniger stark zu quellen, liegt in dem reichlichen Harzgehalt dieses Holzes begründet und macht es fast unentbehrlich für die Anfertigung solcher Modelle, welche beim Formen längere Zeit im feuchten Formsande bleiben müssen.

Kennzeichen des Kiefernholzes (s. Abb. 741—746)¹⁾: Der Kern ist dunkler gefärbt als der Splint (rotbraun). Scharfe Abgrenzung des Spätholzes vom voraus-

¹⁾ Die nachfolgenden, mit Genehmigung des Verfassers wiedergegebenen Abb. 741—756 entstammen der Veröffentlichung von R. Baumann: „Die bisherigen Ergebnisse der Holzprüfungen in der Materialprüfungsanstalt an der Technischen Hochschule zu Stuttgart (1922)“. Die Gefügebilder sind von dünnen Holzspänen im auffallenden Licht aufgenommen.

gegangenen Frühholz. Im Querschnitt sind zahlreiche Harzgänge, die im Längsschnitt als dunklere Streifen erscheinen, auch die Markstrahlen (Abb. 741) enthalten häufig Harzgänge. Abb. 742 zeigt das Frühjahrsholz weiter und zarter als das engere und kräftiger

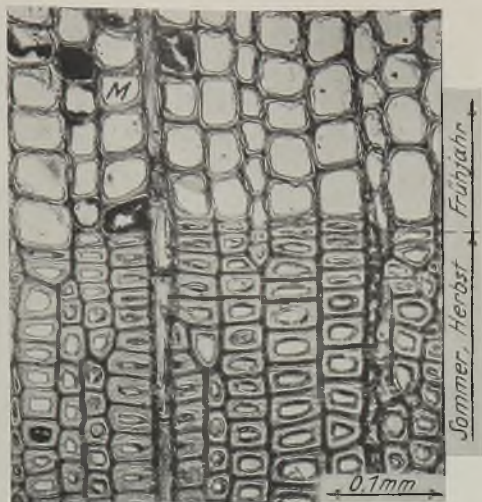


Abb. 743. Querschnitt durch Kiefernholz. Vergr. 150.



Abb. 744. Harzgalle in Kiefernholz. Vergr. 150.

ausgebildete Herbstholz. Abb. 743 läßt erkennen, daß der Markstrahl M aus langgestreckten, viereckigen Zellen aufgebaut ist. Kiefernholz zeigt häufig größere und kleinere Harzgallen (s. Abb. 744). Mikroskopisch ist Kiefernholz gekennzeichnet im radialen Längsschnitt durch zackige Verbindungen der Wandungen der äußeren Reihen der Markstrahlzellen; fensterartige Öffnungen in letzteren (s. Abb. 745 u. 746).



Abb. 745. Radialer Längsschnitt. Kiefernholz. Vergr. 150.

Fichten- und Tannenholz finden die gleiche Verwendung in der Modelltischlerei wie Kiefernholz, doch wird ersteres häufig des billigeren Preises wegen dem Kiefernholze vorgezogen. Beide Holzarten sind dichter als Kiefernholz, neigen aber leicht

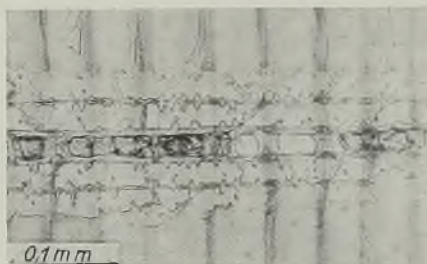


Abb. 746. Radialer Längsschnitt durch anderes Kiefernholz. Vergr. 150.

zum „Werfen“. Darum ist beim Einkauf darauf zu achten, daß Bretter und Pfosten aus gerade gewachsenen und nicht gedrehtem Wuchs entstammenden Bäumen entnommen werden, da hier die Fasern schief und gewunden verlaufen.

Kennzeichen des Fichtenholzes (s. Abb. 747—751): Kein dunkler gefärbter Kern, Harzgänge und Markstrahlharzgänge. Das Frühholz F geht in das Spätholz H allmählicher über als beim Kiefernholz. Mikroskopisch ist Fichtenholz gekennzeichnet im radialen Längsschnitt durch Tüpfelreihen in den Querwänden der äußeren

Markstrahlen (s. Abb. 751 bei a), durch querfensterartige Öffnungen in den mittleren Reihen der Markstrahlzellen ohne zackige Verdickungen der Wände der äußeren Markstrahlzellen (vgl. dazu das bei Kiefer Bemerkte).

Kennzeichen des Tannenholzes (s. Abb. 752). Gesundes Holz ist ohne gefärbten Kern, ohne Harzgänge, Spätholz vom Frühholz ziemlich scharf abgegrenzt. Mikroskopisch ist ein radialer Längsschnitt

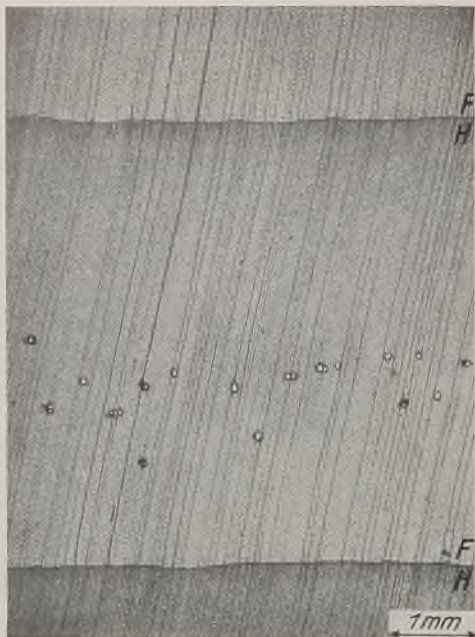


Abb. 747. Querschnitt durch Fichtenholz. Vergr. 12.

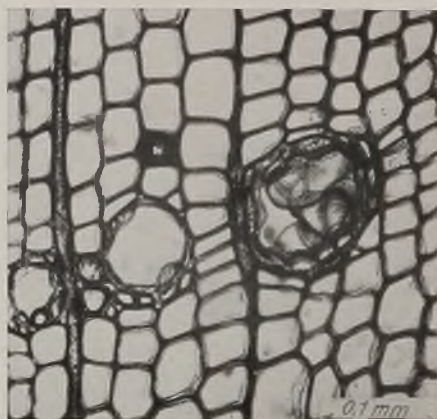


Abb. 748. Harzgänge in Fichtenholz. Vergr. 150.

gekennzeichnet durch das Fehlen der beim Fichtenholz erwähnten Tüpfelreihen in den Querwänden der äußeren Markstrahlzellen (vgl. Abb. 753 mit Abb. 751); keine fensterartigen Öffnungen und keine zackigen Wandverdickungen, die beim Kiefernholz erwähnt waren. In einzelnen Markstrahlzellen gefärbter Inhalt und durchsichtige Kristalle (Kalziumoxalat, vgl. Abb. 753 bei C).



Abb. 749. Querschnitt durch Fichtenholz. Vergr. 12.

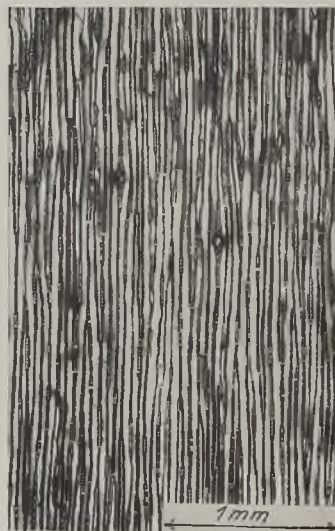


Abb. 750. Tangentialer Längsschnitt durch Fichtenholz. Vergr. 25.

Erlenholz wird gerne für vielgestaltige, wertvolle Modelle benutzt, weil es wenig schwindet und hohe Zähigkeit und große Haltbarkeit besitzt. Deutsches Erlenholz ist für Stecharbeiten weniger beliebt als russisches, da es nach dem Austrocknen leicht spröde oder „sprock“ wird.

Kennzeichen des Erlenholzes: Rötliche Farbe, ohne ausgeprägten Kern, sehr feines Gefüge, Markstrahlen, zu mehreren vereinigt (ähnlich wie bei Weißbuche), erscheinen ziemlich breit.

Birnbaumholz findet für feine, verzierte Modelle, die der Massenformerei dienen sollen, Verwendung. Für Stecharbeiten wird es sehr viel gebraucht. Gedämpftes Birnbaumholz hat den Vorzug, nicht zu quellen.

Kennzeichen des Birnbaumholzes: Rötlichbraun, in Reifholz übergehend, auch bräunlichrot bis dunkelbraun (Faulkern). Jahresringe durch eine deutlich braune Linie



Abb. 751. Radialer Längsschnitt durch Markstrahl von Fichtenholz. Vergr. 240.



Abb. 752. Querschnitt durch Tannenholz. Vergr. 12.

begrenzt, mitunter sehr eng; Markstrahlen unter dem Vergrößerungsglas sehr zart.

Nußbaumholz wird wegen seines hohen Preises fast gar nicht in der Modelltischlerei benutzt, höchstens für Ausstellungsmodelle mit reichen Verzierungen.

Pflaumen- und Apfelbaumholz finden die gleiche Verwendung wie Birnbaumholz.

Kennzeichen des Pflaumenbaumholzes: Splint schmal gelblichweiß, Kern braunrot, ein dünner Schnitt im durchfallenden

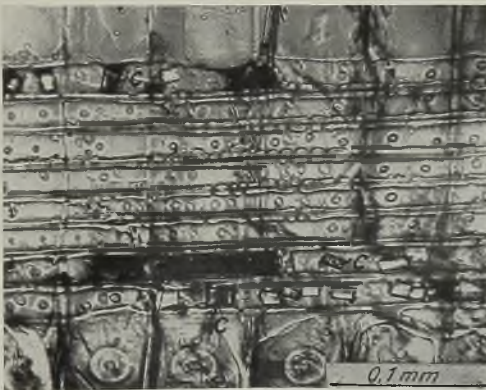


Abb. 753. Radialer Längsschnitt durch Tannenholz (Markstrahl). Vergr. 250.

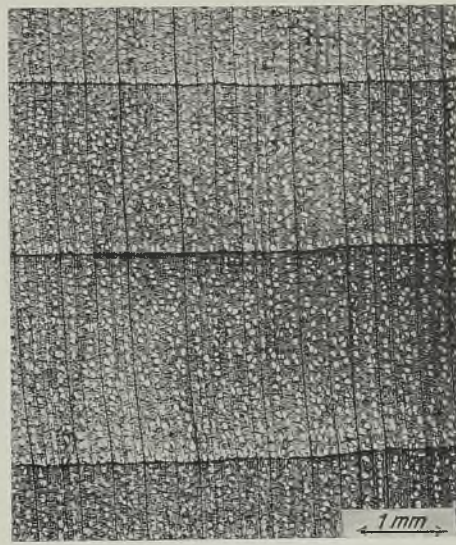


Abb. 754. Querschnitt durch Lindenholz. Vergr. 12.

Licht blutrot. Jahresringe wellig. Markstrahlen deutlich und kenntlich, sehr eng und sehr zahlreich.

Kennzeichen des Apfelbaumholzes: Splint hellbraun, Kern dunkel, dunkelrotbraun. Jahresringe erscheinen breit.

Ahornholz wird wegen seiner großen Härte zu Lagerschalenmodellen, wie auch zu Holzlagerschalen verarbeitet.

Kennzeichen des Ahornholzes: Fast weiß, ohne Kern, Poren zerstreut. Markstrahlen auffallend durch ihren Glanz.

Lindenholz wird, wenn es gut ausgetrocknet ist, für stark verzierte Gegenstände gebraucht, ist aber wegen seiner geringen Härte wenig beliebt. Gut ausgetrocknetes

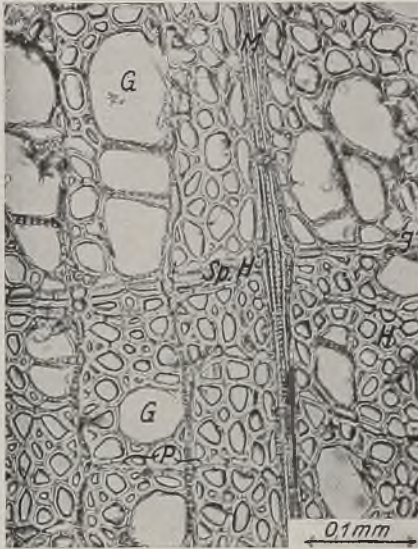


Abb. 755. Stelle aus Abb. 754 (Lindenholz).
Vergr. 150.



Abb. 756. Längsschnitt durch Lindenholz.
Vergr. 150.

Lindenholz neigt wenig zum Werfen und Reißen, nutzt sich aber infolge seiner Weichheit beim Formen schnell ab. Seine hauptsächlichste Verwendung findet es in der Holzbildhauerei.

Kennzeichen des Lindenholzes (vgl. Abb. 754—756): Ohne hervortretenden Kern, Poren zerstreut. Markstrahlen bilden im Längsschnitt kleine Spiegel. Die Gefäße zeigen unter dem Mikroskop Schraubenleistchen (vgl. Abb. 756). Rötlichweißes Reifholz, Splint breit und weiß.

Die Trocknung des Holzes.

Werden Modelle aus nicht genügend getrocknetem Holz angefertigt, so tritt beim Formen sehr leicht ein Quellen und Werfen auf, wodurch ungenaue Abgüsse veranlaßt werden. Auch trocknet das im feuchten Sande abgeformte Modell nach einiger Zeit aus, wodurch das Holz, sofern es nicht durch sachgemäßes Verleimen oder Verschrauben gehalten wird, reißt und unter Umständen für Zwecke der Modellmacherei unbrauchbar wird. Es ist somit klar, daß frisch gefälltes Holz infolge seines hohen Feuchtigkeitsgehaltes keine Verwendung zu Modellen, Kernkasten und Lehren finden kann. Durch längeres Liegen im Freien oder in bedeckten Räumen kann man das Holz für die Tischlerei verwendbar machen. Künstliche Trocknung (Dörren) hat im wesentlichen den gleichen Zweck wie die natürliche Lufttrocknung. Man beabsichtigt dabei, den Trocknungsvorgang durch Erwärmung auf 50—80° C in geschlossenen Räumen zu beschleunigen.

Das Holz enthält nach hinreichender Trocknung noch wasseranziehende Salze, die stets bestrebt sind, Feuchtigkeit aus der Luft aufzunehmen. Die Folge davon ist, daß durch die stetig stattfindende Abgabe und Wiederaufnahme von Feuchtigkeit das Holz wechselweise schwindet und quillt (arbeitet). Um dem Holze diese Eigenschaften zu nehmen, versucht man, namentlich bei Eichenholz, durch Auslaugen in fließendem

Gewässer den Prozentsatz an wasseranziehenden Salzen zu verringern. Ausgezeichnet wirkt das Dörren mit zeitweiligem Dämpfen durch Wasserdampf von etwa 100° C auf die Entfernung des Saftes der Hölzer und der wasseranziehenden Salze. Das Dämpfen hat den Zweck, ein nur oberflächliches Austrocknen des Holzes, wie es ausschließliches Dörren zur Folge hätte und durch das, wie erwähnt, ein Reißen und Aufklaffen verursacht wird, zu verhüten. Flößholz zeigt eine geringere Neigung zum Schwinden und Quellen, da es auf seinem Weg im Wasser ausgelaugt wurde.

Häufig treten im äußeren Mantel der Baumstämme starke Aufklaffungen auf, die auf das einseitige Schwinden des Querschnittes eines Baumstammes zurückzuführen sind. Während der Kern infolge seiner großen Festigkeit und seines geringeren Wassergehaltes weniger schwindet als der weichere, wasserreiche Splint, schrumpft der letztere durch die während der Trocknung vor sich gehende Wasserabgabe auf den Kern auf. Infolge dieser starken Schrumpfungen entstehen im Splintholz Spannungen, denen das Holz nicht gewachsen ist. Sie verursachen starke Aufklaffungen, die vom Zopf- bis zum Wurzelende verlaufen. Begünstigt werden diese Risse dadurch, daß die Schnittflächen schneller als die übrigen Teile des Stammes austrocknen. Um etwas diesem Übelstande abzuwehren, werden Wurzel- und Zopfflächen der Stämme mit Teer, Lehm oder Ton bestrichen.

Soll das Holz für die Tischlerei benutzt werden, so zerlegt man die Stämme in Bohlen, Dielen oder Bretter und nimmt erst an diesen die natürliche oder künstliche Trocknung vor, um ein Aufklaffen der Stämme am Umfange zu verhüten. Die Bretter können nun je nach dem stärkeren oder schwächeren Schwinden verschiedene Formen annehmen. Bei dem aus der Mitte eines Stammes herausgeschnittenen Brett beobachtet man häufig die in Abb. 757 gezeichnete Form. Jedes andere Brett besteht auf der inneren Seite aus älteren Schichten als auf der äußeren und zeigt dann entweder die in Abb. 758 oder in Abb. 759 abgebildete Form. Abb. 760 stellt ein schiefes Brett dar. Das Windschiefwerden rührt einmal davon her, daß das Zopfende eines Stammes stärker schwindet als das Wurzelende, zum anderen aber auch von einseitigem, langsam vor sich gehendem Austrocknen des Saftes, begünstigt durch „wimmrig“ oder krumm gewachsenes Holz. Nicht selten ist ein Abreißen des Splintes vom Kern an Bohlen, Dielen oder Brettern infolge starken Austrocknens zu beobachten. Der weichere Splint schrumpft hier durch die plötzliche Schwindung von dem härteren, wenig schwindenden Kern parallel der Hauptachse des Stammes ab. Erfolgt der Schnitt eines Brettes schräg zum Spiegel eines Stammes, so wird es ebenfalls leicht in der Längsrichtung windschief.

Für die Modelltischlerei ist es nach dem Erwähnten von großem Vorteil, nur trockenes, gut abgelagertes Holz zu beziehen oder aber sich genügend Vorräte anzuschaffen, so daß stets nach Bedarf trockenes Holz zur Verfügung steht. Selten werden von Modelltischlereien noch Baumstämme angekauft und zur Austrocknung aufbewahrt, in der Regel werden fertig zugeschnittene, abgelagerte Bretter bezogen. Frisch geschnittene Bretter werden zweckmäßig, wenn nicht künstliche Trocknung vorgezogen wird, in bedeckten Schuppen, hochkant, in Abständen von 25–40 mm aufgestapelt. Kann das geschnittene Holz nicht hochkant zur Lufttrocknung aufgestellt werden, so wird es derart aufeinander gelegt, daß man zwischen den einzelnen Stücken wiederum eine Luftschicht von 25–40 mm läßt. In beiden Fällen werden die Hölzer zeitweise gewendet, um eine gleichmäßige Trocknung zu erreichen. Manche Modelltischlereien lagern ihr Holz zwecks Trocknung oberhalb der Trockenkammern in den Gießereien oder auf Hängeböden, die unterhalb der Tischlereidecken angebracht sind. Gut geleitete Tischlereien machen



Abb. 757. Abb. 758. Abb. 759.
Abb. 757—759. Verschieden geschwundene Bretter.

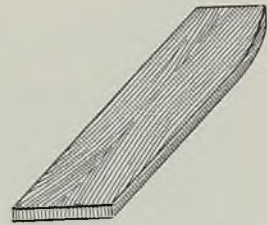


Abb. 760. Schiefes Brett.

es sich zur Regel, im Schuppen abgelagertes Holz vor der Verwendung in der Tischlerwerkstätte unter Zimmerwärme noch einige Tage abstehen zu lassen.

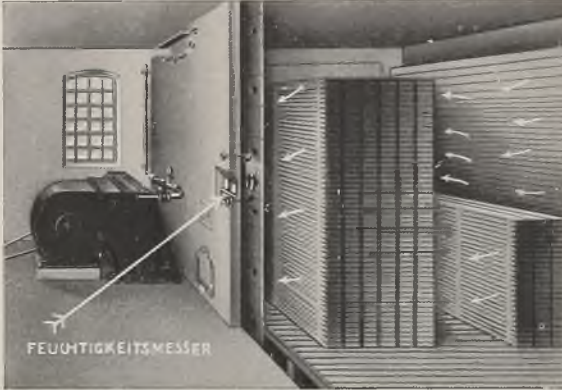


Abb. 761. Kammertrockenanlage für Holz (schematisch).

Die Abbildung zeigt eine Kammertrockenanlage für Holz. Die Kammer ist mit Holzstapeln gefüllt, die auf Gitterböden liegen. Ein Feuchtigkeitsmesser ist an der linken Wand montiert. Pfeile verdeutlichen die Luftzirkulation innerhalb der Kammer.



Abb. 762. Ansicht einer Kammertrockenanlage für Holz.

Die Abbildung zeigt eine ausgeführte Anlage von der Einsatztüre aus gesehen¹⁾. Solche Anlagen werden von 7–15 m Länge, bei 4 m Breite und 2,5 m Höhe gebaut. Da man weiche und harte Hölzer nicht zusammen in einer Kammer trocknen kann, so ergibt

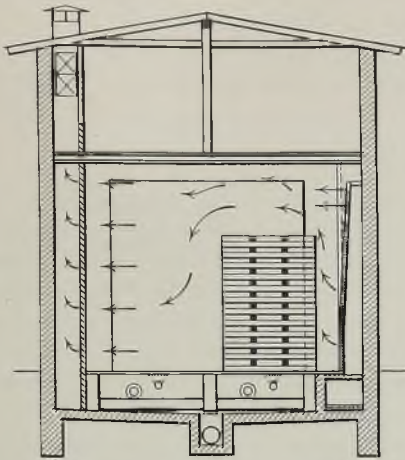
¹⁾ Erbaut von Danneberg und Quandt in Berlin.

Holz durch Stapelung im Freien unter Einwirkung von Sonne und Wind auf natürlichem Wege zu trocknen, kommt bei der heutigen Massenverarbeitung des Holzes in den meisten Fällen wegen des langwierigen Trockenvorganges (häufig 1–4 Jahre) immer weniger in Anwendung. Auch die Platzfrage kann von entscheidender Bedeutung sein, namentlich in denjenigen Betrieben, in welchen die Trocknung eine untergeordnete Rolle spielt. Bei der künstlichen Holz-trocknung ist die abwechselnde Anwendung von trockener und feuchter Luft notwendig, um stets einen Ausgleich zwischen den äußeren Holzschichten und dem Holz-

kern zu erhalten. Dies ist besonders bei frischen Hölzern erforderlich, da sonst nur die Holzoberfläche trocken würde, der Holzkern dagegen nicht. Aus diesem Grunde werden die Trockenanlagen auch mit Dampfeinrichtungen ausgeführt. Die Dämpfung in unmittelbarer Verbindung mit der Trocknung kürzt nicht nur die Trockendauer ab, sondern bürgt auch für hinreichenden Schutz gegen eine übermäßige Entlaugung und bewahrt dem Holz die Widerstandsfähigkeit und Elastizität. Bei Hölzern, die bereits natürlich vorgetrocknet worden sind, empfiehlt es sich, mit künstlich angefeuchteter Warmluft zu trocknen und von einer gründlichen Dämpfung abzusehen. Sollen luft-trockene Hölzer mit künstlich angefeuchteter Warmluft getrocknet werden, so soll die Temperatur allmählich bis zur Trocknung des Kerns des Holzes gesteigert werden, und zwar beginnt man mit 30° C und steigert in einigen Tagen die Temperatur der Warmluft bis zu 45° C bei einem Feuchtigkeitsgehalt von 60–65%.

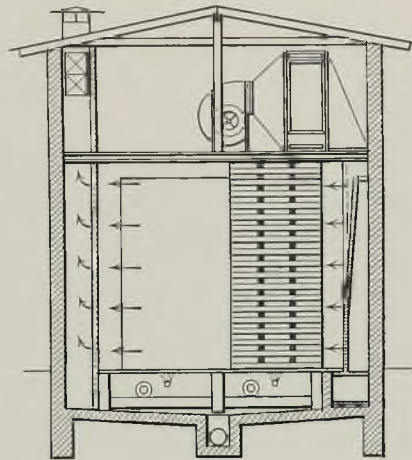
Bei der Trocknung des Modellholzes kommt nur die Kammertrocknung in Betracht, sie eignet sich für weiche und harte Hölzer von verschiedenen Abmessungen. In Abb. 761 ist schematisch eine Kammertrocknungsanlage dargestellt¹⁾. Ab-

sich eine Teilung der Kammer, und zwar für mittlere Betriebe in mindestens 2 bis 3 Kammern. Die wichtigsten Teile einer Trockenanlage, wie in Abb. 761 u. 762 gezeigt, sind die Heizvorrichtung und der Ventilator mit Rücklaufsaugrohr und den nötigen Regulierungsteilen. Die Wirkungsweise der Anlage ist folgende: Der Ventilator drückt den angesaugten Luftstrom über die Heizfläche der Heizvorrichtung durch Warmluftkanäle und durch eine Warmluftverteilungswand in die Trockenkammer. Nachdem der



*Nicht bis zur Decke gestapelt
Falsch*

Abb. 763.



*Bis zur Decke gestapelt
Richtig*

Abb. 764.

Abb. 763—765. Falsche und richtige Holzstapelung in der Trockenkammer.

Luftstrom die Holzstapel umspült und durchstrichen hat, entweicht er, mit Feuchtigkeit gesättigt, durch die Abluft-sammelwand, den Ablaufkanal und die Abzugschlote ins Freie, oder er wird durch einen Rohrstutzen vom Ventilator wieder angesaugt, um nach Aufwärmung erneut für die Trocknung benutzt zu werden.

Beim Dämpfungs-vorgang für frische Hölzer ist vor dem Trocknen noch folgendes zu beachten: Die am Thermometer in der Bedienungszentrale abgelesene Temperatur soll bei Beginn der Dämpfung im Innern der Trockenkammer nicht unter 35° C und nicht über 40° C betragen, damit der Dampf bei gemäßigter Anfangstemperatur die Faserschichten des Holzes durchdringen und aufschließen kann. Hierdurch wird ein Reißen des Holzes verhütet. Im Verlaufe der weiteren Dämpfung ist die Dampfspannung stufenweise um $\frac{1}{4}$ at zu erhöhen.

Die Dämpfungsdauer ist je nach der Holzbeschaffenheit und den Abmessungen des Holzes verschieden. In der Regel wird das Dämpfen beendet, wenn aus dem Abflußrohr der Trockenkammer die trübe, schleimige Flüssigkeit verschwindet und zuletzt ungefärbtes Kondenswasser aus der Abflußleitung entweicht.

Um den Trockenvorgang genau beobachten und regulieren zu können, was bei jeder künstlichen Trocknung wichtig ist, kann der „Daqua“-Luftfeuchtigkeitsmesser¹⁾ benutzt

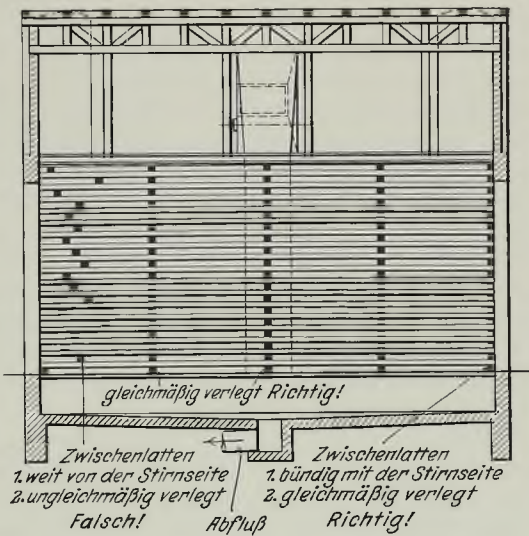


Abb. 765.

1) Gebaut von Danneberg und Quandt in Berlin.

werden. Er gestattet, ohne langwierige Berechnung den Feuchtigkeitsgehalt der Luft, der zuströmenden Warmluft und Abluft festzustellen.

Bei der Füllung der Trockenkammer ist streng darauf zu achten, daß die Hölzer bis zur Decke gestapelt werden. Abb. 763 zeigt eine falsche, Abb. 764 eine richtige Ofenfüllung. Ebenso sind die Zwischenlatten der einzelnen Hölzer gleichmäßig und bündig mit der Stirnseite zu verlegen (s. Abb. 765). Bei ungleichen Abmessungen sind die starken Hölzer unten, die schwächeren oben zu stapeln. Endlich ist darauf zu achten, daß die Kernseiten der Hölzer immer nach unten zu liegen kommen.

Erkennungsmerkmale für gutes Modellholz sind voller, heller Klang beim Anschlagen des Holzes mit einem harten Gegenstand, sowie ein geringer Abstand der Jahresringe.

Die Bindemittel.

Die Holzteile werden bei der Herstellung von Modellen, Kernkasten und Lehren außer durch Holzschrauben¹⁾ und Stifte²⁾ hauptsächlich durch Verleimen vereinigt. Für die Tischlerei kommt nur der Haut- und Knochenleim in Betracht. Beide Leimarten werden, wie ihr Name schon andeutet, aus Knochen, Leder- und Hautabfällen hergestellt. Die am meisten verwendeten Leimsorten sind im Handel als Tischler- und Kölner Leim bekannt. Ersterer ist entweder Knochen- oder Hautleim oder ein Mischleim beider Sorten, während Kölner Leim aus reinem Hautleim bestehen soll³⁾. Beide Sorten werden in Tafel- oder Blätterform in den Handel gebracht. Zeigen die Leimtafeln in Verbindung mit Härte und Festigkeit eine durchsichtige Färbung, ähnlich wie Gelatine, ohne besondere Trübung, so ist dies stets ein Zeichen eines unverfälschten, guten und hohe Bindekraft besitzenden Leimes. Fischleim und Leimpulver haben sich in der Modelltischlerei nicht bewährt.

Vor seiner Verwendung wird der Leim in kaltes, reines Wasser gebracht, damit er weich wird und aufquillt. Das Aufquellen der Leimtafeln in kaltem Wasser dauert 12 bis 24 Stunden. Guter Leim nimmt viel Wasser auf, löst sich nicht in kaltem Wasser und quillt langsam, aber sehr stark. Nach reichlicher Abspülung werden die gequollenen Stücke in besonders gebauten Vorrichtungen auf dem Dampf- oder Wasserbade gelöst. Gut durchgequollener Leim muß sich schon bei 70—80° C im Wasserbad lösen. In der Regel wird der frisch gekochte Leim in kleine Gefäße gefüllt, und diese werden auf Wärmeverrichtungen gesetzt, um den Leim immer in kleinen Mengen flüssig zu halten. Stets soll nur so viel Leim zum Erhitzen (Lösen) aufgesetzt werden, wie am Tage verbraucht wird, da ein häufiges Erhitzen (Kochen) die Bindekraft des Leimes ungünstig beeinflußt. Eingequollener Leim darf nicht gekocht werden, da hierdurch der Leim abgebaut wird und Bindekraft und Ergiebigkeit abnehmen.

Neuerdings wird in den Tischlereien auch Perlenleim⁴⁾ mit Erfolg angewandt. Er besteht aus perlenförmig erstarrten Tropfen von 1—3 mm Durchmesser und besitzt hohe Quellfähigkeit, verbunden mit kurzer Quelldauer. Bereits nach 1 Stunde ist er vollkommen durchgequollen und daher mit einem ganz geringen Aufwand an Wärme und Zeit auflösbar. Ein Umschlagen des Leimes, wie es besonders in der heißen Jahreszeit bei Tafelleimen infolge der längeren Quelldauer auftritt, wird hierdurch vermieden. Damit fällt auch das häufige, die Güte herabsetzende Aufkochen fort.

In Abb. 766 ist ein Leimkocher für Gasheizung, in Verbindung mit einem Wärmehofen für anzuwärmende Hölzer, auch als Wasserkocher für Kaffee und Teeaufschüttungen zu benutzen, zu ersehen. Abb. 767 zeigt eine mit Dampf geheizte Wärmplatte für zu verleimende Hölzer in Verbindung mit einem Leimkocher. Ähnliche Apparate sind, für elektrische Beheizung eingerichtet, im Handel erhältlich. Für Leimkessel haben sich Kupfer- oder Messingkessel am besten bewährt. Eisen verursacht ein Schwarzwerden des Leimes. Ein gut gehaltener Leimkessel soll frei von ausgedörrten Krustenrändern sein, weil diese den Leim verschlechtern und die Klebkraft verringern.

¹⁾ DIN 97. ²⁾ DIN 1151, Blatt B.

³⁾ Lieferbedingungen für Haut-, Leder-, Knochen- und Mischleim RAL 093 A 2.

⁴⁾ Geliefert von der A.-G. für chemische Produkte vormals H. Scheidemann in Berlin.

Das Verleimen des Holzes setzt Übung und Sachkenntnis voraus. Die zu verleimenden Holzflächen müssen staub- und fettfrei sein, ferner scharf abgerichtet werden. Stets soll das Bestreben vorherrschen, möglichst feine Leimfugen zu bilden, da hierdurch die Verleimung äußerst fest und kaum sichtbar ausfällt. Die Leimlösung muß deshalb

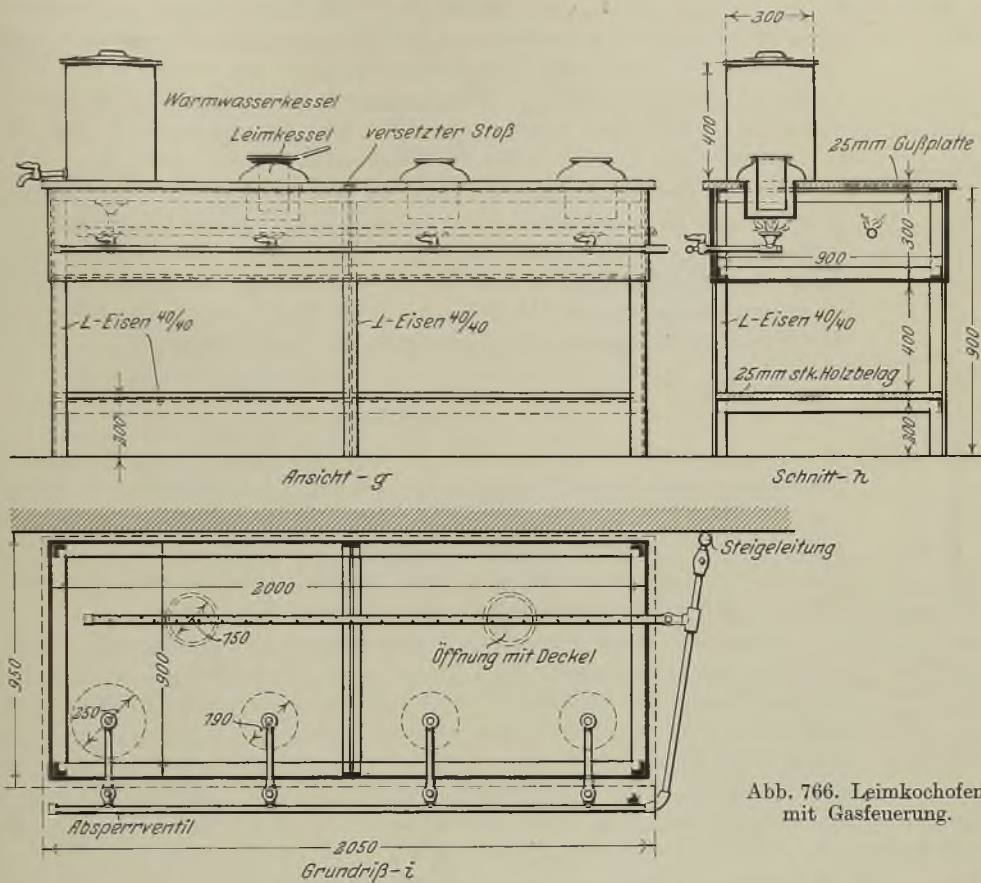


Abb. 766. Leimkochen mit Gasfeuerung.

heiß, nicht zu dünn oder zu dick, gleichmäßig und schnell auf die zu verleimenden Flächen aufgestrichen werden. Mit Vorteil werden die Holzteile kurz vor der Verleimung erwärmt, man findet daher Leimkocher in Verbindung mit eisernen, bearbeiteten Wärmeplatten (vgl. Abb. 766 u. 767). Größere Holzflächen werden kurz vor der Verleimung mit dem Zahnhebel (s. S. 699) bearbeitet, um eine gleichmäßige, feste Verbindung zu erreichen. Die verleimten Holzstücke werden mit Holzzwingen oder Stahlklammern, als schnellem Ersatz für Schraubenzwingen, zusammengehalten, bis die Erhärtung des Leims eingetreten ist. Hölzer, die poröses Gefüge zeigen, auch Hirn- oder Kopfholz, saugen den Leim stark auf; es empfiehlt sich daher, solche Hölzer vor der endgültigen Verleimung mit Leimwasser zu bestreichen oder in eine Leimtränke einzutauchen. Danach erst erfolgt nach kurzer Zeit in bekannter Weise die Verleimung.

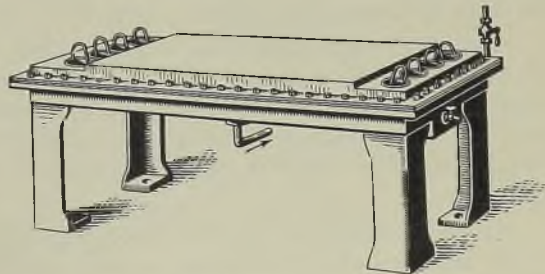


Abb. 767. Dampf-Wärmeplatte.

In der Praxis prüft man eine gute Verleimung bzw. die Güte des Leimes, indem man an mehreren Holzstückchen Verleimungen mit mehr und weniger Wasserzusatz ausführt.

Nach kurzer Trockenzeit werden die Leimfugen durch Eintreiben von Stechseisen auseinandergetrieben. Ist der Widerstand beim Auseinandersprengen der Leimfugen groß und reißt die Leimfuge faserig im Holz ab, so war die Verleimung gut.

Weniger bekannt ist die Schaumprobe¹⁾. Eine 5 g Leim auf 50 ccm Wasser enthaltende Leimlösung bringt man in einen graduierten 100 cm³-Zylinder und läßt diesen eine halbe Stunde in einem auf 50° C gehaltenen Wasserbade stehen; dann schüttelt man eine Minute kräftig, setzt ihn wieder in das Wasserbad und liest die Höhe der Schaumschicht ab, sobald der Meniskus der darunter befindlichen Lösung die Höhe von 45 cm³ erreicht hat. Leim, der weniger als 25 cm³ Schaum liefert, gilt als sehr gut.

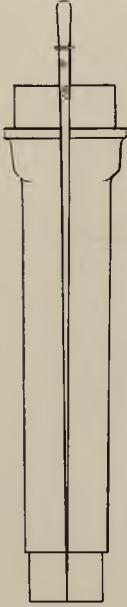


Abb. 768.
Spalten eines
zusammen-
geleimten
Modells.

Zwei- oder mehrteilige Modelle werden häufig vorläufig zusammengeleimt, um nach erfolgter Bearbeitung, z. B. auf der Drehbank, wieder getrennt zu werden. Man fügt in diesem Falle zwischen die zu verleimenden Flächen Papier, das nach dem Erhärten des Leims ein leichtes Auseinanderspalten des Modells in seine Teile durch Eintreiben eines Meißels oder Stemmeisens ermöglicht (vgl. Abb. 768).

Modellack.

Der Modellack hat den Zweck, die Oberfläche von Modellen und Kernkasten mit glatten Überzügen zu versehen und dadurch ein Anhaften von Sandteilchen, was beim Formen leicht eintreten kann, zu verhüten. Ungestrichene Modelle würden außerdem beim Abformen in Sand oder Masse Feuchtigkeit aufnehmen und dadurch quellen und sich werfen. Ferner schwinden ungestrichene Modelle mit der Zeit.

Modellacke sind Auflösungen von Harzen in Spiritus. In der Regel werden diesen Lösungen noch gelbe, rote, grüne, blaue, schwarze und andere Farbstoffe zugesetzt. Die Spirituslacke trocknen sehr schnell (schon in 1–2 Stunden) und bilden nach dem Aufstrich eine harte, glatte Schicht, die durch geringe Wärme nicht weich werden darf. Wird der Anstrich dünn und schnell aufgetragen, so verflüchtigt sich das

Lösungsmittel sehr rasch, und das Harz bildet dann als Rückstand die glänzende, glatte Schicht.

Sehr guten Modellack erhält man durch Auflösen von 1 Teil Schellack in 4 bis 5 Teilen Weingeist. Ein solcher Lack gibt einen hervorragenden Glanz, trocknet schnell und ist sehr haltbar. An Stelle von Schellack wird auch Sandarak benutzt. Folgende Lösung gibt einen vorzüglichen Modellack: 4 Teile Sandarak, 3 Teile gelbes, 2 Teile rotes Akkaroidharz, 13 Teile Alkohol, $\frac{1}{2}$ Teil Palembang-Benzoe. Häufig beziehen aber die Tischlereien fertigen, hellen, durchsichtigen Modellack, der dann, wie schon erwähnt, mit verschiedenen Farbstoffen gemischt wird.

Bevor Modelle gestrichen werden, wird ihre Oberfläche mit Glaspapier sorgfältig geschliffen. Sodann erfolgt der erste Aufstrich, nach dem Stift- oder Schraubenschliff mit Kitt (Stockfarbe) oder Spachtel geflickt werden. Das Modell wird nochmals mit Glaspapier abgeschliffen und erhält dann den zweiten und letzten Anstrich. Das Lackieren erfolgt in besonderen, von der Tischlerei abgetrennten, staubfreien Räumen.

Die Anstrichfarben und die Beschriftung für Modelle und Zubehör sind vom „Gina“, Fachnormenausschuß für Gießereiwesen, entsprechend dem in Tafel 122 wiedergegebenen Normenblatt DIN 1511, Bl. 1, vorgeschrieben und in fast allen deutschen Modelltischlereien in Anwendung²⁾.

¹⁾ Näheres siehe Posts Chemisch-Technische Analyse, 3. Aufl. Bd. 2, H. 3 (1908), S. 859.

²⁾ Zu diesem Normenblatt sind noch einige Ergänzungen vorgeschlagen, die nicht mehr berücksichtigt werden konnten.

Tafel 122. Deutsche Industrie-Normen.

Modelle und Zubehör

Anstrich und Beschriftung

Gießereiwesen

DIN

1511

Blatt 1

Anstrich

Anwendung	Gußeisen	Temperguß Stahlguß	Nichteisen- Metallguß
unbearbeitet bleibende Flächen am Modell und im Kernkasten	Grundfarbe rot	Grundfarbe blau	farblos (z. B. Schellack)
zu bearbeitende Flächen	gelb gestrichen (nur bei Einzelflächen) oder gelb gestreift ¹⁾ bzw. Tupfen		
Sitzstellen loser Modellteile (Ansteckteile) am Modell oder im Kernkasten sowie für Schrauben für Ansteckteile ²⁾	schwarz umrandet (gegebenenfalls die von losen Modellteilen bedeckten Flächen grün)		
Stellen für Abschreckplatten und Marken für einzulegende Dorne mit Angabe des Halbmessers	blau	rot	blau
Kernmarken ³⁾	schwarz		
auszuführende Hohlkehlen	gegebenenfalls schwarz gestrichelt umrandet mit Angabe des Halbmessers		
verlorene Köpfe oder Aufgüsse und verstärkte Bearbeitungszugaben	schwarze Streifen an der Grenze des Kopfes und entsprechende Beschriftung		
Dämmleisten oder Versteifungen und abdämmende Teile am Modell ⁴⁾	Grundfarbe der Modelle mit gekreuzten schwarzen Strichen		
Lage des Kerns auf der Teilfläche der Modelle	schwarz		

¹⁾ Die gelben Streifen müssen schmaler sein als die zwischen ihnen verbleibenden Streifen der Grundfarben.

²⁾ Erforderlichenfalls müssen lose Teile (Ansteckteile) durch gleiche Strichzahl gekennzeichnet werden.

³⁾ Sind an einem Modell mehrere gleiche Kernmarken vorhanden, so sind die zugehörigen Kerne gegen Verwechslung zu sichern. Gegebenenfalls ist der Gießerei die Zeichnung des Gußstückes zu übermitteln.

⁴⁾ Bei großen Modellen kann der Anstrich der Dämmleisten, Versteifungen oder der abdämmenden Teile fortfallen.

Beschriftung

Die Schrift auf Modellen, Modellteilen, Kernkasten und Schablonen (Ziehbretter) wird schwarz ausgeführt. Bei den Schablonen sind die Ziehkanten in der betreffenden Grundfarbe, also sinngemäß den Modellen, zu streichen. Soll das Modellzeichen angegossen werden, dann sind Modellzeichen aus Metall anzubringen. Zulässig ist auch die in das Metall eingeschnittene Blockschrift.

Durch schwarze Beschriftung werden ferner angegeben:

- Angaben über verlorene Köpfe usw. sowie in Sonderfällen Flächen, die bearbeitet werden sollen. Diese können auf Wunsch auch mit dem gleichen Bearbeitungszeichen der Werkstattzeichnung gekennzeichnet werden (siehe DIN 140, Blatt 1). Die gleichen Kennzeichen gelten auch für zu bearbeitende Löcher, die im Kernkasten erkennbar sind.
- Nummer des Modells (bei zwei und mehr Teilen auf jedem Stück), Anzahl der Kernkasten, Schablonen (Ziehbretter) und abnehmbaren Teile auf Modellen oder Schablonen.

Beispiel Nr. 123 (Lagerfuß, zweiteilig)

3 K (Kernkasten)

2 S (Schablonen)

5 A (abnehmbare Teile [Ansteckteile] am Modell).

- Der Probedruck in Atmosphären, mit dem Hohlgußstücke abzupressen sind, z. B. 16 at.

Die Werkzeuge und Vorrichtungen für die Holzbearbeitung¹⁾.

Die Hobelbank.

Allgemein gibt man der Hobelbank nach Abb. 769 aus geöltem Rotbuchenholz mit französischer Vorderzange (a) ausgerüstet und weißbuchener oder eiserner Spindel



Abb. 769. Hobelbank mit französischer Vorderzange.

den Vorzug gegenüber einer, die deutsche Vorderzange (b in Abb. 770) besitzt. Der Vorzug der französischen Vorderzange besteht darin, daß sich die Arbeitstücke, namentlich



Abb. 770. Hobelbank mit deutscher Vorderzange.

lange Bretter, schneller und fester einspannen lassen als mittels Bankeisen (s. Abb. 771) und Bedienung der Hinterzange (e). Das Vorderblatt (d) besitzt am Rande eine Reihe quadratischer Öffnungen zur Aufnahme von Bankeisen. Ebenso ist das prismatische Hauptstück der Hinterzange mit gleichen Öffnungen versehen. Sollen Bretter, die länger als die Hobelbank sind, in die Vorderzange gespannt werden, so bedient man sich des Steh- oder Bankknechtes (Abb. 772). In einem solchen Falle wird das eine Ende in der Vorderzange gehalten, während das andere durch den Bankknecht unterstützt und festgehalten wird.



Abb. 771. Bankeisen.

¹⁾ Die in den Abb. 769—863 wiedergegebenen Werkzeuge u. dgl. werden von Schuchardt und Schütte A.G. in Berlin C 2, Spandauerstr. 28—29 geliefert.

In Abb. 771 ist ein gewöhnliches Bankeisen mit Seitenfeder wiedergegeben. Für die Behobelung und sonstige Bearbeitung feiner, dünner Holzstücke eignet sich zum Festspannen das in Abb. 773 ersichtliche Bankeisen. Diese Vorrichtung wird im Vorderblatt der Hobelbank in der Nähe der Vorderzange eingelassen.



Abb. 772. Bankknecht.

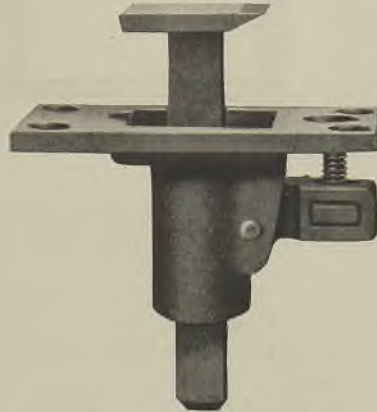


Abb. 773. Bankeisen für dünne Holzstücke.

Schraubstöcke.

Schnellspannende Schraubstöcke nach Abb. 774 bieten besondere Vorteile. Die bewegliche Backe läßt sich auf der Führungstange leicht verschieben. Durch Anziehen des Hebels erfolgt die Feststellung.

Abb. 775 zeigt einen Universal-Schraubstock. Der Vorteil dieses Schraubstockes besteht darin, daß er nach allen Richtungen drehbar ist und in jedem Winkel eingestellt werden kann. Somit können gerade, runde, konische und unregelmäßig geformte Stücke eingespannt werden.



Abb. 774. Schnellspannender Schraubstock.

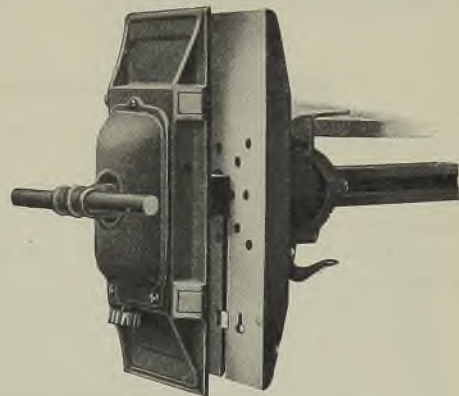


Abb. 775. Universal-Schraubstock.

Sägen.

Bei der Bearbeitung des Holzes benötigt der Modellschreiner zuerst eine Säge, um das Holz abzukürzen, die Kanten zu beschneiden, kurz, das Stück Holz, so wie es gebraucht wird, auf Maß zu schneiden. Für die Abkürzung des Holzes wird die gewöhnliche Spansäge (Abb. 776) benutzt. Die Sägearme a und b sind aus Rot- oder Weißbuchen gearbeitet. Die Blattlänge beträgt 500—900 mm; das Sägeblatt besitzt normale Breite von 35—45 mm und gewöhnliche Zähne, die einfach geschränkt sind. Zum Beschneiden der Holzkanten wird eine längere, die sogenannte Faustsäge, angewandt.

Für feine Schnitte verwendet man die Absatzsäge mit ganz feinen Zähnen und für den gleichen Zweck, um krumme und gebogene Holzstücke auszuschneiden, die Schweifsäge (Abb. 777). Die Blätter der Schweifsägen haben Breiten von 4–20 mm.

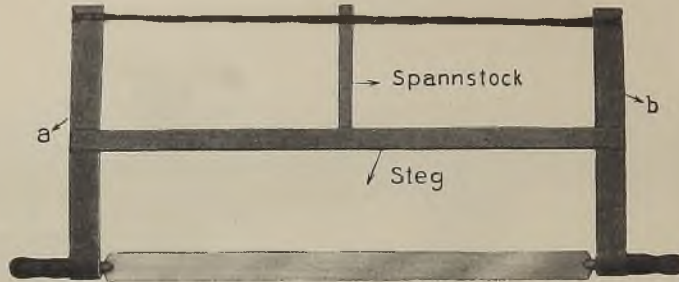


Abb. 776. Spannsäge.

Ferner werden noch die Rückensäge oder Fuchsschwanz (Abb. 778) und Stichsäge (Abb. 779) benutzt. Letztere wird zum Ausschneiden runder Löcher aus einem vollen Holz gebraucht.

Für größere Modelle, die hohl zusammen gebaut werden, wendet man das „Zinken“ an. Solche Modelle sind in ihrem Zusammenhalt widerstandsfähiger als genagelte Modelle.

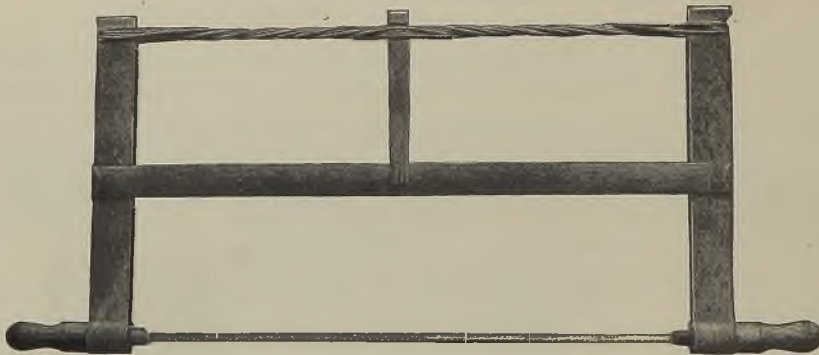


Abb. 777. Schweifsäge.

Zum „Zinken“ wird die Winkel- oder Zinkensäge (Abb. 780) benutzt. Wenn mit der Handsäge die üblichen Schnitte für die Zinken oder Schwalben gemacht sind, so führt man das vordere Ende (in Abb. 780 links) der Zinkensäge in den Holzschnitt. Da die Zähne der Zinkensäge erst etwas vom Ende derselben entfernt ganz klein anfangen



Abb. 778. Rückensäge (Fuchsschwanz).

und rechtwinklig zum vorderen Ende stehen, so wird die Säge je nach Lage der Ausschnitte nach rechts oder links vom Holzschnitt durchgedrückt, wodurch die Zinken oder Schwalben ausgeschnitten werden. Das bisherige lästige und zeitraubende Ausstemmen der Zinken fällt so fort.

Wenn der Schreiner eine neue Säge anschafft, so ist es zweckmäßig, nur das Sägeblatt und die Sägenarme (Abb. 781) mit Knöpfen zu kaufen. Den Steg und

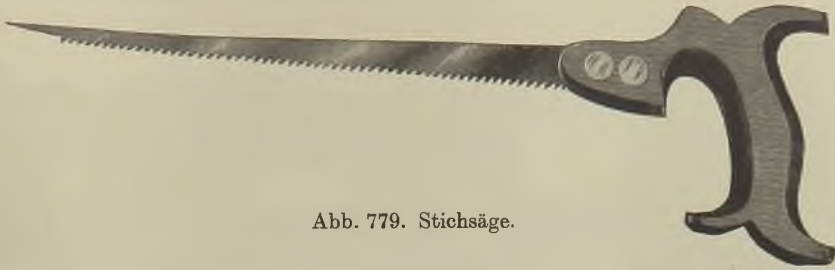


Abb. 779. Stichsäge.

Spannstock (Abb. 776) fertigt er selbst an. Zum Spannen wird die übliche Sägenschnur benutzt. Zuweilen kommt es vor, daß eine Sägeangel (Abb. 782) abbricht, auch sind



Abb. 780. Winkel- oder Zinkensäge.

die Sägeblätter nach längerem Gebrauch schon über die halbe Blattbreite ausgefeilt, so daß die Säge nicht mehr spannt. In solchen Fällen glüht man das Sägeblatt an den Enden aus und schlägt neue Spannlöcher hindurch. Danach werden neue Sägeangeln angeschraubt, und die Säge spannt sich wieder wie eine neue.

Zum Schneiden von Gehrungen bedient man sich der Gehrungssägen (Abb. 783). Diese Sägen sind derart genau gebaut, daß die Schnitte, ohne

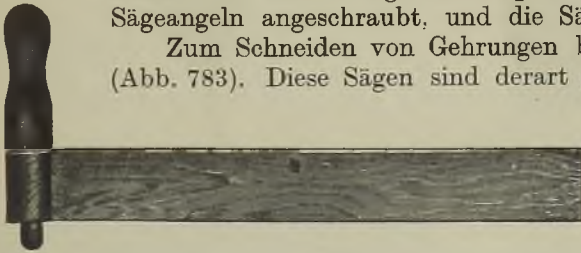


Abb. 781. Sägenarme.



Abb. 782. Sägeangeln.

zu bestoßen, zusammengeleimt werden können. Die Säge bedarf einer besonders guten Behandlung, das Schränken und Schärfen ist mit größter Sorgfalt auszuführen, sonst erfüllt die Säge bald nicht mehr ihren Zweck. Macht der Schnitt ein Bestoßen notwendig, so benutzt man in kleineren Modellschreinerien die Gehrungstoßlade (Abbildung 784). Dieselbe ist mit eiserner Gewindespindel versehen, so daß das Spannen des Arbeitstückes schnell auszuführen ist.

Auf die Behandlung der Sägeblätter ist stets größte Sorgfalt zu verwenden. Um Bandsägen zu schränken und zu feilen, empfiehlt es sich, hierfür Feil- und Schränkmaschinen nach Abb. 785 anzuwenden, da alle bisher üblichen

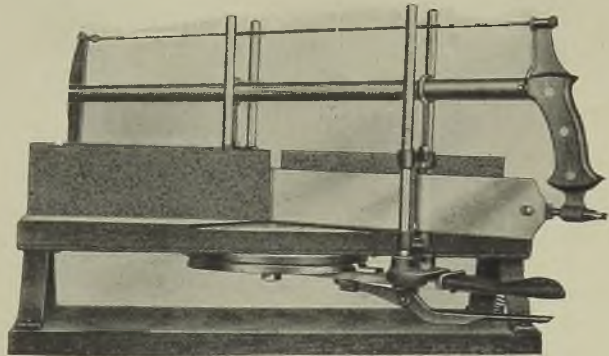


Abb. 783. Gehrungsschneidlade.

Handarbeiten unzuverlässig und ungenau sind. Diese Maschine wird an der Wand oder an einem Pfosten befestigt. Das Eingreifen und Ausheben der Feile geschieht seitlich, die Sägezähne können daher nicht beschädigt werden. Die Feile schiebt den zu

schärfenden Zahn selbst in die erforderliche Lage. Der Feilendruck ist bequem einzustellen. Da der Vorschub selbst bei ungleichmäßiger Zahnung der Säge unbedingt

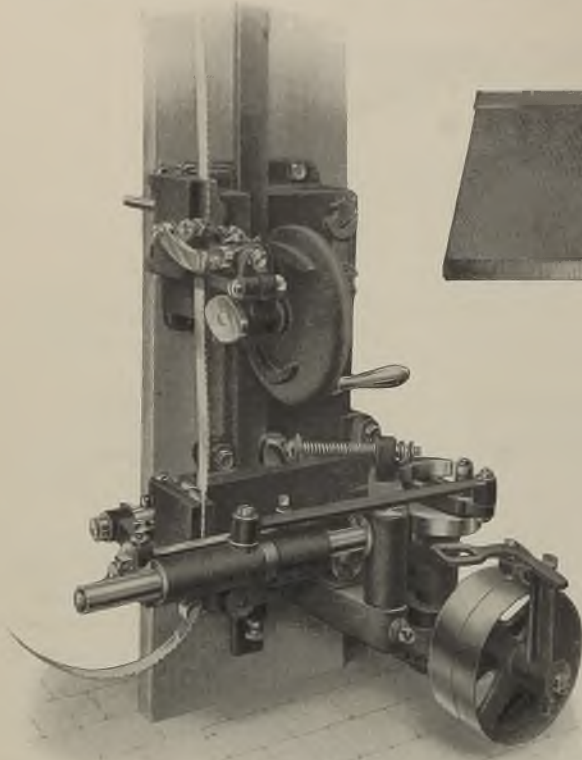


Abb. 785. Bandsägen-Feil- und Schränkmaschine.

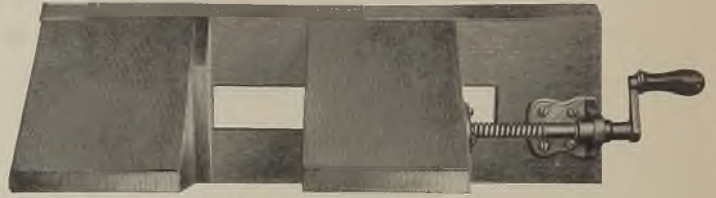


Abb. 784. Gehrungstoßblade.



Abb. 786. Sägenfeilkuppe.

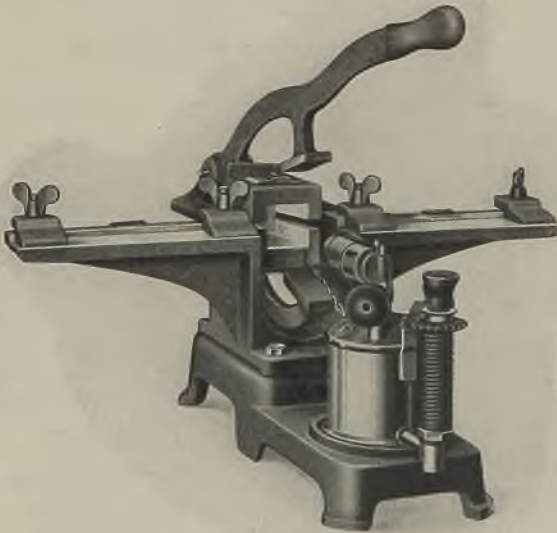


Abb. 787. Bandsägen-Lötvorrichtung.



Abb. 788. Kluppe.

sicher wirkt, so ist ein Verfeilen der Zähne ausgeschlossen. Beim Arbeiten wird das Sägeblatt über eine Führungsrolle geleitet, die an dem oberen senkrechten Arm der Maschine angebracht ist.

Eine Sägenfeilkuppe für Hand- und Bandsägen zeigt Abb. 786. Sie ist wegen leichter Bauart mit Hebel und Exzenter zu empfehlen.

Eine Bandsägen-Lötvorrichtung zeigt Abb. 787. Diese Vorrichtung hat den Vorteil vor allen anderen, daß nach dem Erhitzen der Lötstelle durch Herunterdrücken



Abb. 789. Dreikantige Sägenfeile.



Abb. 790. Dreikantige Bandsägenfeile.



Abb. 791. Bandsägenfeile.

des Hebels der Ofen selbsttätig sich zurückstellt. Gleichzeitig hebt sich der untere Hebel und die Lötstelle wird zwischen den Platten beider Hebel zusammengedrückt. Eine Zange ist dabei nicht erforderlich. Zum Abschrägen der Lötstellen an den Bandsägeblättern und zum Sauberfeilen nach dem Löten wird eine Kluppe (Abbildung 788) benutzt, die in jeder Schreinerei unentbehrlich ist.

Für das Schärfen der Sägen werden gewöhnlich Sägenfeilen mit scharfen Ecken (Abb. 789) und für



Abb. 792. Schränkeisen.

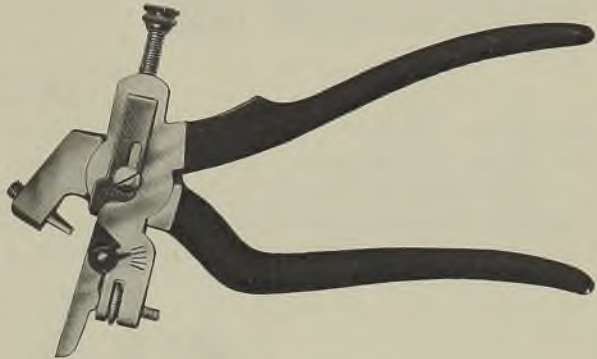


Abb. 793. Schränkzange.

Bandsägen solche mit abgerundeten Ecken (Abb. 790), dagegen werden für Bandsägen, die auf Bandsägefeilmaschinen geschärft werden, Feilen nach Abb. 791 angewandt.

Zum Schränken der Sägen bedient man sich eines Schränkeisens (Abb. 792), besser und genauer schränkt man mit einer Schränkzange (Abb. 793). Diese Zange ist so verstellbar, daß man sie für Hand-, Gatter-, Kreis- und Bandsägen anwenden kann.

Hobel.

Nach dem Schneiden wird das Holz auf die Hobelbank gespannt, um je nach Bedürfnis gehobelt zu werden. Sind keine Abricht- und Dickenhobelmaschinen (s. S. 709) vorhanden und ist das Holz sehr verzogen und krumm, so gebraucht man zuerst den Schropphobel (Abb. 794). Dieser Hobel aus Weißbuchen ist schmal und das Hobeisen ist etwas rund geschliffen, so daß man einen dickeren Span erzeugen kann und die Hobelarbeit schneller vorangeht. Nach dem Schropphobel wird der Schlichthobel (Abb. 795) oder auch der Doppelhobel (Abb. 796) angewandt. Der Schlichthobel hat ein einfaches Eisen, weshalb das Holz leicht ausreißt. In Mittel- und Süddeutschland kennt man den Schlichthobel wenig. Der Doppelhobel hat ein Eisen mit einem Schlitz, durch diesen schiebt sich eine Schraube, die in eine Klappe eingeschraubt ist. Die Klappe kann je nach grober oder feiner Hobelung eingestellt werden.

Ist die Arbeit mit dem Schlicht- oder Doppelhobel beendet, so wird mit der Raubank gehobelt. Diese ist ein etwa 600 mm langer Hobel, ebenfalls mit einem Doppelseisen versehen (s. Abb. 797 u. 798). Mit diesem Hobel werden ganz gerade Flächen erzielt, besonders an Holzstücken, die verleimt werden sollen. Danach wird der Putzhobel



Abb. 794. Schrophhobel.



Abb. 795. Schlichthobel.

(Abb. 799 u. 800) angesetzt. Dieser ist etwas kürzer als der Doppelhobel, die Öffnung bzw. der Spalt, durch die der Span durchgeht, wird äußerst klein eingestellt. Die Klappe auf dem Eisen wird fast ganz an die Schneide geschoben. Außer der Erzielung eines feinen Spanes wird hierdurch ein Ausreißen des Holzes vermieden. Mit dem Putzhobel ist es möglich, sehr saubere, zum Polieren geeignete Holzflächen herzurichten.



Abb. 796. Doppelhobel.

Sind zwei Holzflächen mit der Raubank abgerichtet und sollen beide Flächen verleimt werden, so wird kurz vor der Verleimung der Zahnhobel (Abb. 801) benutzt. Dieser Hobel hat ein Eisen, das vorne gezahnt ist. Durch das Anschleifen der Faser kommen an die Schneide lauter kleine Zähne, die das Holz aufrauen, auch zugleich kleine Unebenheiten wegnehmen und hierdurch dem Leim die Möglichkeit geben, sich besser mit dem Holz zu verbinden. Er findet besonders für harte Hölzer Anwendung.

Außer den genannten Hobeln wird in Modellschreinereien noch der Falzhobel (Abb. 802) benutzt. Dieser ist besonders praktisch, weil er eine Seiten- und Tiefstellung aus Messing besitzt und mit einem Vorschneider versehen ist, der den Zweck hat, beim



Abb. 797. Raubank.

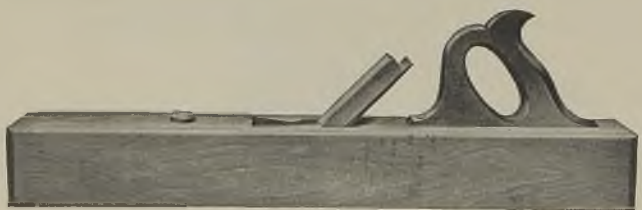


Abb. 798. Raubank.

Falzen von Querholz vor dem Hobeisen einen scharfen, tiefen Riß zu machen, damit das Eisen das Holz in der Faserrichtung nicht ausreißt.

Der Simshobel dient zum Nachhobeln des Falzes, weil man selten mit dem Falzhobel den Falz sofort genau bekommt. Man unterscheidet einfache (Abb. 803 u. 804) und doppelte Simshobel (Abb. 805). Der doppelte Simshobel hat vorne ein loses Stück, das in einer Führung steckt und durch eine Flügelschraube festgehalten wird. Hierdurch ist es möglich, das Eisen zu verstellen und auszuwechseln. Dies ge-

schieht, um das Eisen zu schärfen. Mit dem doppelten Simshobel erhält man einen viel saubereren Falz als mit dem einfachen.

Ein weiterer Hobel, der Nuthobel (Abb. 806) wird ebenfalls viel benutzt. Er hat eine Seitenstellung, die durch Schrauben, und eine Tiefstellung, die durch eine Flügelmutter bewirkt wird. Zu diesem Hobel kann man beliebige Nuteisen in Breiten von 2–14 mm verwenden, je nachdem eine Nute ausgehobelt werden soll. Falls die Nute



Abb. 799. Putzhobel.



Abb. 800. Putzhobel.

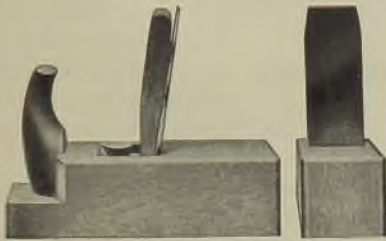


Abb. 801. Zahnobel.

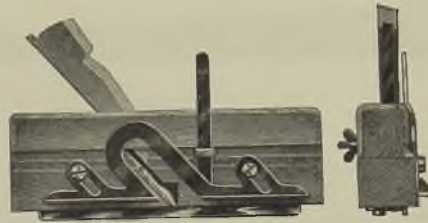


Abb. 802. Falzhobel.



Abb. 803. Simshobel.

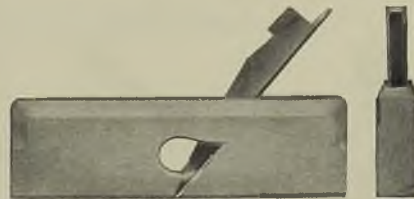


Abb. 804. Simshobel.

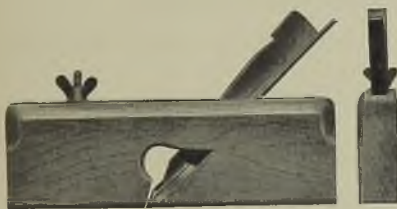


Abb. 805. Doppelter Simshobel.

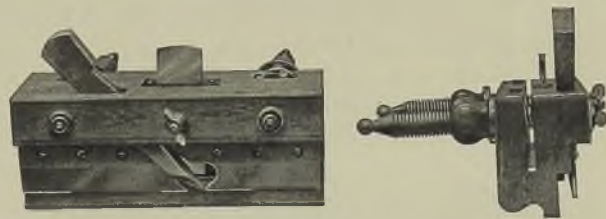


Abb. 806. Nuthobel.



Abb. 807. Wangenobel.



Abb. 808. Hobeisen für Wangenobel.

nicht passend ausfällt, so verwendet man den Wangenhobel (Abb. 807), der eine dünne Eisensole besitzt, welche an beiden Seiten des Hobels je 10 mm vorsteht. Ebenso ist das Hobeisen an beiden Seiten mit einem Ansatz versehen, wie Abb. 808 zeigt. Dieser



Abb. 809. Grundhobel.

Abb. 810. Hobeisen für Grundhobel.

Hobel wird mit dem einen Seitenvorsprung in die Nute eingeführt, worauf nach Belieben die Nute größer gehobelt werden kann.

Um Holzvertiefungen bis auf den Grund sauber und glatt auszuführen, dient der Grundhobel. Dieser ist, wie Abb. 809 zeigt, aus einem Stück gearbeitet. Das Hobeisen ist fast im Winkel geschmiedet (Abb. 810) und wird von einer

Flügelschraube festgehalten. Die große Aussparung des Hobels dient zum Entfernen der Späne, die sich sonst im engeren Hobel festsetzen würden.

Ein weiterer vielgebrauchter Hobel ist der Schifferhobel. Abb. 811 zeigt ihn aus Holz und Abb. 812 aus Eisen. Letzterer ist dem ersteren vorzuziehen, weil er in jeder Lage durch An- oder

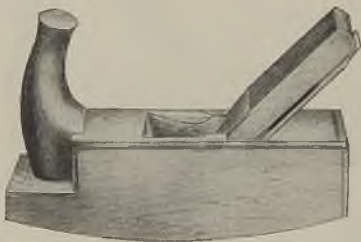


Abb. 811. Schifferhobel aus Holz.

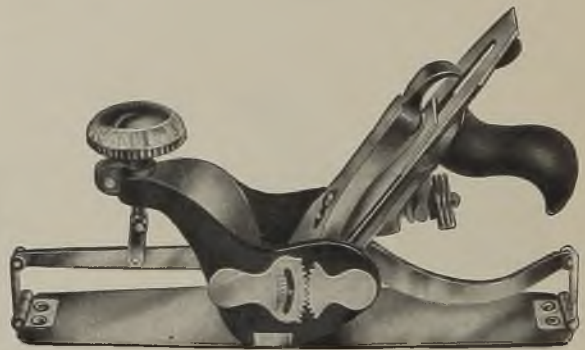


Abb. 812. Eiserner Schifferhobel.

Abziehen der in der Abbildung links sichtbaren Schraube sich verstellen läßt. Man kann damit konkave, konvexe und gerade geformte Hölzer hobeln.

Für krumme und runde Modelle, denen man mit den erwähnten Hobeln nicht bekommen kann, gebraucht man den Schabhobel. Abb. 813 zeigt die



Abb. 813. Schabhobel.

wohl am meisten gebräuchliche Ausführung. Infolge der kurzen und etwas gewölbten Sohle kann man damit in allen Stellungen arbeiten; die Arbeit kann rascher als mit Raspen und Feilen ausgeführt werden.

Andere Hobel, die für Sonderzwecke Verwendung finden, sollen hier nicht beschrieben werden.

Beitel, Bildhauereisen und Feilen.

An Beitel werden hauptsächlich Stech- und Hohlbeitel verwendet. Stechbeitel mit abgeschrägten Kanten (Abb. 814) sind die besten, mit ihnen können die schärfsten Ecken im Holz erzeugt werden. Der gangbarste Hohlbeitel ist der in Abb. 815 wieder-gegebene.

Ferner sind die Bildhauereisen (Abb. 816—819) in der Modellschreinerei von großem Vorteil, weil man mit ihnen in allen Krümmungen arbeiten kann, wo sonst



Abb. 814. Stechbeitel mit abgeschrägten Kanten.



Abb. 815. Verstärkter Hohlbeitel.



Abb. 816.



Abb. 817.

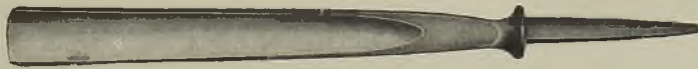


Abb. 818.



Abb. 819.

Abb. 816—819. Bildhauereisen.



Abb. 820.



Abb. 821.



Abb. 822.



Abb. 823.

Abb. 820—823. Bildhauerfeilen.

gerade Hohlbeitel versagen. Ebenso sind auch die Bildhauerfeilen (Abb. 820—823) von Nutzen, besonders bei kleineren Modellen sind sie unentbehrlich.

An Feilen sind die gangbarsten Sorten: Flachstumpf-, Halbrund- (Abb. 824), Rund- (Abb. 825) und Kabinettfeilen (Abb. 826). Sehr zu empfehlen sind Feilen-

bürsten, da sich die Feilen durch Leim und Lack leicht zusetzen und durch Reinigung mittels Reißnadel oder Ausbrennen mit Spiritus an Schärfe verlieren.



Abb. 824. Halbrunde Feile.

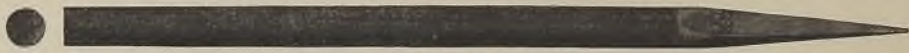


Abb. 825. Runde Feile.



Abb. 826. Kabinettfeile.

Bohrer.

Am gebräuchlichsten sind Bohrwinden, und man gibt solchen mit einem Zweibackenfutter (Abb. 827) den Vorzug. In diese kann jeder Bohrer schnell und sicher eingespannt werden, indem das Futter zurückgeschraubt und damit der Bohrer fest eingeklemmt



Abb. 827. Bohrwinde.



Abb. 828. Bohrwinde mit Knarre.



Abb. 829. Schneckenbohrer.



Abb. 830. Löffelbohrer.



Abb. 831. Schüttenbohrer.

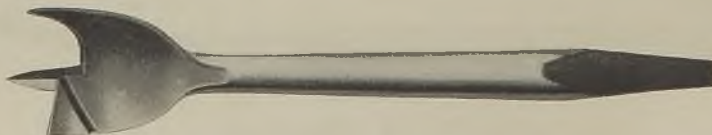


Abb. 832. Zentrumborner.

wird. Falls man in einer Ecke zu bohren hat und die Bohrwinde nicht ganz herum drehen kann, bedient man sich einer Bohrwinde mit Knarre (Abb. 828). Letztere ist verstellbar, so daß man sie links oder rechts drehen kann.

Die gangbarsten Bohrer sind: Schneckenbohrer (Abb. 829), Löffelbohrer (Abb. 830), Schüttenbohrer (Abb. 831), Zentrumborher (Abb. 832), Schlangenbohrer (Abb. 833) und Forstnerbohrer (Abb. 834). Letztere zeichnen sich durch große Genauigkeit und durch sehr sauberes Bohren aus. Nagelbohrer (Abb. 835) werden



Abb. 833. Schlangenbohrer.



Abb. 834. Forstnerbohrer.

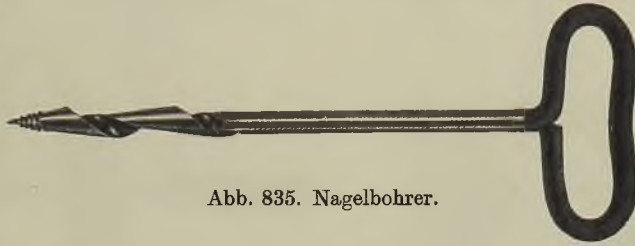


Abb. 835. Nagelbohrer.



Abb. 836. Versenker.

zum Vorbohren für Holzschrauben namentlich da, wo man mit der Bohrwinde nicht hinkommen kann, benutzt.

Zum Aufreiben der Schraubenlöcher, besonders für den Schraubenkopf, wird der Versenker oder Krauskopfbohrer (Abb. 836) angewandt, er ist für harte Hölzer unentbehrlich.

Schraubenzwingen.

Die Schraubenzwingen dienen dazu, mehrere Holzteile beim Verleimen zusammen zu halten. Auch für Spannzwecke finden sie Verwendung. Zwingen aus Holz sind an

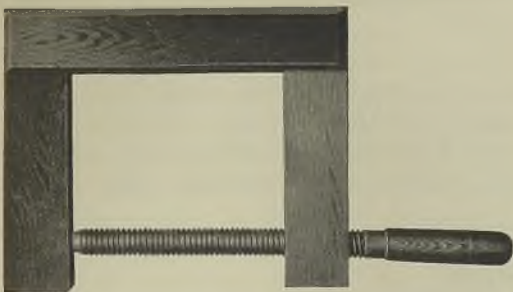


Abb. 837. Hölzerne Schraubenzwinge.

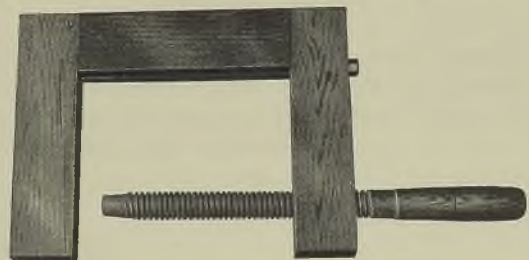


Abb. 838. Hölzerne Schraubenzwinge.

beiden Enden geschlitzt und verleimt (Abb. 837) oder mit einem eisernen Schraubenbolzen versehen, der die Zwinge, wie in Abb. 838 ersichtlich, zusammenhält. Diese Zwingen

haben den Nachteil, daß beim Spannen dicker Hölzer der Schraubenbolzen ganz herausgeschraubt werden muß um die Zwingen über das Holz zu bekommen. Praktischer sind eiserne Schraubenzwingen (Abb. 839). Der eine Schenkel ist verschiebbar und hat eine kürzere Spindel.

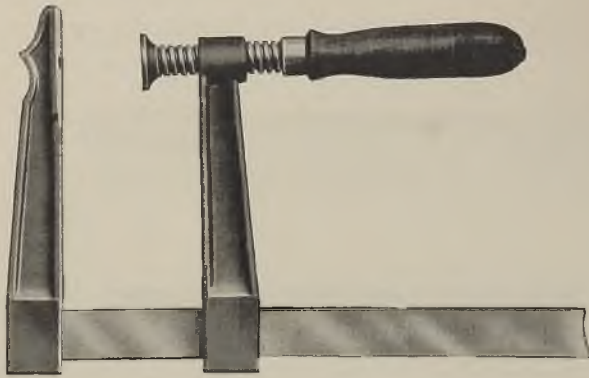


Abb. 839. Eiserne Schraubenzwinde.

Zum Verleimen von Kanten, Gehungen oder schrägen Flächen ist die Kantenzwinde (Abb. 840) zu empfehlen.

Zum Einspannen nicht parallel gearbeiteter Hölzer eignet sich die hölzerne Schraubenzwinde mit zwei eisernen Spindeln (Abb. 841). Die Spindeln sind mit doppelgängigem Rechts- und Linksgewinde versehen und können in beliebige Stellungen geschraubt werden.

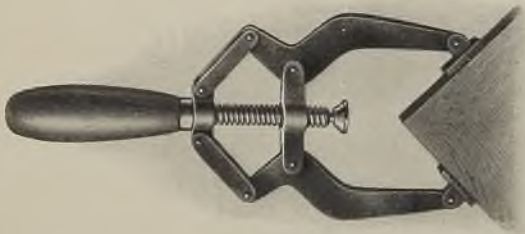


Abb. 840. Kantenzwinde.



Abb. 841. Schraubenzwinde mit zwei eisernen Spindeln.

Hammer, Kneifzange und Nageltreiber.

Der Modellschreiner benutzt den gewöhnlichen Hammer mit schlanker Nase (Abb. 842). Er ist gut zu gebrauchen beim Einschlagen kleiner Nägel und verhütet, daß der Schreiner sich dabei auf die Finger schlägt. Die Kneifzange dient zum Aus-

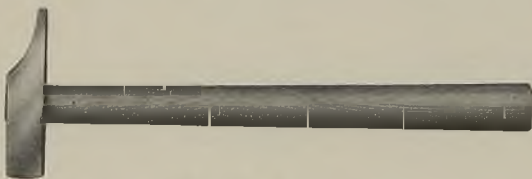


Abb. 842. Hammer.



Abb. 843. Nageltreiber.



Abb. 844. Nageltreiber.

ziehen krumm geschlagener Nägel aus dem Arbeitsstück. Nageltreiber (Abb. 843 u. 844) dienen zum Versenken der Schreiner Nägel und werden für Größen von 1—4 mm bezogen.

Zum Fest- und Losschrauben der Klappe auf dem Hobeisen wird ein Schraubenzieher benutzt. Derselbe läßt sich gewöhnlich, weil er zum Umstecken eingerichtet ist, auch in Bohrwinden verwenden.

Schleifsteine.

Zum Schleifen von Hobeisen, Stecheisen u. a. dienen Schleifsteine mit Kraft- und Handantrieb (Abb. 845 u. 846).

Auch Handschleifmaschinen, die bequem an der Werkbank zu befestigen sind, werden angetroffen.

Nach dem Schleifen werden die geschliffenen Werkzeuge abgezogen. Hierzu werden die belgischen Brocken (Abb. 847) oder die sog. Washita-Ölsteine (Abb. 848 u. 849)

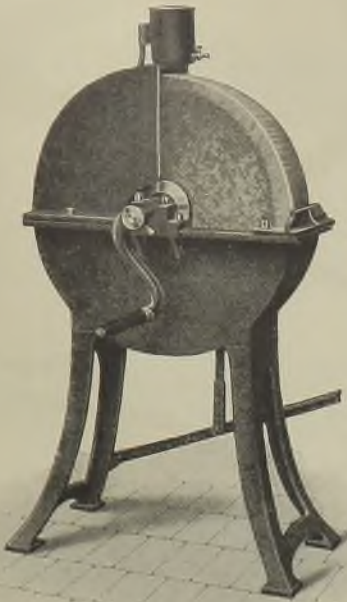


Abb. 845. Schleifstein für Handantrieb.

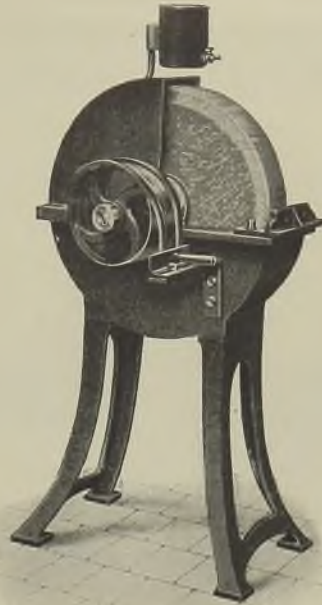


Abb. 846. Schleifstein für Kraftantrieb.

verwendet. Zum Schleifen des Holzes wird Granatpapier benutzt, das sich durch große Schärfe und Haltbarkeit auszeichnet.



Abb. 847. Belgische Brocken.



Abb. 848. Ölstein.



Abb. 849. Ölstein.

Meßwerkzeuge.

Als Meßwerkzeuge dienen Spitzzirkel (Abb. 850), Stangenzirkel (Abb. 851) mit Stahlspitze und durchgehender Holzstange oder Stahlrohr, Außentaster (Abb. 852 u. 853), Innentaster (Abb. 854), sowie Federzirkel mit Schraube und Flügelmutter.

Um Holzstücke auf Breite und Dicke zu hobeln, werden zum Anreißen das Streifmaß (Abb. 855) und das Stellmaß (Abb. 856) benutzt.

Ferner sind Winkel zu den Meßwerkzeugen zu zählen. Die Abb. 857–859 zeigen verschiedene in Holz und Eisen gefertigte Winkel. Die größeren Winkel sind allgemein aus Holz gearbeitet, wie in Abb. 858 zu ersehen, dagegen sind für kleinere Winkel solche aus Holz und Eisen beliebter. Eiserne Winkel sind stets den hölzernen Winkeln vorzuziehen, weil die Witterung auf sie keine Einwirkung hat.

Gehrungsmaße zeigen Abb. 860 aus Holz und Abb. 861 aus Eisen; Schmiegen aus Holz (Abb. 862) und aus Eisen (Abb. 863) sind ebenfalls unentbehrliche Werkzeuge



Abb. 850. Spitzzirkel.

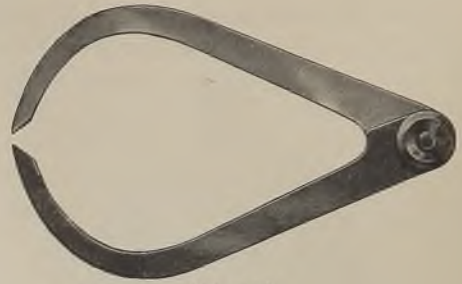


Abb. 852.

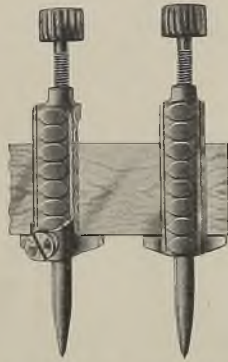


Abb. 851. Stangenzirkel.



Abb. 853.

Abb. 852 u. 853. Außentaster.



Abb. 854. Innentaster.

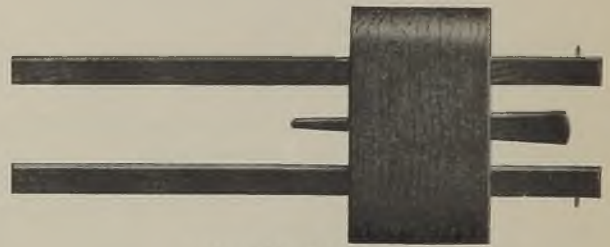


Abb. 855. Streifmaß.



Abb. 856. Stellmaß.

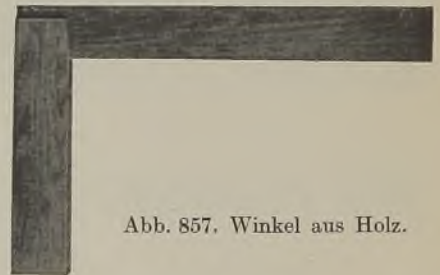


Abb. 857. Winkel aus Holz.

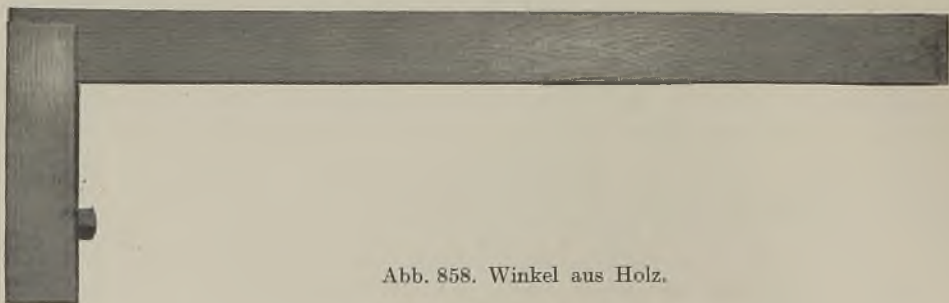


Abb. 858. Winkel aus Holz.

des Modellschreiners. Abb. 863 zeigt eine Schmiege mit einem Schlitz für die Zunge, wodurch es möglich wird, die Schmiege hin und her zu schieben, je nachdem es erforderlich ist.

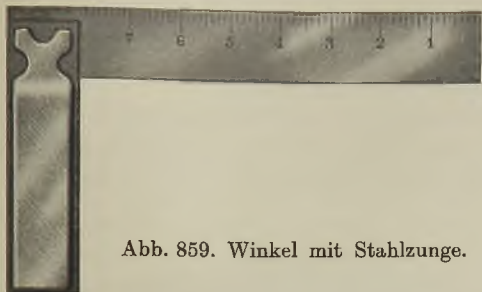


Abb. 859. Winkel mit Stahlzunge.



Abb. 860. Gehrungsmaß aus Holz.



Abb. 861. Gehrungsmaß mit Stahlzunge.

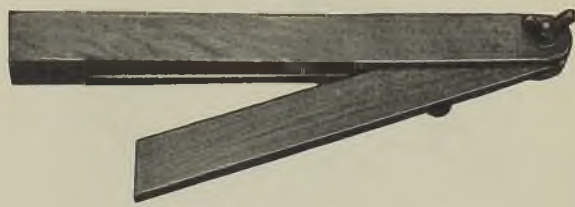


Abb. 862. Stellschmiege aus Holz.

Allgemeines über Maschinen für die Holzbearbeitung.

Von den mannigfaltigen Maschinen für die Holzbearbeitung finden für Modelltischlereien hauptsächlich Bandsägen, Kreissägen, Abricht-, Füge-, Dicktenhobel-, Gehrungs-, Bestoß-, Schleif-, Bohr- und Fräsmaschinen, sowie Drehbänke Anwendung. Erst in den letzten Jahren haben sich für Modell- und Kernkastenherstellung Fräsmaschinen in Deutschland eingeführt; dadurch ist eine bedeutende Verbilligung und Verbesserung der Arbeitstücke erreicht worden.

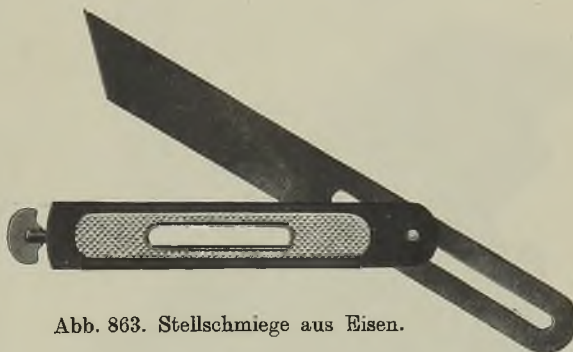


Abb. 863. Stellschmiege aus Eisen.

Kreissägen.

Kreissägen dienen zum Lang- und Quersägen, Spalten und Brettsägen. Die Sägeblätter messen $\frac{1}{2}$ —1 m im Durchmesser. Die Umfangsgeschwindigkeit beträgt 30 bis 50 m/sek. Der Vorschub erfolgt von Hand. In Abb. 864 ist eine Universalkreissäge¹⁾ wiedergegeben, wie sie in Modellschreinereien für die verschiedensten Arbeiten vielseitige Anwendung finden, leider aber noch nicht allgemein eingeführt sind, obgleich damit erhebliche Arbeitersparnisse sich erzielen lassen.

Um den zu bearbeitenden Hölzern eine gute Auflage zu geben, muß der Tisch genügend groß sein. In der Abb. 864 hat der Tisch eine äußere Länge von 1065 mm und eine Breite von 1015 mm. Von Bedeutung ist, daß der Tisch links vom Sägeblatt als Schiebetisch von 305 mm Breite und 1015 mm Länge ausgebildet ist. Der Schiebetisch findet Verwendung beim Schneiden von Gehrungen, da dann der Gehrungsanschlag auf ihm befestigt und der Tisch mit dem Holz an der Kreissäge vorbeigeführt wird; infolgedessen

¹⁾ Ausgeführt von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

können die Gehrungen auf das Genaueste geschnitten werden. Der Tisch der Maschine läßt sich in verschiedenen Winkeln bis 45° mittels Handrad, Zahnrad und Zahnstange entsprechend einer Skala einstellen. Auch das Führunglineal ist bis auf eine Entfernung von 530 mm vom Sägeblatt einstellbar und kann sowohl auf dem festen als auch auf dem Schiebetisch befestigt werden.

Bei schräggestelltem Tisch empfiehlt es sich, das Führunglineal auf dem Schiebetisch, also links vom Blatt zu befestigen, da sich dann das

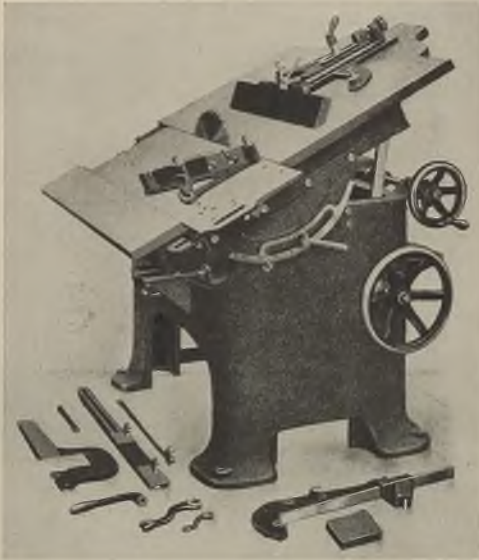


Abb. 864. Universal-Kreissäge.



Abb. 865. Universal-Kreissäge eingestellt zum Schneiden von Gehrungen viereckiger Rahmen.

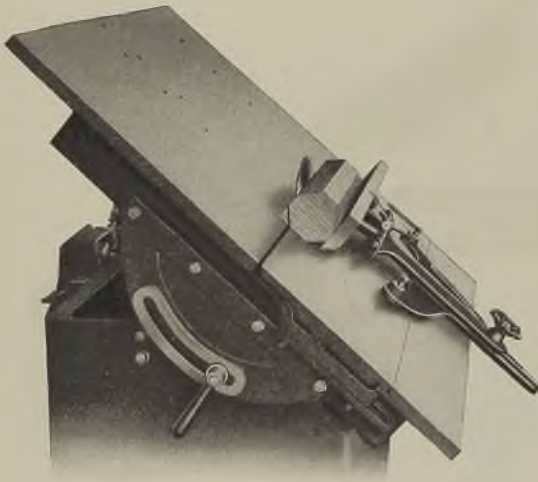


Abb. 866. Universal-Kreissäge eingestellt zum Schneiden eines achteckigen Modells.

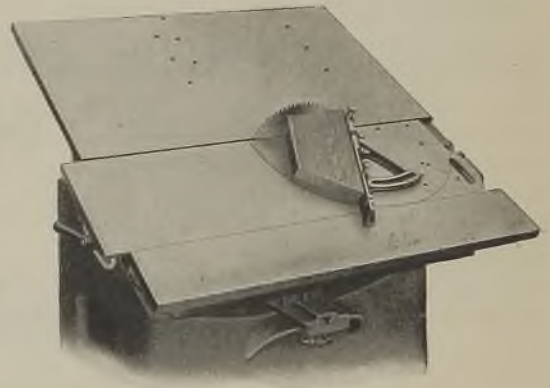


Abb. 867. Universal-Kreissäge eingestellt zum Schneiden einer doppelten Gehrung.



Abb. 868. Universal-Kreissäge eingestellt zum Schneiden von Nuten.

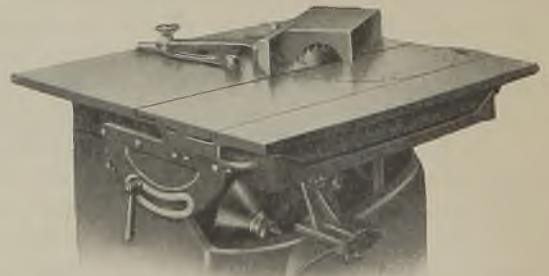


Abb. 869. Universal-Kreissäge eingestellt zum Aussägen eines geraden Kernkastens.

Holz durch sein Gewicht gegen das Lineal legt und besser zu führen ist. Wenn z. B. Kernkasten ausgesägt werden sollen oder in Stäben Hohlkehlen einzuarbeiten sind, so entfernt man einen der beiden konischen Stifte, mit denen das Lineal auf dem Tisch befestigt ist, und kann es dann mittels einer Klemmschraube im entsprechenden Winkel zum Sägeblatt einstellen.

Die Maschine ist mit zwei Sägewellen ausgerüstet. Gleichzeitig können in der Maschine zwei verschiedene Sägeblätter, eines für Längsschnitt und das andere für Querschnitt, verwendet werden. Dies hat den Vorteil, daß die Maschine stets zum Längs- und Querschneiden bereit steht, es müssen also nicht erst die Sägeblätter ausgetauscht werden, da je nach der auszuführenden Arbeit der Rahmen mit den Sägeblättern so gedreht wird, daß das erforderliche Sägeblatt nach oben kommt.

In den Abb. 865—869 sind einige Beispiele für Sägearbeiten auf der Universalkreissäge gegeben.

Bandsägen.

Zum Trennen und Zuschneiden sowie für Schweifarbeiten dient die in Abb. 870 dargestellte Bandsäge¹⁾. Zum besseren Einblick sind die Schutzvorrichtungen oberhalb und unterhalb des Tisches sowie seitlich vom Ständer in der Abbildung entfernt. Die Wellen laufen entweder in Ringschmier- oder in Kugellagern. Das obere Bandsägenrad ist doppelseitig gelagert und wird durch ein Gewicht belastet, so daß das Sägeblatt hierdurch die erforderliche elastische Spannung erhält. Den verschiedenen Blattlängen entsprechend ist das obere Rad mittels Handrad und Schraubenspindel in der Höhe verstellbar. Während des Betriebes läßt sich das obere Rad etwas schräg stellen, um den Lauf des Blattes zu regulieren. Beide Bandsägenräder müssen sorgfältig ausbalanciert werden.

Das Sägeblatt läuft oberhalb und unterhalb und seitlich vom Tisch in einstellbaren Führungen. Eine einstellbare Bürste links von dem unteren Bandsägenrad hält dieses von abfallenden Sägespänen frei. Das obere und untere Rad ist mit Gummi überzogen. Der Tisch ist sauber gehobelt und um 30° verstellbar. Bandsägen für Modelltischlereien besitzen Schnitthöhen von 400—650 mm und Schnittbreiten von 700—1000 mm.

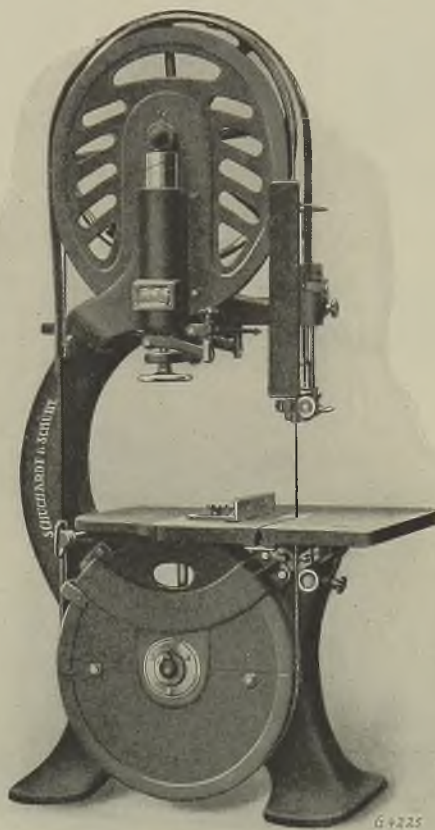


Abb. 870. Bandsäge.

Hobelmaschinen.

Um teure Handhobelarbeit zu vermeiden, werden in Modelltischlereien Hobelmaschinen angewandt, die das 10—20fache der Handhobelarbeit leisten. Zum Abrichten windschiefer Hölzer, sowie zur Herstellung einer guten Leimfuge dient die Abricht- und Fügemaschine nach Abb. 871¹⁾. Das in einem Stück gegossene Gestell trägt die sauber gehobelten Tische; diese haben eine Länge von 2000 mm und sind mit Stahlrippen versehen, wodurch die Öffnung für die Messerwelle auf das kleinste zulässige Maß

¹⁾ Geliefert von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

gebracht wird. Beide Tische sind in der Höhe verstellbar. Die Messerwelle ist als runde Sicherheitswelle nach Abb. 872 u. 873 ausgebildet. Dies hat den Vorzug, daß Finger-

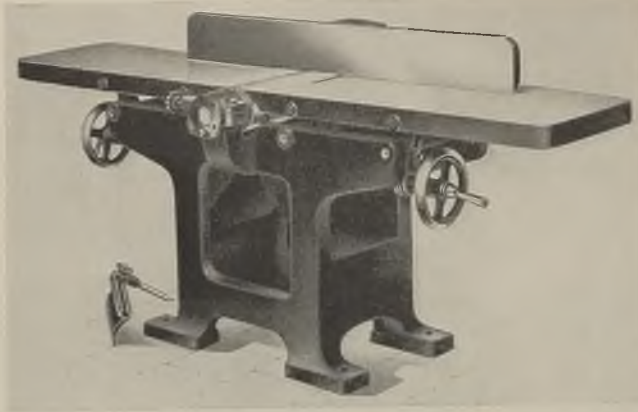


Abb. 871. Abricht- und Fügemaschine.

verletzungen des Schreiners, wenn auch nicht ausgeschlossen, doch nicht mehr so gefährlich und verstümmelnd vorkommen. Die Messer a (Abb. 873) stehen aus der Welle nur etwas vor im Gegensatz zu den früheren, freistehenden, dünnen, schmalen Hobelmessern.

Die Abricht- und Fügemaschine dient auch zum Anhobeln von Winkelkanten und zum Rechtwinkelarbeiten. Der hintere Tisch soll stets in gleicher Höhe mit der Schneidkante der Hobelmesser stehen. Das Führungslinial ist quer zum Tisch und im Winkel bis zu 45° verstellbar. Um Un-

glücksfälle gänzlich auszuschalten, ist die Messerwelle mit einer Sicherheitsvorrichtung versehen. Die Maschine kann mit Kehlmesser an der Messerwelle ausgerüstet werden

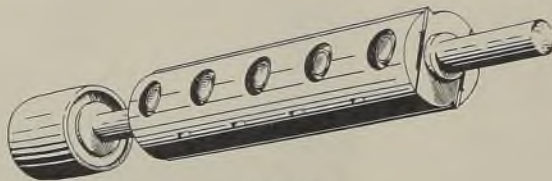


Abb. 872.

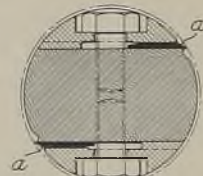


Abb. 873.

Abb. 872 u. 873. Messerwelle der Maschine nach Abb. 871.



Abb. 874. Dicktenhobelmaschine.

und dient dann gleichzeitig als Kehlmachine. Da in Modelltischlereien Kehlarbeiten in großen Massen nicht vorkommen, ist von einer besonderen Beschreibung solcher Maschinen abgesehen.

Jedes Holz ist mehr oder weniger windschief, daher muß es zunächst auf die Abrichtmaschine gebracht werden. Danach erfolgt erst das Dicktenhobeln. Würde das Dicktenhobeln windschiefer Bretter zuerst angesetzt, so bliebe das Holz trotzdem windschief. Das Dicktenhobeln erfolgt auf der Dicktenhobelmaschine. In Abb. 874 ist eine solche Maschine mit einer Messerwelle zu ersehen¹⁾. Sie dient außerdem zum Glatthobeln von Brettern und Bohlen aus hartem oder weichem Holz. Das Gestell ist aus einem Stück gegossen.

In diesem läßt sich der Tisch an nachstellbaren Führungen durch ein Handrad für verschiedene Holzstärken nach einer Skala in kürzester Zeit einstellen. Die Messerwelle

¹⁾ Gebaut von Maschinenbauanstalt Kirchner & Co. in Leipzig-Sellerhausen.

ist mit Spanbrecherlippen versehen, um ein Einreißen oder Splintern beim Hobeln verwachsener und ästiger Hölzer zu verhüten. Vor der Messerwelle befindet sich ein Spannschirm, der sowohl als Druckvorrichtung als auch als Spanbrecher dient. Hinter der Messerwelle ist ein justierbarer, elastischer Druckbalken angeordnet, der die Bretter beim Hobeln auf den Tisch niederhält. Der Vorschub der Hölzer erfolgt durch vier Stahlwalzen von 70 mm Durchmesser, von denen ein Paar vor der Messerwelle, das andere dahinter angeordnet ist. Die beiden unteren Walzen im Tisch dienen als Gleitwalzen und sind in der Höhe verstellbar. Die beiden oberen Walzen werden durch Räderwerk angetrieben. Den Druck auf die geriffelte Einzugswalze bewirken Gewichtshebel und auf die glatte Abzugswalze Federn. Der Vorschub kann in zwei verschiedenen Geschwindigkeiten erfolgen und durch Umschlaghebel sofort an- und abgestellt werden.

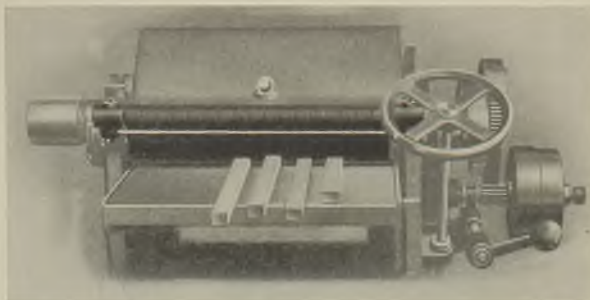


Abb. 875. Schutzvorrichtung für Dickenhobelmaschinen.

In Abb. 875 ist eine Schutzvorrichtung zu ersehen für den Fall, daß Latten in verschiedenen Dicken zu gleicher Zeit nebeneinanderlaufend bearbeitet werden. Die Sperrklappen verhindern ein Zurückschnellen des Holzes und schützen hierdurch den Arbeiter vor schweren Verletzungen.

Drehbänke.

Für die Herstellung zylindrischer Körper aus Holz bedient man sich der Drehbänke und nennt die Bearbeitung des Holzes auf solchen Maschinen im Gegensatz zum Metallbearbeiten „drechseln“ statt drehen und die ausführenden Arbeiter Drechsler statt Dreher. Für leichte Drechslerarbeiten benutzt man einfache, leichte Drehbänke ohne Kreuzsupport und ohne selbsttätig wirkenden Vorschub. Solche Bänke bestehen aus einer eisernen Wange, die den Spindelstock mit genau laufender Drehspindel trägt. Die Drehspindel ist mit Spitze und Mitnehmerschraube versehen. Der Reitstock ist mit durch Handrad und starker Schraube verstellbarem Reitnagel ausgerüstet und auf der Wangenlänge verstellbar. Als Auflage dient ein einfacher Ständer. Abb. 876 zeigt eine Drehbank für mittlere und schwere Modelldrechslerarbeiten. Der Spindelstock ist zur Aufnahme von zwei Planscheiben eingerichtet.

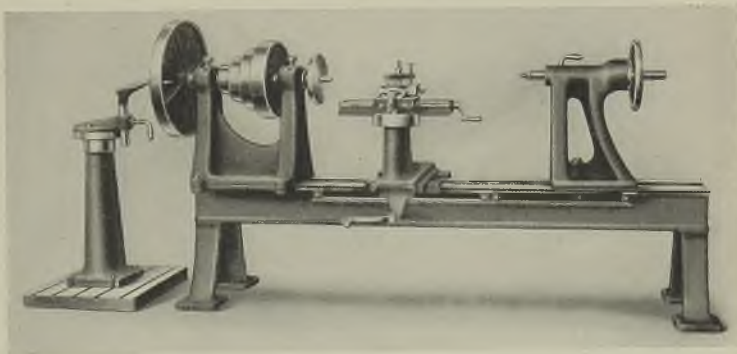


Abb. 876. Drehbank für mittlere und schwere Modelldrechslerarbeiten.

Für die Bearbeitung großer Gegenstände dient die außerhalb der Drehbank angeordnete Planscheibe. Vor letzterer ist eine Fußplatte angebracht, auf der sich ein Ständer verschieben läßt, der einen Kreuzsupport trägt. Die Drehbankwange besitzt einen Schlitten zur Aufnahme des Kreuzsupports. Der Schlitten wird mittels Handrad, Zahnrad und Zahnstange bewegt.

Fräsmaschinen.

Fräsmaschinen werden in Modelltischlereien für Kernkasten und Modellherstellung benutzt und haben sich in neuerer Zeit in Deutschland gut eingeführt. Sie haben ein

außerordentlich weites Anwendungsgebiet und bieten in bezug auf Herabsetzung der Herstellungskosten sowie auf saubere Herstellung von Kernkasten und Modellen große Vorteile. Abb. 877 zeigt eine amerikanische Kernkasten- und Modellfräsmaschine, die für die verschiedensten, in Modelltischlereien vorkommenden Arbeiten angewandt werden kann¹⁾. Die Maschine ist sehr kräftig, der Riemen zum Antrieb der Spindel läuft im Inneren des Hohlgußständers. Die Spindel ist ohne Anwendung von Schlüsseln nach einer Gradeinteilung wagerecht, senkrecht oder im beliebigen Winkel schnell einstellbar. Der den

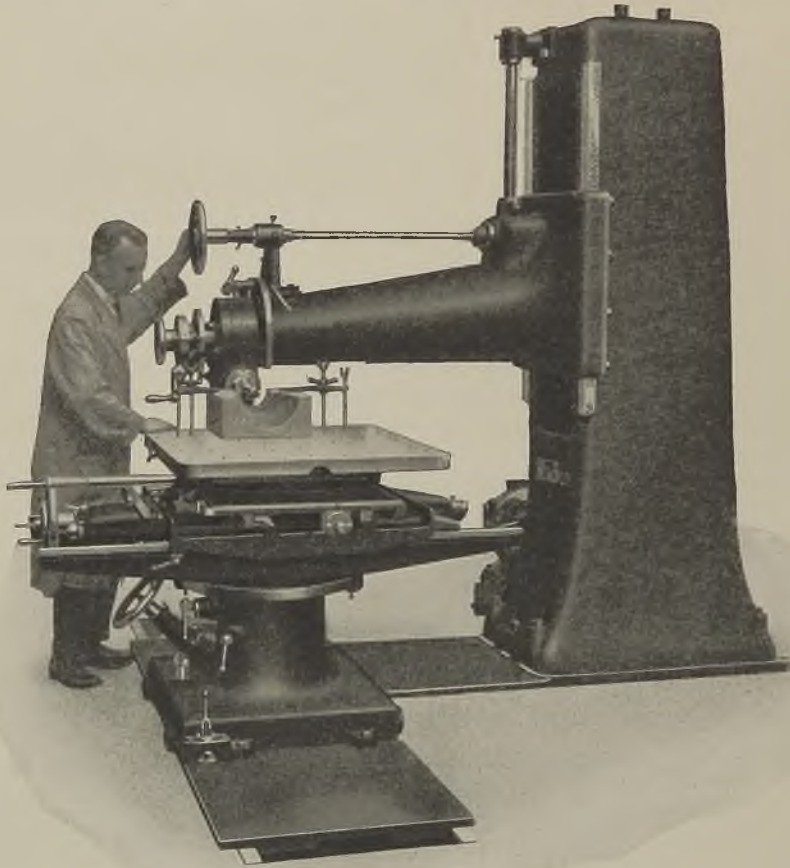


Abb. 877. Halbselbsttätige Modell- und Kernkasten-Fräsmaschine.

Spindelkopf tragende Arm läßt sich so tief stellen, daß der Spindelkopf unter den Tisch zu liegen kommt. Die in staubsicheren Kugellagern laufende Spindel hat drei Geschwindigkeiten; ihre Schmierung ist nur 1—2mal im Jahr erforderlich. Durch Zahnstangengetriebe läßt sich der Tisch ohne Anstrengung seitwärts bewegen und an einem beliebigen Punkt der gußeisernen Fundamentplatte festklemmen. Der obere Teil ist wagerecht drehbar angeordnet und kann in jedem Winkel eingestellt werden. Die Tischplatte rollt auf Kugeln und wird entweder durch Schraube oder frei von Hand hin- und herbewegt. Mitten- und Seitenanschläge sind sowohl für Längs- als auch für Querbewegungen vorhanden und augenblicklich ausschaltbar. In Abb. 878 u. 879 sind Arbeitsmuster der beschriebenen Maschine dargestellt. In den Zahlentafeln 123 und 124 sind die Anfertigungszeiten der Arbeitsmuster einmal durch Handarbeit und das andere Mal auf der Universalfräsmaschine angegeben.

Die Umstellung von einem Arbeitsvorgang zum anderen kann sehr schnell erfolgen; Schlüssel — ausgenommen zum Festspannen des Fräasers — sind nicht erforderlich. Die

¹⁾ Geliefert von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

einfache Bauart und die bequeme Bedienung ermöglichen ein Vertrautwerden mit der Maschine ohne besondere Vorkenntnisse in ganz kurzer Zeit. Durch die einfache und schnelle Verstellbarkeit ist die Maschine besonders dort wirtschaftlich, wo häufig verschiedene und schwierige Arbeitstücke vorkommen. Sie eignet sich aber ebensogut für alle

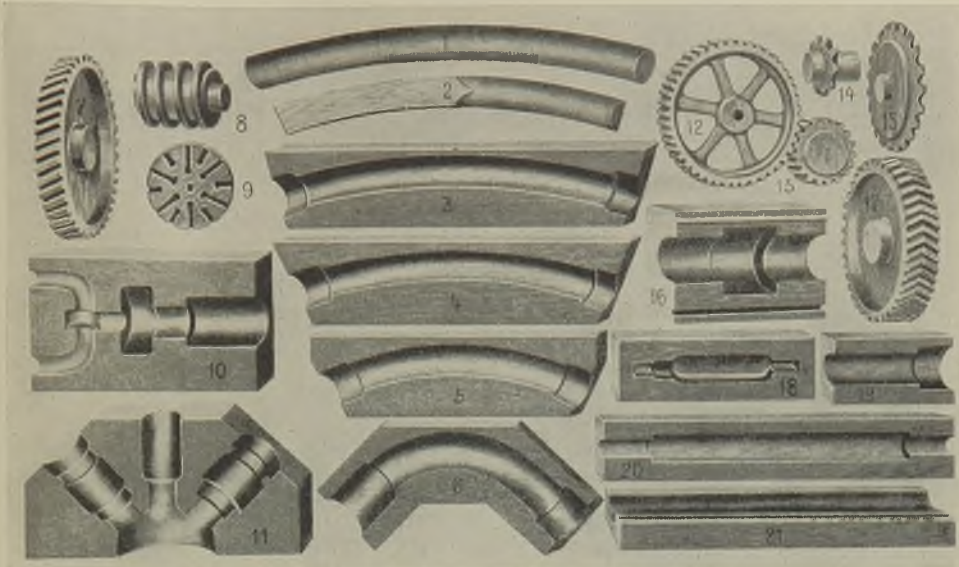


Abb. 878. Arbeitsmuster der Maschine nach Abb. 877.

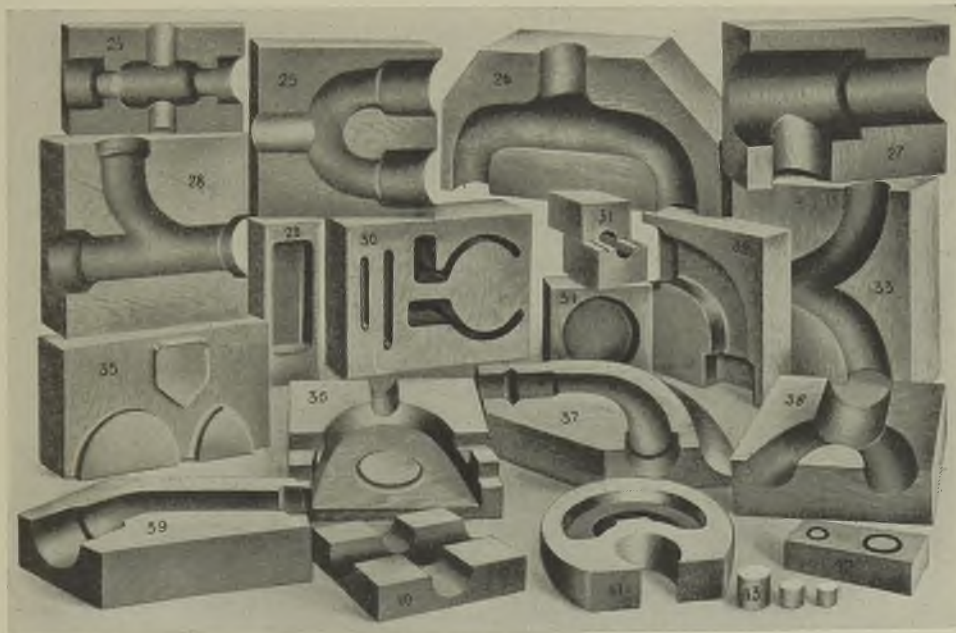


Abb. 879. Arbeitsmuster der Maschine nach Abb. 877.

regelmäßigen Arbeiten, wie z. B. Fräsen, Bohren usw., so daß sie gewöhnlich die am meisten benutzte Maschine eines Betriebes wird. Die erforderlichen Werkzeuge sind sehr einfach und daher billig; sie können unschwer von jedem Werkzeugschlosser angefertigt werden.

Zur Herstellung einfacher Kernkasten werden von kleineren Modelltischlereien auch Kernkasten-Fräsmaschinen, wie in Abb. 880 gezeigt, verwendet. Auch auf dieser

Zahlentafel 123.

Arbeitszeiten der Arbeitsmuster nach Abb. 878 ohne und mit Maschine.

Nr.	Bogen- radius m	Rohr- stärke "	Verwendete Zeit		Nr.	Abmessungen	Verwendete Zeit		Nr.	Abmessungen	Verwendete Zeit	
			früher Std.	jetzt Std.			früher Std.	jetzt Std.			früher Std.	jetzt Std.
1	8,5	4	8	1/2	6	4" Rohr	10	1/2	12	250×50 mm	20	2
2	5,4	4	8	1/2	8	175×125 mm	15	1/4	14	100 mm Durchm.	4 1/2	1/4
3	8,5	4	10	1/2	9	300	14	1 1/2	15	300	15	1/3
4	5,4	4	10	1/2	10	550×275 "	20	1 1/2	16	300×200 mm	10	3/4
5	2,4	4	10	1/2	11	600×300 "	30	2	17	300	27	1

Zahlentafel 124.

Arbeitszeiten der Kernkasten nach Abb. 879.

Nr.	Zeit Min.	Nr.	Zeit Min.	Nr.	Zeit Min.
24	20	31	—	38	15
25	20	32	20	39	15
26	25	33	15	40	12
27	20	34	—	41	40
28	20	35	30	42	—
29	—	36	30	43	—
30	20	37	18		

Maschine¹⁾ lassen sich sehr viele Arbeiten bedeutend rascher und billiger herstellen als von Hand.

Die Frässpindel läuft in zwei Lagern und ist mit einer Stufenscheibe ausgerüstet, die verschiedene Geschwindigkeiten gestattet. Das Vorgelege ist am Fuße der Maschine angebracht. Seine Lager lassen sich hoch und tief verstellen, um dem Riemen die entsprechende Spannung zu geben. Das

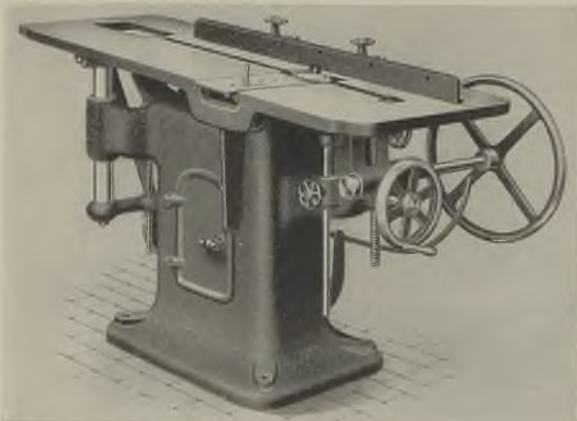


Abb. 880. Kernkasten-Fräsmaschine.

vordere Ende der Spindel ist mit Gewinde versehen, auf das die Fräsköpfe geschraubt werden. Die Messer der letzteren sind äußerst einfach. Für Kernkasten mit kleinerem Durchmesser wird eine schwache Verlängerungsspindel verwendet, die durch ein verstellbares Lager an ihrem äußersten Ende unterstützt wird. Das Heben und Senken des Tisches erfolgt durch zwei Handräder in der Weise, daß jedes Ende des Tisches unabhängig vom anderen in senkrechter Richtung verstellt werden kann.

Sind Kernkasten mit gerader Längsachse zu fräsen, so wird das Holz an dem Führungslinéal entlang hin und her geschoben; nach jedem Schnitt ist der Tisch etwas zu senken, bis die richtige Tiefe erreicht ist. Ein verstellbarer Anschlag gibt dann die Gewähr, daß die zweite Hälfte des Kernkastens die gleiche Tiefe erhält. Werden lange Kernkasten mit kleinen Durchmessern gefräst, so ist der hintere Teil des Tisches höher zu stellen als der vordere, damit der Kernkasten nicht an das hintere Spindellager stößt. Sollen gebogene Kernkasten gefräst werden, so wird ein der Maschine beigegebener Stift in die eine Gleitplatte geschraubt, die zu diesem Zwecke mit mehreren Löchern versehen ist. Diese Platte wird dann in entsprechender Entfernung von der Spindelmitte

¹⁾ Geliefert von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

eingestellt, um den gewünschten Radius zu erhalten. Der Kernkasten ist dann um den Stift zu schwingen. Abb. 881 zeigt einige auf dieser Maschine hergestellte Kernkasten.

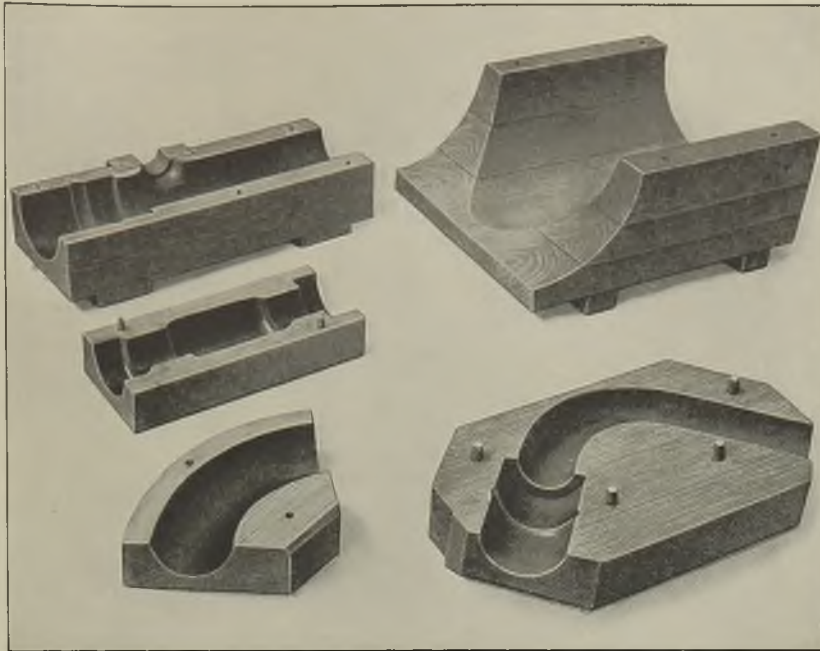


Abb. 881. Auf der Kernkasten-Fräsmaschine nach Abb. 880 hergestellte Arbeitsmuster.

Gehrungs-Bestoßmaschinen (sog. Trimmer).

Die Gehrungs-Bestoßmaschinen dienen zum Nacharbeiten und Bestoßen zugeschnittener Holzflächen. Abb. 882 zeigt eine auf Zug und Stoß arbeitende, mit Speichenrad und Kette für Handbetrieb versehene Maschine¹⁾. Jede Einteilung von 30–150° ist auf der Bettoberfläche markiert.

Die Anschläge können in den hauptsächlichsten Winkelstellungen durch konische Federsteckstifte festgestellt werden. Das ganze Oberteil der Maschine ist auf dem Ständer drehbar, kann jedoch nach Bedarf in fester Stellung gesichert werden. Die Messer sind durch dauerhafte Führung an beiden Seiten hinlänglich geschützt, so daß weder der Arbeiter verletzt, noch die Messerkante beschädigt wird, falls der Schnitt über den Anschlag hinaus erfolgt. Der Arbeitsdruck ist in die Mitte des Messerschlittens gelegt. Die Grundplatte ist an der Unterseite mit exzentrischen Laufrollen versehen, die jedoch den festen Stand der Maschine beim Arbeiten nicht beeinträchtigen; durch einen leichten Zug am Handgriff kann die Maschine in der Werkstätte bequem hin und her befördert werden.

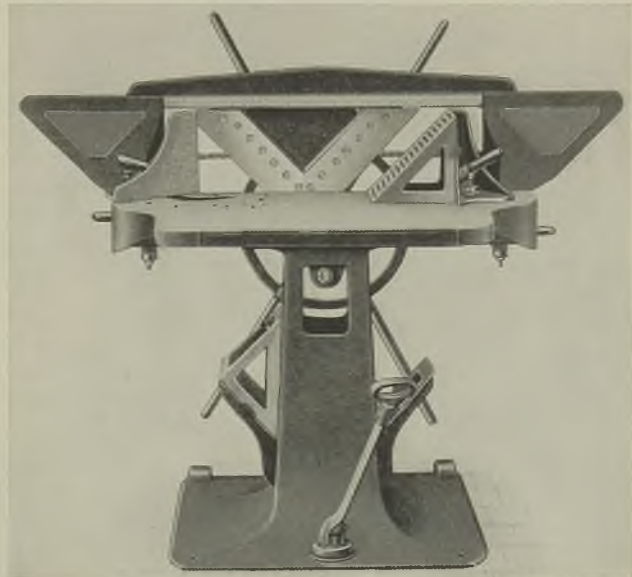


Abb. 882. Fahrbare Universal-Gehrungsbestoßmaschine.

¹⁾ Geliefert von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

Eine ohne Untersatz ausgerüstete, für den Bankgebrauch eingerichtete ähnliche Maschine läßt Abb. 883 erkennen. Diese Maschine ist mit Zahnhebel für den Handbetrieb ausgebildet und besonders beliebt für kleinere, leichte Arbeiten.

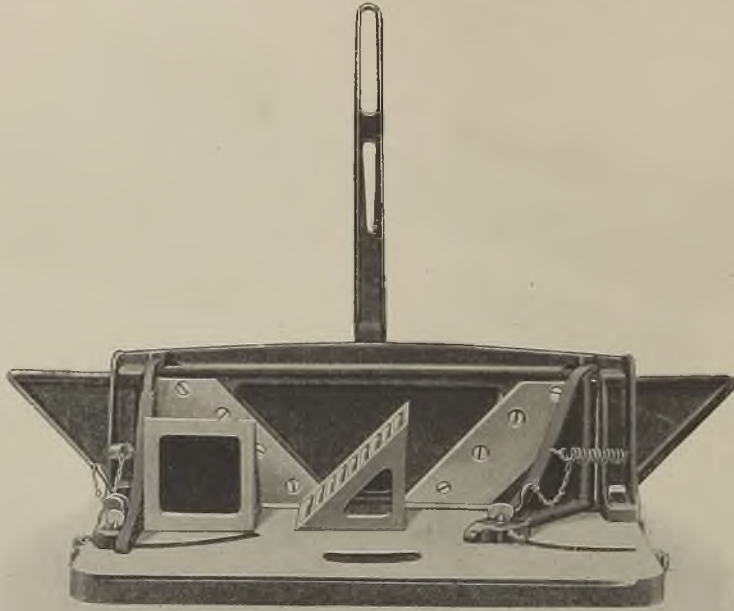


Abb. 883. Gehrungsbestoßmaschine für den Bankgebrauch.

Modell-Schleifmaschinen.

Modell-Schleifmaschinen dienen zum Schleifen und Polieren von Modellen und Kernkasten, sie verbilligen die Herstellung dieser Teile und gewährleisten mit der Hand kaum erreichbare, sauberste Ausführung. Für kleine Modellschreinereien genügt eine Sandpapier-Maschine mit Holzgestell und einer Schleifscheibe von 500–600 mm Durchmesser. Die Schleiffläche wird je nach Bedarf mit Sandpapier von verschiedener Körnung bespannt. Dagegen werden in Modellschreinereien mit viel Schleifarbeiten besser Modellschleifmaschinen mit einer Schleifscheibe und einer senkrechten Schleifwalze, wie sie Abb. 884 erkennen läßt, verwendet¹⁾. Abb. 885 zeigt das gleichzeitige Arbeiten von zwei Leuten an einer derartigen Maschine.



Abb. 884. Modellschleifmaschine mit einer Schleifscheibe und einer senkrechten Schleifwalze.

Die stählerne Schleifscheibe hat einen Durchmesser von etwa 600 mm. Das Papier wird mittels eines Stahlrings auf der Scheibe befestigt, es ist vorher auf der Rückseite anzufeuchten, so daß es sich ausdehnt, nach dem Befestigen durch das Eintrocknen aber angespannt wird und eine glatte Fläche bildet. Die Luft

¹⁾ Geliefert von Schuchardt & Schütte A. G. in Berlin C 2.

zwischen Scheibe und Papier bewirkt, daß letzteres eine elastische Unterlage erhält, wodurch vermieden wird, daß der Holzstaub das Sandpapier zu schnell verschmiert.

Vor der Schleifscheibe ist ein Tisch angebracht, der sich in beliebige Winkel bis zu 45° einstellen läßt. Eine Nute im Tisch dient zur Führung eines von $30-150^\circ$ verstellbaren Winkelanschlages. Um zum Auswechseln des Sandpapiers genügend Raum zu erhalten, ist die Platte des Tisches wagerecht verschiebbar. Außer dem erwähnten Winkelanschlag kann auf dem Tisch auch eine Vorrichtung befestigt werden, um runde Arbeitstücke genau kreisförmig zu schleifen.

Die senkrechten Schleifwalzen werden ebenfalls aus Eisen hergestellt. Das Sandpapier ist auf den Netzen festzukleben. Die Spindeln, auf denen die Schleifwalzen befestigt werden, erhalten von einer Kurbelwelle aus, eine auf- und abwärtsgehende Bewegung. Der Tisch für die senkrechte Schleifwalze läßt sich im Winkel bis zu 45° einstellen. Die Öffnung im Tisch ist mit verschiedenen Einlegeringen versehen.

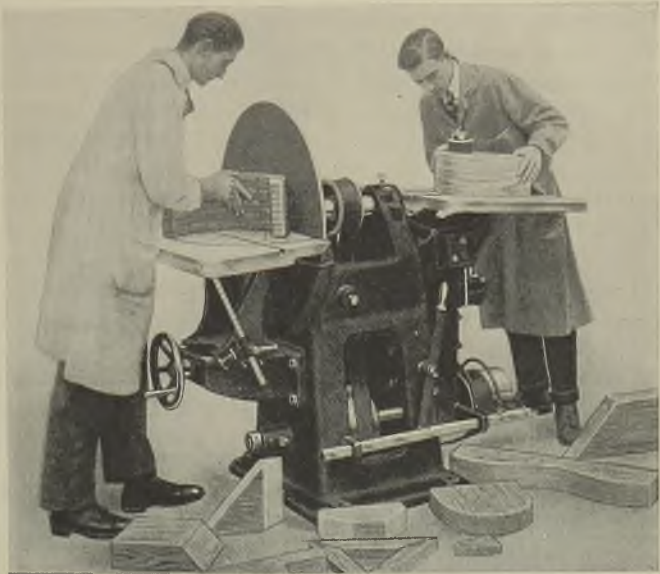


Abb. 885. Arbeiten an einer Modellschleifmaschine.

Bohrmaschinen.

Zum Bohren von Löchern in gerader oder auch in schräger Richtung werden Bohrmaschinen vielfach verwendet. Abb. 886 zeigt eine freistehende Bohrmaschine. Diese Maschinen sind so bekannt, daß sich eine ausführliche Beschreibung erübrigt. Der Tisch ist mit einer Holzeinlage versehen; er läßt sich hoch und niedrig stellen.

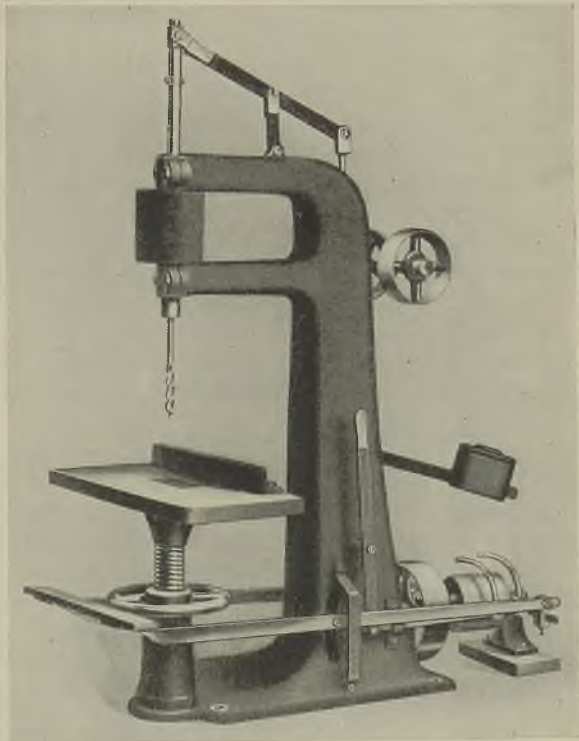


Abb. 886. Freistehende Bohrmaschine.

Die Praxis der Modellherstellung aus Holz¹⁾.

Bearbeitungszugaben.

Die Zugabe für Bearbeitung, auch Materialzugabe genannt, richtet sich vor allem danach, ob ein Abguß mehr oder weniger sauber bearbeitet wird, ferner nach dem Metall, aus dem der Abguß erfolgen soll. In der Zeichnung sind die betreffenden Flächen zu kennzeichnen²⁾.

Bei Graugußstücken sind für kleine und mittlere Teile 2—3 mm, für schwere

¹⁾ Vgl. hierzu Normenblatt DIN 1511, Blatt 2. ²⁾ Vgl. Tafel 122, S. 691 u. DIN 200, Blatt 2.

Teile 5–7 mm üblich. Bei Graugußteilen, die während des Gebrauches an bearbeiteten Stellen, wie Kreuzkopfführungen, Kolben, starkem Verschleiß ausgesetzt sind, wählt man nur wenig Materialzugabe, um die Gußhaut, die der gleitenden Reibung den besten Widerstand leistet, möglichst zu schonen. Je mehr bei der Bearbeitung von den äußeren Schichten des Gußstücks entfernt wird, um so mehr kommt das gröbere Gefüge des Inneren zum Vorschein, das der Abnutzung weit mehr unterliegt.

Stahlgußstücke erhalten bei kleineren und mittleren Stücken 3–5 mm, dagegen bei schwereren Teilen 10–15 mm Zugabe für die Bearbeitung, z. B. Schiffssteven, Ruder, Propeller. Bei Walzenguß, namentlich Kaliberwalzen, ist eine Zugabe von 15 bis 30 mm, wegen der Wurmbildung des Stahles, nicht selten. Gußstücke aus Bronze und Messing erhalten selten mehr als 2–3 mm Zugabe.

Ausnahmen treten ein, wenn Abgüsse in Grau- oder Stahlguß mit Abkühlungskörpern an einzelnen Stellen angefertigt werden sollen. Dann macht man an den Stellen, an welchen diese Körper anliegen sollen, keine Zugaben oder nur selten, bei Stahlguß $\frac{1}{2}$ –1 mm. Es ist stets der Gießereileitung vorbehalten, das Maß der Bearbeitungszugabe festzusetzen, da schon die Art und Weise des Einformens eines Modells, nämlich ob stehend, liegend oder geneigt zum Guß, mehr oder weniger Zugabe an einem Modell bedingt.

Schwindungszugaben.

Alle Modelle, Kernkasten und Lehren, mögen sie aus Holz oder Metall bestehen, müssen auf Schwindmaß gearbeitet, d. h. um dasjenige Maß größer angefertigt werden, um welches sich das Metall des herzustellenden Abgusses bei der Abkühlung zusammenzieht. Der Modelltischler benutzt besondere, auf das verschiedene Schwindmaß eingerichtete Maßstäbe für Grau-, Stahl-, Bronzeguß usw., um ein Berechnen der Schwindungszugabe zu ersparen¹⁾.

Häufig tritt bei Grau- und Stahlguß der Fall ein, daß die Schwindung infolge der eigenartigen Form des Abgusses, z. B. langgestreckte Gegenstände (Drehbankbetten, Steven) oder große Rippenkörper (Dampfkolben, Magnetsterne, Zahnräder, Schwungräder) nicht normal verläuft; der Abguß wird größer; die Schwindung ist also geringer, als anfänglich durch Rechnung festgesetzt worden war. Namentlich trifft dies bei in der Längsrichtung stark ausgebildeten Stahlgußstücken zu, die in getrockneten Formen Hindernisse am Formstoff finden, indem dieser der Schwindung nicht entsprechend nachgeben kann. Man hilft sich dann, sofern es möglich ist, durch Gießen solcher Stücke in nassen Formen, bei denen der Widerstand des feuchten, lockeren Sandes der Schwindung gegenüber nur gering ist. Die Gießereileitung setzt die Schwindungszugabe stets nach Erfahrung fest. In manchen Fällen wird der Unterschied in der Schwindung durch reichliche Zugabe für die Bearbeitung ausgeglichen.

Verjüngung (Konizität der Modelle).

Manchmal verursacht das Herausheben des Modells eine starke Reibung zwischen ihm und dem Formstoff, und die Form wird daher durch Losreißen von Formstoff beschädigt. Man hilft sich in der Weise, daß man die Reibungsflächen des Modells konisch gestaltet. Dabei ist zu berücksichtigen, daß meistens die zu bearbeitenden Flächen der Gußstücke nach unten eingeformt werden, um eine Gewähr für Dichtsein zu erhalten. Konisch gearbeitete Modelle lassen sich, ohne viel „losklopfen“²⁾ zu müssen, wodurch später ungenaue Abgüsse entstehen, leicht aus dem gestampften Formstoffe ausheben.

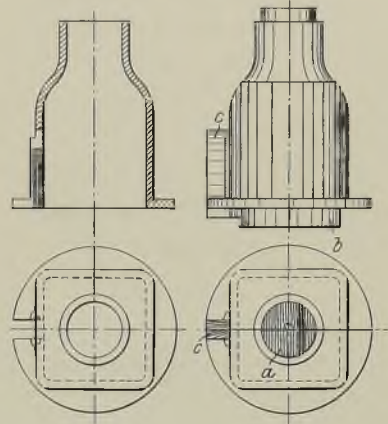
¹⁾ Betr. Schwindmaß vgl. Bd. I, S. 316. Das Normenblatt DIN 1511, Blatt 2, Entwurf 1 (vom 7. Juni 1928) sieht im allgemeinen folgende Schwindmaße vor:

Gußeisen	0,5 bis 1,0 %	Aluminiumguß	0,9 bis 1,75 %
Temperguß	1,2 „ 2,0 „	Messingguß	0,85 „ 1,5 „
Stahlguß	1,5 „ 2,0 „	Silumin	1,0 %
Bronze und Rotguß	0,8 „ 1,5 „		

²⁾ Vgl. Bd. II, S. 6.

Auch erfordern sie beim Ausheben bedeutend geringeren Kraftaufwand, als nicht-konische Modelle. Es treten jedoch auch Fälle ein, z. B. bei hohen, zylindrischen Gegenständen, in denen keine oder nur ganz geringe Verjüngung erforderlich ist, wenn die Modelle beim Herausheben gleichzeitig gedreht werden können. Durch das Drehen und gleichzeitige Heben ist eine Beschädigung der Formwände fast ausgeschlossen. Ebenso erfordern Modelle, die durch ihre Bauart ein leichtes Ausheben ermöglichen (z. B. Abb. 898, S. 720), keine Verjüngung. Meistens ist die Verjüngung ohne Einfluß auf die spätere Verwendbarkeit des gegossenen Stückes. Selten werden durch reichliche Verjüngung die Abmessungen eines Abgusses derart verändert, daß sie durch spätere Bearbeitung richtig gestellt werden müssen. Modelle, die in leichtem, sauber aufbereitetem Sande und für Naßguß abgeformt werden sollen, erfordern weniger Verjüngung als solche, welche für Formen aus schwerem Sande und für zum Trocken- guß eingerichtete Formen bestimmt sind, da letztere bedeutend fester gestampft werden. Man versieht aus diesem Grunde Modelle für Stahlguß mit reichlicherer Verjüngung, als Graugußmodelle.

Genauere Regeln lassen sich für die Verjüngung der Modelle nicht aufstellen, ihr Maß wird von Fall zu Fall nach Erfahrung festgesetzt. Holzmodelle werden meist bei einer Höhe von $\frac{1}{2}$ m an den Außenflächen 1 mm, an den Innenflächen dagegen bis zu 2 mm, namentlich für tief zu formende Ballen, konisch gearbeitet. Für Metallmodelle wählt man eine geringere Verjüngung als für Holzmodelle, da sie sich bedeutend glatter bearbeiten und leichter ausheben lassen.

Abb. 887.
Gehäuse.Abb. 888. Modell
für das Gehäuse.

Kernmarken.

Kernmarken sind zapfenartige Verlängerungen am Modell und sollen der Lagerung und Befestigung von Kernen dienen, damit beim Gießen ein Versetzen durch den Auftrieb des flüssigen Metalls vermieden werde. Sie werden, wie nachstehende Beispiele angeben,

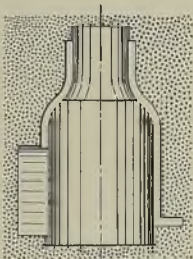


Abb. 889. Kern in der Form.

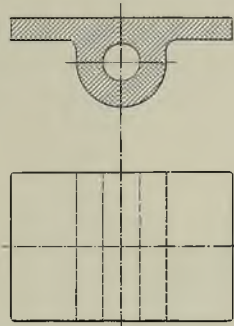
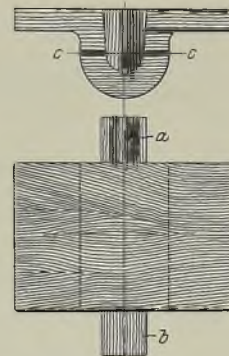


Abb. 890. Lagerböckchen.

Abb. 891. Modell des Lagerböckchens
mit Schleifmarken.

in der verschiedensten Weise befestigt. Für ein Gehäuse nach Abb. 887 werden am Modell (Abb. 888) zur Lagerung des Kernes in der Form die Kernmarken a, b und c fest angeordnet. Der Kern besteht, wie aus Abb. 889 zu ersehen ist, aus einem Stück.

Im allgemeinen geben Kernmarken die Umrisse des Kernquerschnittes an, doch zeigen sie in manchen Fällen nur einen Teil des Querschnittes, während der andere Teil der Kernmarke eine „Schleife“ bildet. Solche Marken nennt man Schleifmarken. Ein Beispiel zeige die Anwendung von Schleifmarken: In Abb. 890 ist ein Lagerböckchen wiedergegeben. Abb. 891 zeigt das Modell mit den beiden Schleifmarken a und b.

Ohne Schleifmarken hätte das Modell, um ein Einlegen des Kerns zu ermöglichen, an der Stelle *c—c* geteilt werden müssen. In Abb. 892—894 ist die fertige Form mit eingelegtem Kern wiedergegeben. Die Lücken, die durch die Schleifmarken in der Form gebildet wurden, füllt der Former mittels eines Flickbrettchens *d* (Abb. 892) mit Formstoff aus.



Abb. 892.



Abb. 893.



Abb. 894.

Abb. 892—894. Formen des Lagerböckchens.

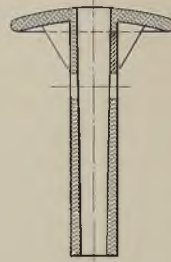


Abb. 895. Pufferkopf.

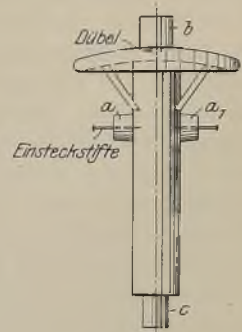
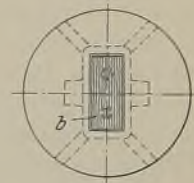


Abb. 896. Modell für den Pufferkopf.



Die Stelle bei *e* zeigt eine nach Entfernung der Schleifmarke entstandene Lücke. Anstatt solche Lücken mit Formstoff, wie angegeben, auszufüllen, verfährt man mitunter auch in der Weise, daß man den Kernen an ihren Enden Ansätze gibt, die der Form der Schleifmarken entsprechen und so die Lücken, wie in Abb. 893 ersichtlich, ausfüllen. Auch werden die

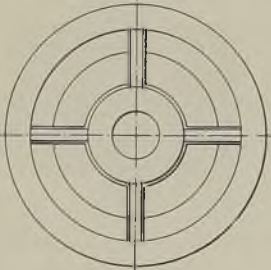
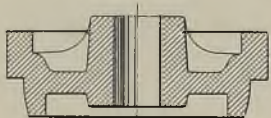


Abb. 897. Radkörper.

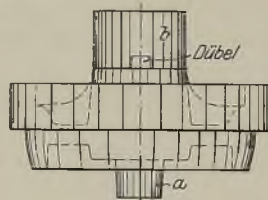


Abb. 898.

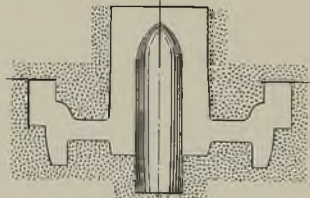


Abb. 899.

Abb. 898 u. 899. Modell und Form des Radkörpers.

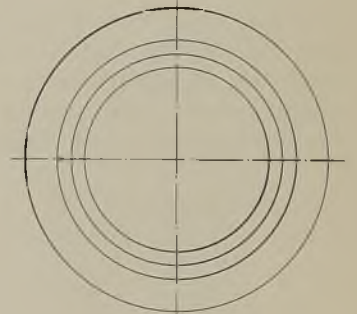


Abb. 900. Untersatz.

Schleifmarken mit besonderen Kernstücken ausgefüllt. In Abb. 894 zeigt *f* den Hauptkern, *g* dagegen das Kernstück, das zur Ausfüllung der Schleiflücke dient.

Kernmarken werden ferner mittels Dübel und Stifte lose angesetzt, wie folgendes Beispiel zeigt. In Abb. 895 ist der Abguß eines Pufferkopfes zu ersehen. Das Modell ist in Abb. 896 wiedergegeben. Die Marken *a—a₁* sind mit Stiften, dagegen die Marke *b* mit Holzdübeln lose angesetzt. Marke *c* ist mit dem Modell fest verbunden.

In ähnlicher Weise werden die Kernmarken an Modellen für aufrechtstehenden Guß befestigt. Längere Kerne werden in der Regel an beiden Enden durch Marken gehalten. Mitunter ist dies jedoch überflüssig, wie aus folgendem Beispiel hervorgeht. Abb. 897 zeigt den Abguß eines Radkörpers; das Modell (Abb. 898) hat nur eine

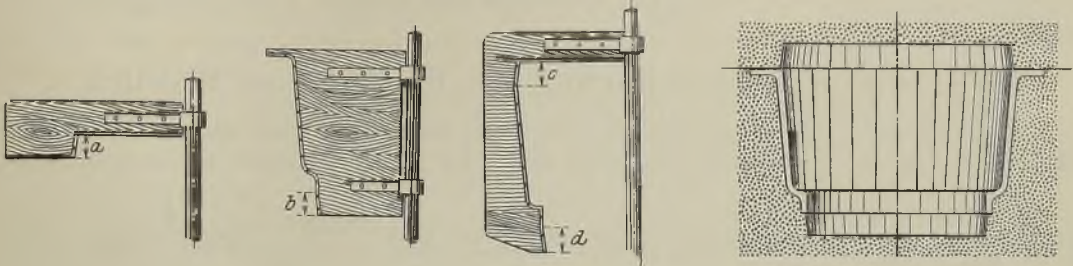


Abb. 901. Abb. 902. Abb. 903. Abb. 904. Form des Untersatzes mit Kern.
 Abb. 901—903. Lehren für die Herstellung des Untersatzes nach Abb. 900.

Marke a. Der verlorene Kopf b ist lose auf das Modell aufgedübelt. Abb. 899 gibt die Radkörperform mit eingelegtem Nabenkern im Schnitt. Die Kernmarken solcher Kerne werden ziemlich lang gemacht, und die Kerne werden in der Marke beim Einlegen mit Tonbrei eingeschweißt, damit ein Versetzen oder Aufschwimmen beim Gießen ausgeschlossen ist. Namentlich für Modelle von Stahlgußrädern werden die Kernmarken, wie beschrieben, ausgebildet.

Wie auf S. 691 erwähnt, streicht man die Kernmarken mit schwarzer Farbe an, um sie dem Former kenntlich zu machen. Die Schnittflächen geteilter Modelle erhalten mit schwarzer Farbe den Aufriß der Kerne, um danach nötigenfalls Kernkasten oder Lehren für die Anfertigung der Kerne herstellen zu können.

Um Kernmarken an runden, mit Lehren (Schablonen) herzustellenden Formen anzubringen, erhalten die Lehren entsprechende Verlängerungen. In Abb. 900 ist ein Untersatz, der mit Lehren zu formen ist, gezeigt. Abb. 901 läßt an der Oberkastenlehre die Kernmarke bei a, Abb. 902 an der Mantellehre die Kernmarke bei b, Abb. 903 an der Kernlehre die Kernmarken bei c und d erkennen. In Abb. 904 ist die zusammengestellte Form im Schnitt ersichtlich.

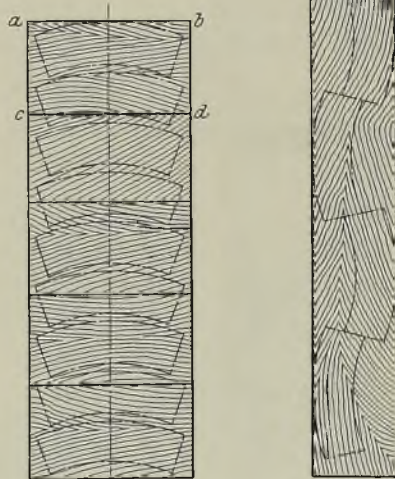


Abb. 905. Sparsames Zuschneiden des Holzes. Abb. 906. Beispiel für Holzverschwendung.

Aufriß und Zuschneiden des Holzes.

Die Herstellung eines Modells beginnt mit dem Aufriß auf einem Reißbrett nach gegebener Arbeitszeichnung. In der Regel zeigt letztere den Abguß nicht in natürlicher Größe, so daß zur Modellherstellung der Aufriß in natürlicher Größe unter Berücksichtigung des Schwindmaßes erforderlich wird. Schon an dem Aufriß wird die Art und Weise, wie die einzelnen Holzteile zusammengesetzt werden, ersichtlich gemacht. Sodann folgt das Aufzeichnen und Zuschneiden der einzelnen Holzteile, die zum Modell verwendet werden sollen. Diese Arbeit erfordert reiche Erfahrung, da durch unsachgemäßes Zuschneiden viel Holzabfall entsteht.

Ein Beispiel zeige, wie einzelne Abschnitte für Drehkörper am vorteilhaftesten zugeschnitten werden. Aus einem sauber und glatt gehobelten Brett werden entsprechend der Länge und Breite eines Abschnittes rechtwinkelige Stücke a, b, c, d abgeschnitten

und zu einem neuen Brett, wie Abb. 905 zeigt, verleimt. Beim Abschneiden dieser Stücke ist darauf zu achten, daß ihre Längenausdehnung mit der Faserrichtung des Holzes zusammenfällt. Die Abschnitte werden nun auf das verleimte Stück mittels einer Lehre aufgerissen und dann ausgeschnitten. Abb. 906 zeigt deutlich, welche Holzverschwendung entstehen kann, wenn die Abschnitte aus einem vorhandenen Brett herausgeschnitten werden.

Beispiele für die Vereinigung von Holzteilen zu Modellen.

Schon beim Aufreißen der Holzteile, die zu einem Modell Verwendung finden sollen, wird Rücksicht auf das Werfen und Schwinden des fertigen Modells genommen. Man

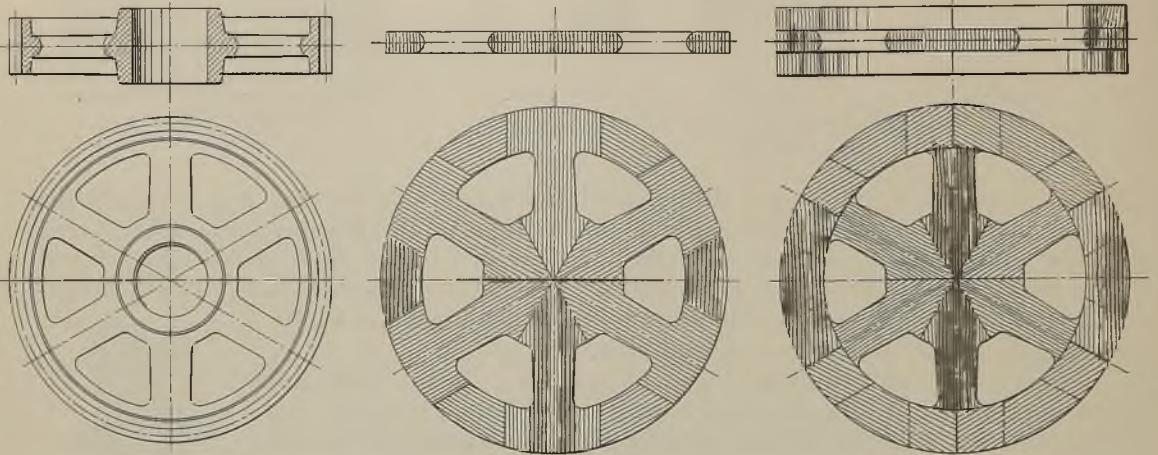


Abb. 907.
Radscheibe.

Abb. 908.
Abb. 908 u. 909. Aufbau des Modells für die Radscheibe.

fügt deshalb Hölzer von verschiedenen Faserrichtungen zusammen. Abb. 907 zeigt den Abguß einer Radscheibe. Aus Abb. 908 und 909 ist der Aufbau des Modells ersichtlich. Sämtliche Holzteile sind nur durch Verleimung zusammengehalten. Die einzelnen Abschnitte des Kranzes sind im Verband aufeinander geleimt.

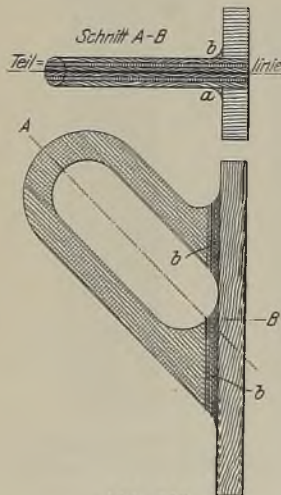


Abb. 910.
Modell einer Federstütze.

In Abb. 910 ist der Aufbau des Modells für eine Federstütze veranschaulicht. Jede Modellhälfte besteht am Griff aus übereinander geleimten Holzteilen von entgegengesetzten Faserrichtungen. Die Hohlkehlen bei a und b sind durch lederne Eckenfüllungen gebildet.

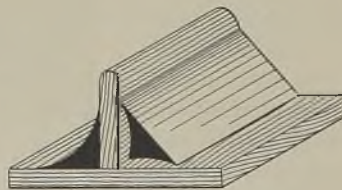


Abb. 911.
Lederne Hohlkehlen.

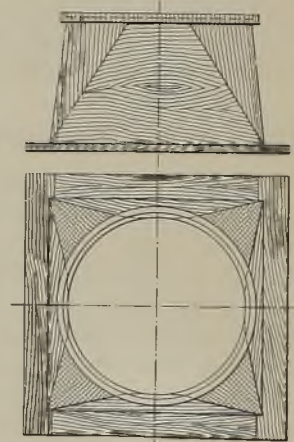


Abb. 912.
Modell einer Schutzhaube.

Letztere sind sehr biegsam und können daher für jede Krümmung verwendet werden. Aus Abb. 911 ist die Art und Weise der Anwendung ersichtlich. Die Hohlkehlen werden nur angeleimt und mittels einer besonderen Vorrichtung aus Stahl oder Rotguß in die

Ecken der Modelle angedrückt. Für geradlinige Arbeiten verwendet man gerne Hohlkehlen aus schwedischem Föhrenholz.

Ein weiteres Beispiel sei das Modell einer Schutzhaube. Diese geht, wie Abb. 912 zeigt, vom quadratischen Querschnitt verjüngt in einen runden Querschnitt über. Das Modell ist an den Ecken aus Holz von entgegengesetzter Faserrichtung wie an den Längsseiten gearbeitet.

Maßgebend bei der Herstellung eines Modelles ist die Frage, ob es mehr oder weniger häufig abgeformt werden soll. Hiernach richtet sich außer der Anzahl der verschiedenen Holzsorten die Art und Weise des Modellaufbaues. Modelle, die für Herdformerei Verwendung finden sollen, fertigt man meistens aus Tannen- oder Fichtenholz und verbindet die einzelnen Holzteile fast ausschließlich durch Stifte und Schrauben, seltener

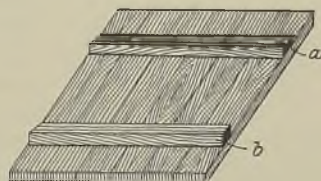


Abb. 913.
Einfaches Plattenmodell.

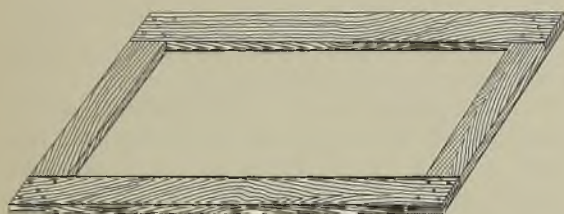


Abb. 914. Durch Überplatten und Schrauben hergestelltes Rahmenmodell.

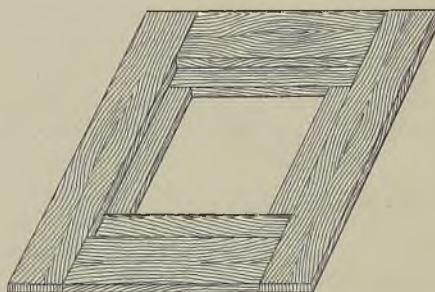


Abb. 915. Durch Stifte verbundenes Rahmenmodell.

durch Verleimen. Abb. 913 zeigt ein einfaches Plattenmodell von der Art, wie sie für die Herdformerei viel benutzt werden. Die einzelnen Bretter sind durch Stifte zusammengehalten. Damit das Modell sich nicht verzieht, sowie auch zur Erzielung einer größeren Haltbarkeit, erhält es auf der Rückseite Querleisten (a, b), auch Gratleisten genannt. Diese Querleisten sind auf das Modell aufgenagelt oder geschraubt. Plattenmodelle, die in Formkasten abgeformt werden, erhalten ebenfalls Querleisten, die wie bei Modellen für Herdguß nach dem Herausnehmen Lücken hinterlassen. Diese werden dann durch Formstoff ausgefüllt. In Abb. 914 ist ein Rahmenmodell gezeichnet, dessen Seitenwände durch „Überplatten“ und Schrauben

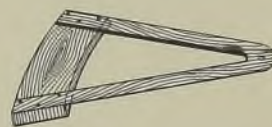


Abb. 916. Segmentstück.

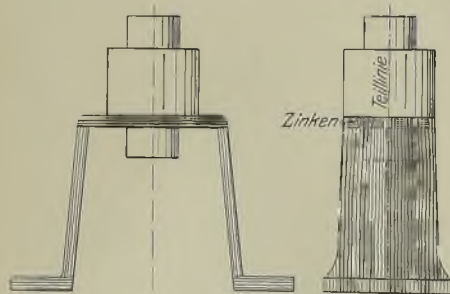


Abb. 917.
Verzinktes Modell.

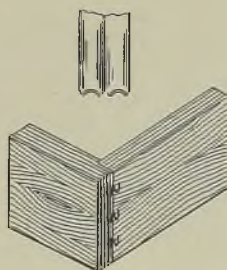


Abb. 918.

Abb. 918 u. 919. Durch gewellte Stahlbleche verbundene Modellstücke.

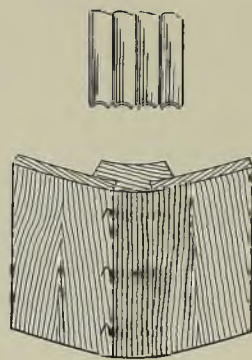


Abb. 919.

gehalten werden. Abb. 915 zeigt dagegen ein Rahmenmodell, das lediglich durch Stifte verbunden ist. In Abb. 916 ist ein Segmentstück oder Teilmodell wiedergegeben, wie solche viel in Lehmformereien zur Herstellung von Formen für Hilfsringe benutzt werden.

Holzteile zu Modellen werden vielfach auch durch „Verzinken“ vereinigt. Man versteht hierunter die Verbindung zweier Holzstücke durch Schlitzzapfen. Diese werden entweder aus dem Holzstück herausgearbeitet oder einzeln angefertigt und durch Einstemmen mit zwei Holzstücken vereinigt. In Abb. 917 ist ein Modell ersichtlich, das durch „Zinken“ gehalten ist.

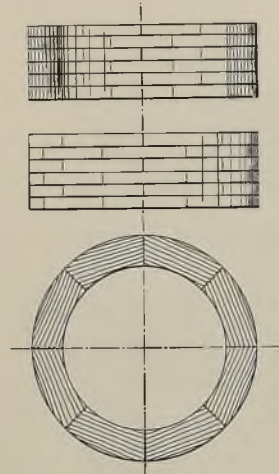


Abb. 920. Modell eines Läuferings.

Eine weitere Art der Verbindung mehrerer Holzteile erreicht man schnell, dauerhaft und billig durch Verbindungstifte aus gewelltem Stahlblech. Abb. 918 und 919 zeigen derartige Stahlbleche.

Ungeteilte Modelle.

Modelle, die sich ohne Beschädigung der Gußform leicht aus dieser ausheben lassen, erfordern keine Teilung. Die Herstellung solcher Modelle gestaltet sich sehr einfach. Nachstehend sind einige Beispiele ungeteilter Modelle mit und ohne Kerne angeführt.

Ungeteiltes Modell mit Kern. Das in Abb. 920 wiedergegebene Modell eines Läuferinges dient außer zur Bildung der äußeren Form auch zur Kernherstellung.

Ungeteiltes Modell ohne Kern. Als Beispiel sei die Anfertigung eines Modells für ein Kegelrad mit anzugießenden Zähnen nach Abb. 921 gewählt. Abb. 922 zeigt, wie man eine genaue Einteilung des Zahnkranzes, sowie gleichmäßig gearbeitete Zähne erhält. Der Aufbau des Radkörpers (Abb. 923) geschieht durch Aufleimen von Segmenthölzern. Sodann wird der äußere Körper auf der Drehbank fertiggestellt. Zwecks Einteilung der Zähne auf dem Radkranze wird ein Zapfen A gedreht, der entsprechend der

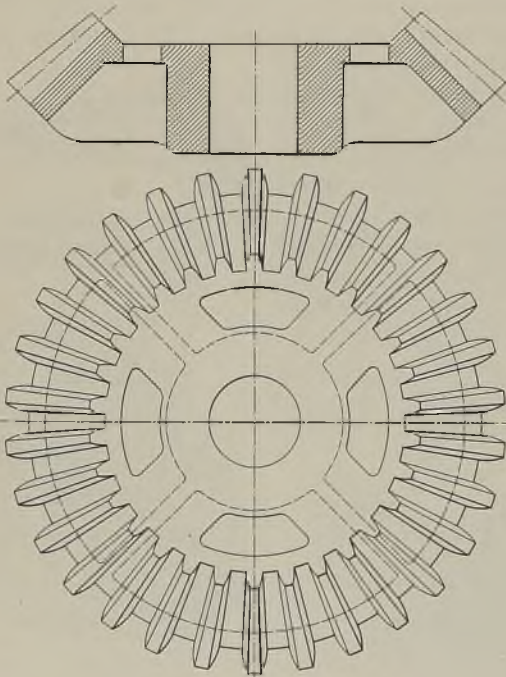


Abb. 921. Kegelrad.

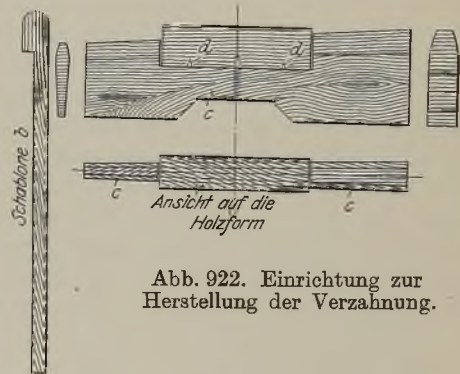


Abb. 922. Einrichtung zur Herstellung der Verzahnung.

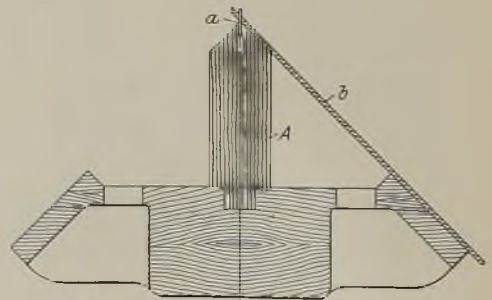


Abb. 923. Aufbau des Radkörpers.

Verlängerung des Radkranzkonus nach oben zu spitz verläuft. In der Spitze bei a wird nun ein Stift eingeschlagen, der zur Führung einer Lehre b (Abb. 922) dient. Nachdem der äußerste Umfang des Kegelmantels gemäß der Zähnezahl genau geteilt ist, werden die Zahnrichtungen mittels der Schablone b, wie Abb. 923 erkennen läßt,

aufgerissen. Die Zähne selbst werden in einer aus Holz gebildeten Form *c* (Abb. 922) wie folgt hergestellt: Von einer gehobelten Leiste, die etwas dicker und höher als die eigentliche Zahnform ist, schneidet man entsprechend der Zahnlänge Stücke ab. Diese werden einzeln auf zwei in der Zahnform befindlichen Stiften *d* befestigt und sodann gehobelt. Um zu verhüten, daß der Zahnhobel die Holzform beim Hobeln unbemerkt angreift, streicht man diese mit Modellack an. Die fertig gehobelten Zähne werden endlich auf dem Modell fest verleimt.

Geteilte Modelle.

Besteht Gefahr, daß ein Modell nach dem Einstampfen des Formstoffs nicht ohne Zerstörung der Gußform aus dieser sich entfernen läßt, so wird es an den gefährdeten Stellen geteilt. Die Trennung des Modells kann nun je nach seiner Gestalt oder nach der Art des Einformens in zwei Hälften (Abb. 924) oder in mehrere Teile (Abbildung 925) erfolgen. Diese Arbeit setzt große Erfahrung im Formereiwesen, sowie einen geübten praktischen Blick voraus.

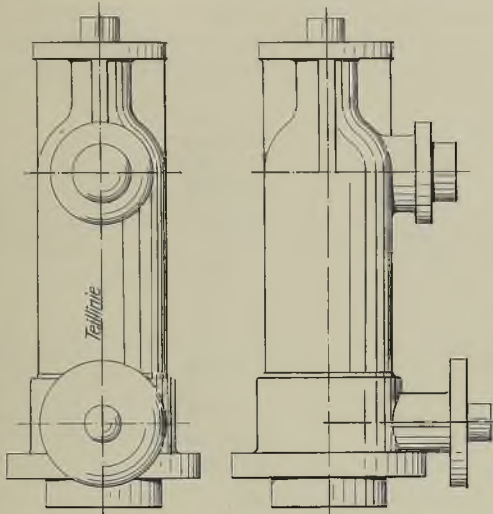


Abb. 924. Teilung eines Modells in zwei Hälften.

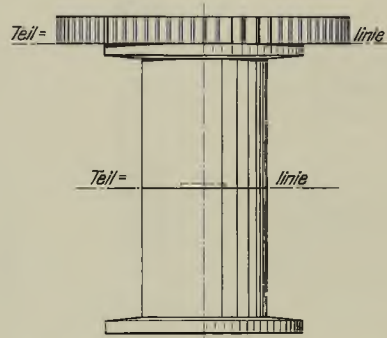


Abb. 925. Mehrfache Teilung eines Modells.

Aus diesem Grunde sollte stets die Teilung der Modelle vom Gießereileiter und nicht vom Modellschreiner bestimmt werden. Maßgebend für jede Teilung eines Modells ist die Art und Weise seines Einformens. Durch geschicktes und sachgemäßes Einformen, z. B. durch Kerneinlagen oder Abzüge, kann die Teilung unter Umständen, wenn nicht ganz aufgehoben, so doch wesentlich eingeschränkt werden. Es ist daher stets darauf zu achten, die Teilung, soweit sie mit dem Formverfahren in Einklang zu bringen ist, möglichst zu beschränken und einfach zu gestalten. Hierdurch wird die Widerstandsfähigkeit des Modells vergrößert, die Modell- und Formkosten werden wesentlich verringert, das Aussehen des Gußstückes wird infolge Verringerung der Gußnähte schöner und die Genauigkeit des Abgusses größer.

Selten bleibt ein vielgestaltiges Modell infolge eines Kunstgriffes beim Formen ungeteilt. Damit nun die einzelnen Modellteile gut aufeinander passen, werden, wie schon auf S. 690 angeführt, die einzelnen Stücke, durch eine Papiereinlage getrennt, aufeinander geleimt und zusammen fertig bearbeitet. Nach Fertigstellung des Modells werden die einzelnen Teile mittels eines Stemmeisens vom Hauptmodell wieder getrennt. Um ein Versetzen zweier Modellhälften beim Einformen zu verhüten, sowie um auch die einzelnen kleineren Modellteile in ihrer Lage zu erhalten, werden die Teilflächen mit Dübeln aus Holz oder Metall, mit Holzschrauben, Eisenstiften oder auch mit eingehobelten oder eingedrehten Falzen versehen.

Dübel aus Holz haben sich wegen ihrer starken Abnutzung, wodurch sehr leicht Verschiebungen der Modellteile beim Abformen entstehen, wenig bewährt. Dagegen ist die Anwendung von Metaldübeln häufiger. In den Abb. 926—932 sind mehrere

Formen von Metalldübeln wiedergegeben. Sie sind meistens aus Eisen, dagegen die Hülsen aus Messing hergestellt. Es bedeuten:

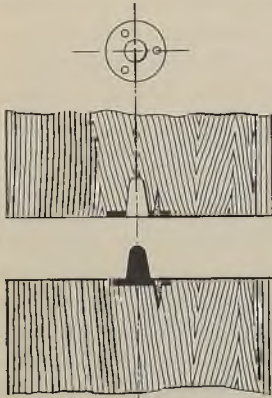


Abb. 926.

Abb. 926. Metall-Scheibendübel mit Gegenseibe.

Abb. 927. Zahndübel mit Hülse zum Einschlagen.

Abb. 928. Einschraubdübel. Die Spitze dieses Schraubendübels dient gleichzeitig als Mittelpunktanzeiger.

Abb. 929. Einschraubdübel für größere Modelle.

Abb. 930. Metalldübel amerikanischer Art.

Abb. 931. Metalldübel mit Ansatz.

Abb. 932. Rippendübel zum Einschlagen.

Damit nun nach dem Einlassen von Dübel und Hülse die einzelnen Modellteile genau zueinander passen, bedient man sich für Scheiben- und Einschlagdübel sog. Mittelpunktanzeiger (Abb. 933).

Für Modell-Seitenteile sind in letzter Zeit an Stelle von Schwalbenschwanzdübeln aus Holz solche aus Weißmetall viel in Anwendung gekommen. In Abb. 934 ist ein Beispiel

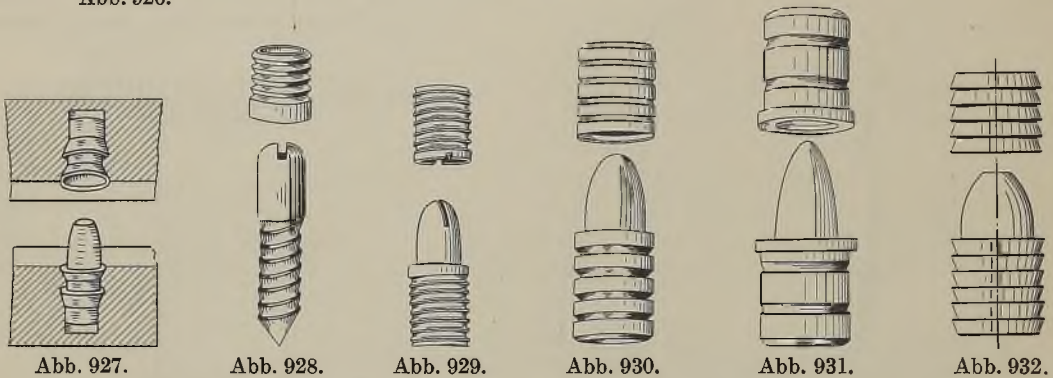


Abb. 927.

Abb. 928.

Abb. 929.

Abb. 930.

Abb. 931.

Abb. 932.

Abb. 926—932. Verschiedene Formen von Metalldübeln.

für die Verwendbarkeit solcher Dübel gezeigt. In die keilförmige Nute, welche den Abmessungen der Schwalbenschwanzführung entsprechen muß, schlägt man die ganze Länge des Schwalbenschwanzes hinein und sägt das überstehende Stück ab. Derartige Dübel werden in langen Stücken geliefert (s. Abb. 935) und je nach Bedarf von den Streifen abgesägt. Hierdurch ist eine Verwechslung gleichartiger Modellseitenteile beim Abformen ausgeschlossen, da jeder Abschnitt verschieden ist.

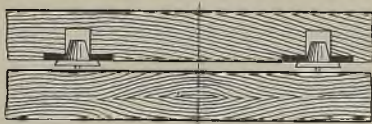


Abb. 933. Mittelpunktanzeiger.

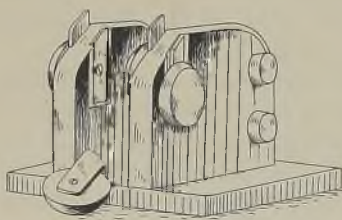


Abb. 934. Verwendung von Schwalbenschwanzdübeln.

Kleinere Modellteile, namentlich Modellseitenteile, werden ferner noch mittels Holzschrauben oder Einsteckstiften am Hauptmodell befestigt; da diese ohne eine Beschädigung der Form sich nicht mit dem Hauptmodell herausheben lassen, werden sie schon während des

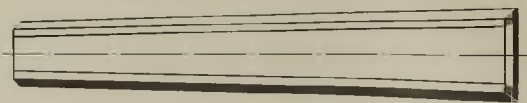


Abb. 935. Schwalbenschwanzdübel.

Einfornens entfernt. Abb. 896 auf S. 720 zeigt die Anwendung von Einsteckstiften (a— a_1).

Außer den erwähnten Befestigungsmitteln für geteilte Modelle werden namentlich an walzenförmig gestalteten Modellen Führungen aus gedrehten Falzen hergestellt,

wie in Abb. 936 gezeigt ist. Lauf- und Seilrollenmodelle erhalten fast stets derartig ausgedrehte Führungen.

Eine weitere Teilung an Modellen wird in der Praxis durch sog. Unterschneiden ermöglicht. Abb. 937 zeigt ein derartiges Beispiel. Der untere Flansch wird nach Abformen und nach Entfernen des Hauptmodells in mehreren Teilen nach der inneren Form zu eingezogen. Zu diesem Zweck ist ein Teilstück *a* des Flansches keilförmig zugeschnitten, so daß nach Einziehung dieses Teils die übrigen unterschrittenen Teile des Flansches ebenfalls nach der Mitte der Form eingezogen werden können.

Die Herstellung der Kernkasten.

Kernkasten dienen zum Formen von Kernen¹⁾ und bilden mithin einen Teil des Modells. Gewöhnlich werden sie aus Holz, für die Anfertigung einer größeren Stückzahl von Kernen auch aus Metall, hergestellt, und zwar dann meistens aus Gußeisen, Rotguß oder Weißmetall.

Für vielgestaltige Kernformen, von denen nur wenige Stücke hergestellt werden sollen, benutzt man häufig nach Abformung des Modells die erzeugte Form als Kernform; z. B. wird bei Hohlkörpern die durch die äußere Umfläche erzielte Hohlform mit kleinen Lehm-, Ton- oder Gipsplättchen, welche die Dicke der Wandstärke haben, ausgekleidet und in dieser Form der Kern aufgestampft. Nach Herausnahme des Kerns werden die erwähnten Plättchen entfernt, Form und Kern gußfertig gemacht und sodann der Kern in der üblichen Weise in die Form eingesetzt.

Auch die Anfertigung von Kernkasten aus Gips ist nicht selten. Zu diesem Zwecke wird zuerst das Modell im Unterkasten abgeformt. In die so erhaltene Hohlform wird wie zuvor mittels Lehm- oder Tonplättchen die sog. „falsche Wandstärke“²⁾ eingetragen und auf dieser der Oberkasten aufgestampft. Nach dessen Entfernung wird die falsche Wandstärke abgenommen, beide Formhälften werden zusammengesetzt und der entstandene Hohlraum mit Gips ausgegossen. Der Innenraum des entstandenen Gipskörpers dient dann zur Formgebung der Kerne.

Wenn dieser Gipskörper infolge zu geringer Wandstärke ein Vollstampfen mit Formstoff zur Erzeugung von Kernen nicht erträgt, so verfährt man folgendermaßen: Der auf den Ton- oder Gipsplättchen, der falschen Wandstärke, aufgestampfte Oberkasten wird abgehoben und gewendet. Man umgibt den vorstehenden Formmasseballen, dessen Abmessungen genau dem zu erzeugenden Kern entsprechen, in angemessener Entfernung mit einem Holzrahmen, dessen Höhe einige Zentimeter größer ist als der Ballen und gießt den Raum zwischen Rahmen und Formmasseballen bis zur Höhe des Holzrahmens mit Gips aus. Nach dem Erhärten kann die erhaltene Gipsform als Kernkasten gebraucht werden. Der Gipskernkasten wird nach einigem Trocknen an der Luft mit Leimwasser getränkt und danach mit Modellack gestrichen. Dies hat den Zweck, dem Verderben des Gipses durch die Feuchtigkeit des Formsandes vorzubeugen. Für vielgestaltige Kerne, namentlich für Figuren u. dgl. Gegenstände, ist diese Art der Kernkastenherstellung nicht selten. Der Gipskernkasten kann ferner zum Abformen von Metallkernkasten benutzt werden, sofern dies durch die große Anzahl anzufertigender Kerne gerechtfertigt erscheint.

1) Vgl. Bd. II, S. 18. 2) Vgl. Bd. II, S. 119, 202.

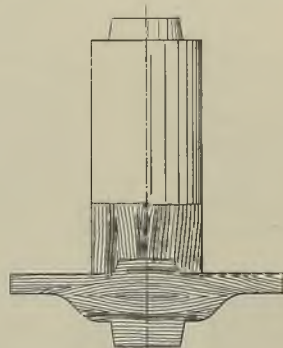


Abb. 936. Modellführung durch gedrehten Falz.

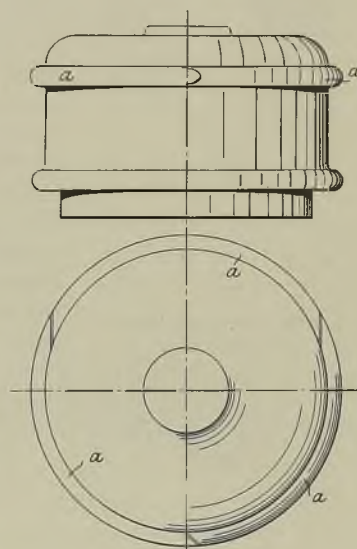


Abb. 937. Unterschrittenes Modell.

Ebenso wie die Modelle können die Kernkasten ein-, zwei- und mehrteilig eingerichtet sein, entsprechend der jeweiligen Kernform, sowie der gewünschten schnellen Herstellungsweise der Kerne. Zwei- oder mehrteilige Kernkasten werden in der Regel an zwei gegenüberliegenden Seiten offen hergestellt, um das Einbringen und Feststampfen des

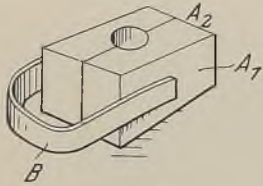


Abb. 938. Zweiteiliger Kernkasten, geschlossen.

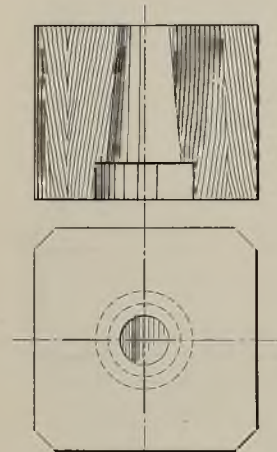


Abb. 939. Einteiliger Kernkasten.

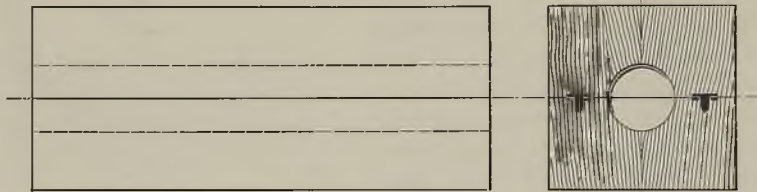


Abb. 940. Zweiteiliger Kernkasten.



Abb. 941. Mehrteiliger Kernkasten.

Kernsandes zu ermöglichen. Gleich geteilten Modellen werden geteilte Kernkasten mit Dübeln versehen. Während des Feststampfens des Sandes werden sie mittels Schraubenzwingen oder Klemmen zusammengehalten (Abb. 938). In den Abb. 939—941 sind einige Beispiele für einteilige und mehrteilige Kernkasten wiedergegeben. Manchmal werden auch die Modelle, wie bei dem Beispiel eines Läuferinges (Abb. 920) erwähnt, als Kernkasten ausgebildet

Für die Anfertigung eines gußeisernen Kernkastens, wie er zum Stampfen und Einlegen sog. grüner Kerne für Rohrformstücke verwendet wird, stellt man zunächst aus Holz einen Rahmen a (Abb. 942) her, hobelt eine halbe Büchse b, wie Abb. 943 zeigt, aus und setzt in diese an den beiden Enden einen halben Ring c ein, der dem lichten Durchmesser der anliegenden Stücke d entspricht. Letztere Stücke werden aus einem Kreisring (Abb. 944) herausgeschnitten, der in der Regel bis zu 100 mm Durchmesser aus Holz, bei größerem Durchmesser aus Gips, hergestellt wird. Die beiden Stücke e (Abb. 942) werden ausgehobelt (Abb. 945) und an ihren Enden wird je eine Scheibe f eingesetzt. Sodann dübelt man sämtliche Holzteile auf eine Platte und formt sie ab. Nach dem Abheben des Oberkastens schneidet der Former den Sand zwischen Rahmen und Modell fort, um an der Büchse eine angegossene Platte zu erhalten, sie dient für die untere Kern-

kastenhälfte. Zwecks Bearbeitung wird die untere Fläche gleichzeitig mit 2—3 mm Materialzugabe versehen.

Bei der Herstellung der oberen Kernkastenhälfte fällt, wie Abb. 946 zeigt, die Platte fort, dafür werden an den Seiten der Büchse vier Führungslappen g angegossen, von denen zwei benutzt und zwei als Ersatz dienen. Außerdem werden an der Kernkastenoberfläche Stampföffnungen h vorgesehen. Abb. 947 zeigt den Abguß der unteren Kernkastenhälfte mit halb eingestampftem Kern und eingelegter Kernspindel i, Abb. 948 den Abguß der oberen Kernkastenhälfte mit den eingegossenen Kernschlitzen. Die beiden Kernkastenhälften werden, wie in Abb. 949 zu ersehen, zusammengesetzt und durch die Stampföffnungen vollgestampft. Sodann wird die obere Kernkastenhälfte mittels der angeschraubten Griffe j (Abb. 948) abgehoben und der an den Schlitzen vorstehende Formstoff entsprechend der Rohrkernform beipoliert. Die Kernspindel wird an drei Stellen durch Eisendrähte und Keile in der unteren Kernkastenhälfte festgehalten.

Nachdem der Unterkasten für die äußere Form der Stücke (Abb. 950) aufgestampft, abgehoben und gewendet ist, wird die ebenfalls gewendete untere Kernkastenhälfte

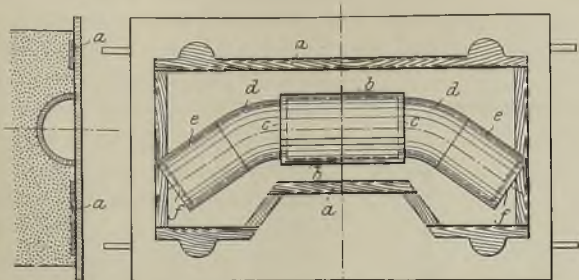


Abb. 942.

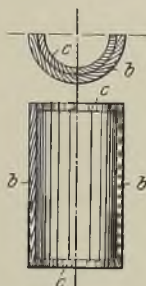


Abb. 943.

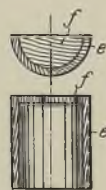


Abb. 945.

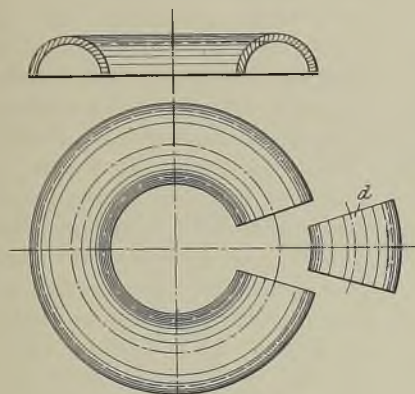


Abb. 944.

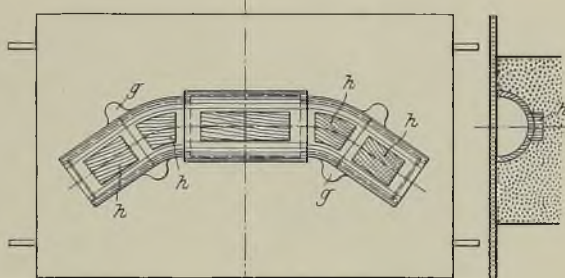


Abb. 946.

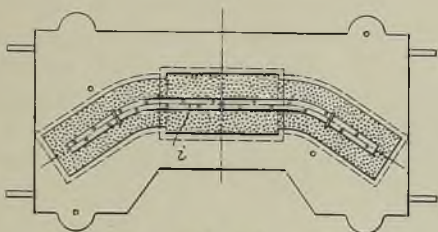


Abb. 947.

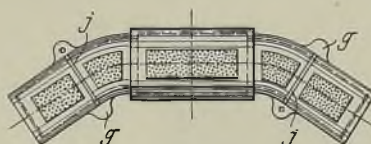


Abb. 948.

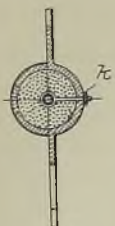


Abb. 949.

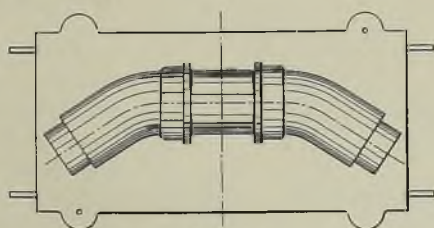


Abb. 950.

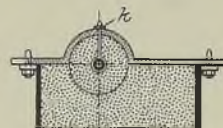


Abb. 951.

Abb. 942—951. Anfertigung eines gußeisernen Kernkastens für Rohrformstücke.

samt Kern auf diesen geführt und der Kern durch Lösen der Keile k (Abb. 951) in die Unterkastenform gelegt.

Häufig wird die Teilung eines Modells durch Anwendung eines oder mehrerer Kernstücke vermieden. Die Kernstücke enthalten dann Teile der äußeren Form des Modells. Beim Aufstampfen des Modells werden die Kernstücke an dasselbe angesetzt oder nach

Fertigstellung der Form in besonders hierfür vorgesehene Kernmarken eingesetzt. Ein Beispiel zeigen die Abb. 952—957.

Abb. 952 stellt den Abguß einer Ölschale mit zwei Ausläufen dar. Das Modell wird an den beiden Ausläufen x und y mit Kernmarken versehen. In einem zweiteilig eingerichteten Kernkasten (Abb. 953 u. 954) werden die Kernstücke der beiden Auslauf-



Abb. 952. Ölschale mit zwei Ausläufen.

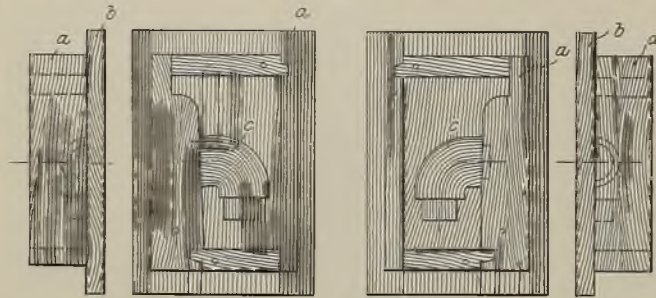


Abb. 953.

Abb. 954.



Abb. 955.

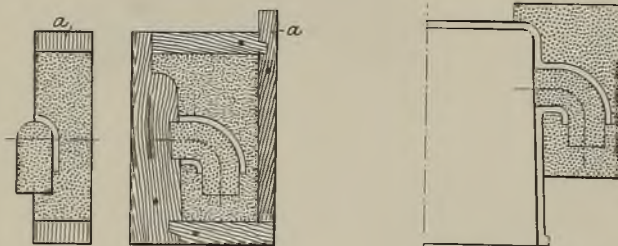


Abb. 956.

Abb. 957.

Abb. 953—957. Formerei der Ausläufe der Ölschale mittels Kernkasten.

formen hergestellt. Jede Kernkasten-hälfte besteht aus einem zweiteiligen Rahmen a und einem glatten Boden b, auf den die halbe Auslauf-form c der Stutzen aufgeschraubt ist. Die Kernstücke werden folgendermaßen angefertigt: Nach Aufstämpfung jeder Kernkasten-hälfte wird die eine Hälfte gewendet und der Boden mit der Auslauf-form abgehoben. Sodann wird der Durchgangskern d, der in bekannter Weise in einer zweiteiligen Büchse (Abb. 955) gestampft wurde, in die eine gewendete Kernauslauf-form (Abb. 956) eingelegt. Die zweite Kernauslauf-form wird, ohne gewendet zu werden, mit dem Holzrahmen a vom Boden abgehoben und mittels Dübel auf die erste, gewendete und mit Tonbrei bestrichene Kern-form aufgesetzt. Beide Rahmen a werden gelöst und der so hergestellte, zusammengeschweißte Kern, wie aus Abb. 957 ersichtlich, benutzt. Die Anwendung von äußeren Kernstücken ist in der Bild- und Kunstgießerei sehr häufig.

Die Herstellung der Lehren (Schablonen).

Lehren für Sand-, Masse- und Lehmformen der Eisen- oder Stahlgießerei werden in der Regel aus Holz, und zwar gerne aus Kiefernholz, wegen dessen

Eigenschaft, nicht zu quellen, angefertigt¹⁾. Soll eine Lehre für die Herstellung einer größeren Anzahl von Formen dienen, so fertigt man sie aus Gußeisen oder Stahlblech. Der Rand der Lehre, der die Umrisse des zu drehenden Körpers zeigt, wird stets etwas zugescharft (s. Abb. 958).

Dient eine Lehre für die Herstellung von Sand- oder Masseformen, so wird sie zwecks Verhütung stärkerer Abnutzung an dem spitzen Teil des Randes mit einem Eisenblech beschlagen. Je nachdem die Lehre für Sand- oder Lehmguß Verwendung findet, wird sie mit der zugeschnittenen Kante, wie aus Abb. 958 ersichtlich, verschieden bewegt.

Größere Lehren werden der besseren Haltbarkeit wegen häufig mit Querleisten

¹⁾ Vgl. S. 680.

versehen, um ein Verziehen in der Nässe zu verhindern (Abb. 959—962). Ferner werden vorspringende Teile einer Lehre häufig getrennt angefertigt und an diese angeschraubt,



Abb. 958.
Rand der Lehren.

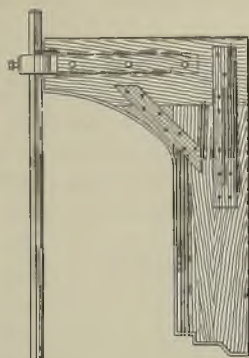


Abb. 959.

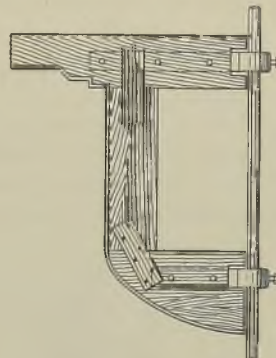


Abb. 960.

um ein Herausziehen der Lehre aus der gedrehten Form zu ermöglichen (Abb. 962)¹⁾.

Vereinigte Modell- und Lehrenherstellung.

Im Gießereibetriebe stellt sich mitunter die Herstellung einer Form

ausschließlich nach Modell oder nur nach Lehren sehr teuer, und man sucht die Herstellungskosten durch geschickte Vereinigung von Modell- mit Lehrenformerei zu erniedrigen. Zum besseren Verständnis sei hier die Anfertigung von Kernkasten-Modellteilen, sowie Lehren für eine doppelarmige Riemenscheibe (Abb. 963) angeführt. Gleichzeitig zeigt das Beispiel, wie man schnell, handlich und genau einen Kernkasten für derartige Körper herstellt.

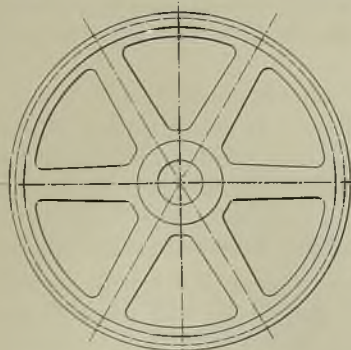
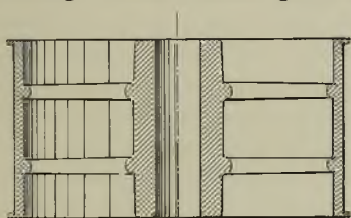


Abb. 963. Doppelarmige Riemenscheibe.

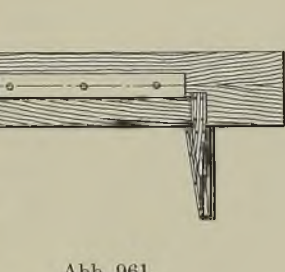


Abb. 961.

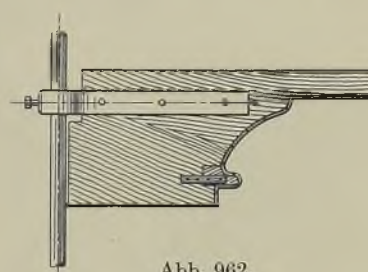


Abb. 962.

Abb. 959—962. Verschiedene Ausführungsformen von Lehren.

In Abb. 963 ist der Abguß dargestellt. Abb. 964 zeigt die Mantellehre an einer Drehspindel befestigt, Abbildung 965 den Kernkasten. Die beiden Seiten des Kernkastens bestehen aus zwei Brettern a, die durch die Querleisten b am Werfen [oder Verziehen] gehindert werden. In einem der Seitenstücke a ist ein Schlitz ausgeschnitten, durch den sich die angeschraubte Leiste c des zweiten Brettes schiebt, die dann durch einen Keil d festgehalten wird. Das bogenförmige Teilstück e wird durch zwei Leisten gebildet, an die dünne Bretter

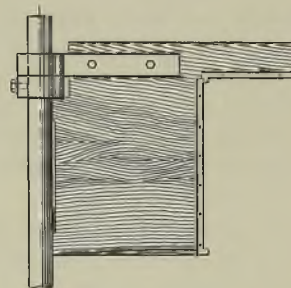


Abb. 964. Mantellehre für die Riemenscheibe.

angeschraubt werden. Hierdurch fällt ein Verleimen des Bogenstückes mit Felgen, wie dies vielfach üblich ist, fort, und es wird viel Zeit und Geld erspart. Zwischen die beiden

¹⁾ Vgl. hierzu auch Bd. II, S. 97—131.

Bogenstücke e werden Ansätze mit Reiböffnungen geschraubt, die der Verbindung beider Seitenteile a dienen. Das Nabenstück und die beiden Arme werden lose in den Kernkasten eingelegt. Letztere werden durch Einsteckstifte am Versetzen verhindert.

Die Herstellung von Modellen aus Metallen.

Zwecks Erzielung scharfer Abgüsse mit genauen Umrissen, ferner auch bei Herstellung einer großen Anzahl Abgüsse nach nur einem Modell, pflegt man das Modell aus Metall anzufertigen. Man verwendet zu Metallmodellen mit Vorliebe Gußeisen, weniger Schmiedeisen oder Stahlguß, ferner Rotguß, Messing oder Legierungen von Zinn mit Blei, Kupfer oder Antimon, Legierungen von Zink mit Blei, oder auch von Blei mit Antimon, z. B. 40% Antimon mit 60% Blei. Bei der Anfertigung von Metallmodellen ist, weil sie in der Regel nach Holzmodellen abgeformt werden, zu beachten, daß die Holzmodelle zweierlei Schwindungszugabe erhalten müssen; einmal die Schwindungszugabe für das gewählte Metall des Modells, zum anderen die Zugabe der Schwindung für den Werkstoff der herzustellenden Abgüsse.

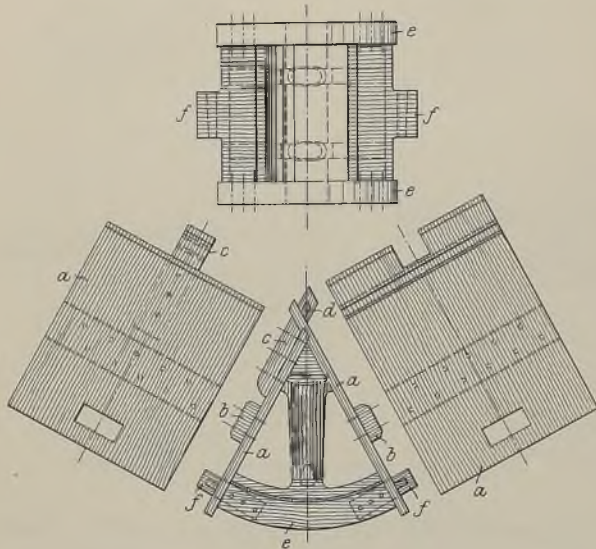


Abb. 965. Kernkasten für die Riemenscheibe.

Für Maschinenmodelle benutzt man wegen des geringeren Verschleißes und der damit verbundenen Beibehaltung der vorgeschriebenen Abmessungen der Abgüsse am praktischsten und billigsten Gußeisen. Die in neuerer Zeit angepriesenen Metall-

legierungen zur schnellsten Anfertigung von Modellen ohne viel Nacharbeiten haben sich wegen ihrer raschen Abnutzung gegenüber sauber gearbeiteten Gußeisenmodellen nicht bewährt. Für etwa 300—500 Abgüsse mag eine Metalllegierung aus Blei und Antimon oder Rotguß noch saubere Abgüsse erzielen, darüber hinaus ergeben sich schon Schwierigkeiten. Metallmodelle aus leichtschmelzbaren Legierungen leiden schon sehr durch das häufigere, unvermeidliche Luftstechen beim Formen. Auch stellt sich das einmal sauber bearbeitete Gußeisenmodell im Gebrauch billiger als das häufige, störende und teure Auswechseln und Wiederaufarbeiten von Ersatzmodellen aus leichtschmelzbaren Legierungen.

Zink ist nicht zu Modellen beliebt, da es sich sehr schnell abnutzt.

Zinn ist für die Modellherstellung gänzlich unbrauchbar. Oft zeigen solche Modelle eine mit warzenartigen Gebilden bedeckte Oberfläche. Das Zinn ist dann so wenig fest, daß es sich mit den Fingern zerreiben läßt; diese Erscheinung tritt namentlich bei strenger Winterkälte ein. Das Zinnmetall geht dabei von der weißen in seine graue Modifikation über. Diese Erscheinung, die sog. Zinnpest, führt schnell zur Zerstörung der Modelle.

Aluminium ist ebenfalls zu Modellen wenig beliebt. Dieser Werkstoff ist zwar äußerst leicht und bequem im Gebrauch, nutzt sich aber schnell ab und ist besonders beim Modellosschlagen der Gefahr zu springen ausgesetzt. Ferner läßt sich Aluminium schlecht mit Feile und Drehstahl bearbeiten.

Rotguß wird mit Vorteil für solche Modelle verwendet, welche ziseliert werden müssen, besonders für den Kunst- und Bildguß.

Zu Modellen für Geschirr benutzt man außer Gußeisen durch Stanz- oder Schweißarbeit hergestellte Stücke. Man gebraucht hierzu Eisen- und Kupferbleche. Solche

Modelle sind äußerst leicht und ergeben für das Abformen von Mantel- und Kernformen gleichmäßige Wandstärken.

Die Verjüngung der Metallmodelle braucht nicht so ausgebildet zu werden wie bei Holzmodellen, da die Metalle sich viel glatter verarbeiten lassen als Holz.

Die Herstellung von Modellen aus Wachs, Gips und ähnlichen Stoffen.

Die Modellherstellung aus Wachs kommt fast ausschließlich für den Kunst- und Bildguß in Betracht. Nach dem alten italienischen Verfahren wird das vom Künstler angefertigte Wachsmo­dell eingeformt und dann ausgeschmolzen, es geht infolgedessen verloren. Um nun für die Folge das Originalmodell, auf dessen Herstellung viel Zeit und Geld verwendet wurde, zu erhalten, fertigt man bei dem neuen deutschen Wachs-ausschmelzverfahren als Originalmodell ein Gips- oder Metallmodell an¹⁾. Das Ver­fahren selbst wird wie folgt ausgeführt:

Das Modell aus Metall oder Gips wird nach dem Ziselieren bis zur Hälfte in einem Unterkasten eingebettet oder auf einen Lehrboden gelegt. Die obere Modellhälfte wird nun mit Seidenpapier bedeckt und auf dieses werden Tonplatten aufgedrückt (Abb. 966). Danach wird auf den Tonplatten eine Formkasten­hälfte aus Gips hergestellt, die außer Trichteröffnungen noch mehrere Öffnungen *a* besitzt. Nach dem Erhärten des Gipses wird der Gipsformkasten samt Modell und Unterlage gewendet, die Unter­lage abgehoben und sodann die obere Modellhälfte wie oben erklärt, mit Tonplatten überzogen (Abb. 967). Über letztere wird wiederum eine Gipsformkasten­hälfte hergestellt.

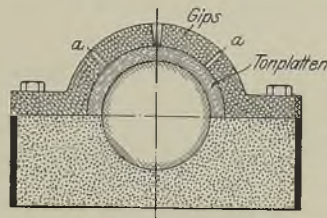


Abb. 966.

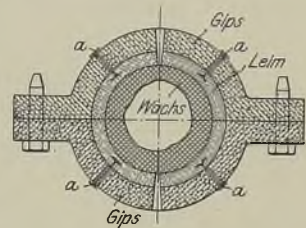


Abb. 967.

Abb. 966 u. 967. Deutsches Wachs ausschmelzverfahren.

Diese wird nach dem Erhärten abgehoben, die Tonplatten werden entfernt, die Gipsformkasten­hälfte wird wieder aufgesetzt und in die Öffnungen *a* werden Eisenhäkchen eingehängt. Durch den Eingußtrichter wird feinstes Kölner Leim, der vorher in kaltem Wasser aufgeweicht und danach in heißem Wasser aufgelöst wurde, eingegossen. Nach dem Erkalten des Leims wird der vollständige Formkasten gewendet und die obere Formkasten­hälfte abgehoben. Die Tonplatten werden entfernt und auch hier in die Öffnungen *a* Eisenhäkchen eingelegt, darauf wird der Hohlraum ebenfalls mit flüssigem Leim ausgefüllt. Die obere Formkasten­hälfte wird nun abgehoben, wobei die Leimschicht sich mit der Formkasten­hälfte aushebt. Das Modell wird danach aus der unteren Form entfernt, die obere abgehobene Hälfte wieder aufgesetzt und der Hohlraum mit flüssigem Wachs ausgefüllt.

Das Ausfüllen des Hohlraumes z. T. mit flüssigem Wachs gefüllt und durch Schütteln der Gießform eine überall gleichmäßige Wachsschicht in der unteren Form erzeugt. Danach wird die Form gewendet und in derselben Weise flüssiges Wachs in die früher obere, jetzt untere Form gegossen. Nach dem Erkalten des Wachses wird durch Abheben der oberen Formkasten­hälfte das Wachsmo­dell herausgenommen, das zum Formen benutzt wird.

Die Anwendung von Gipsmodellen ist in der Eisen-, Stahl- und Metallgießerei sehr verbreitet. Sie eignen sich vornehmlich für gewöhnlichen Kunst- und Bilderguß. Auch für Formmaschinenbetrieb fertigt man Modelle, die der Massenherstellung dienen sollen, öfters aus Gips an, ebenso ganze Formplatten und die sog. Aufstampf- oder Lehrböden²⁾. Das ursprüngliche Verfahren ist äußerst einfach und hat den Vorzug, in

¹⁾ Näheres vgl. F. Wüst, „Handbuch der Metallgießerei“, Weimar 1897. S. 213. S. auch Bd. II ds. Hdb. S. 119 u. 202.

²⁾ Näheres s. Bd. II, S. 321–340.

kurzer Zeit (binnen 3—4 Stunden) das Modell für eine größere Anzahl Abgüsse schnell und billig zu liefern, sowie vorhandene Holzmodelle schonen und diese lediglich zur Herstellung von Ersatzmodellen aus Gips benutzen zu können. In der Regel fertigt man kleine Modelle samt dem Lehrboden zusammen an, so daß sie mit diesem fest verbunden sind.

Die Anfertigung von Gipsmodellen geschieht in der Weise, daß nach Holz- oder Metallmodellen oder auch mittels Lehren Sandformen hergestellt werden, in die durch besondere Einlauftrichter in Wasser aufgelöster Gips eingegossen wird. Bei stark in der Längsrichtung ausgedehnten Modellen legt man kurz vor dem Eingießen Eisengerippe ein, um eine größere Widerstandsfähigkeit der Gipsmodelle zu erreichen. Nach einigen Stunden ist der Gips erhärtet, und man kann etwa anhaftenden Formsand mit Wasser und Bürste abwaschen. Durch Tränken mit Leinöl und darauffolgenden Anstrich mit Modellack werden die Gipsmodelle so widerstandsfähig, daß damit eine beträchtliche Anzahl Gießformen hergestellt werden kann.

An Stelle von Gips werden neuerdings mehr die sog. Modellzemente benutzt, die sich ähnlich wie Gips vergießen lassen, eine größere Haltbarkeit besitzen und häufig für die Herstellung von Formplatten verwendet werden.

Die Berechnung der Gußstücke aus dem Modellgewicht.

Mit den Angaben der nachstehenden Zahlentafel 125 ist das Gewicht des Modells zu multiplizieren, um das Gewicht des Gußstückes zu finden:

Zahlentafel 125¹⁾.

Werkstoff des Modells	Werkstoff des Gußstückes					
	Gußeisen	Messing	Rotguß	Bronze	Glocken- und Kanonenmetall	Zink
Fichten- oder Tannenholz	14,00	15,80	16,60	16,03	13,50	17,10
Eichenholz	9,00	10,10	10,40	10,03	8,60	10,90
Buchenholz	9,70	10,90	11,40	11,03	9,40	11,90
Lindenholz	13,40	15,10	15,60	15,05	12,90	16,30
Birnbaumholz	10,20	11,50	11,90	11,08	9,80	12,40
Birkenholz	10,60	11,90	12,30	12,02	10,20	12,90
Erlen- und Ebenholz	12,80	14,30	14,80	14,07	12,20	15,50
Mahagoniholz	11,70	13,20	13,68	13,05	11,20	12,20
Messing	0,84	0,95	0,99	0,98	0,81	0,90
Zink	1,00	1,13	1,17	1,16	0,96	1,22
Zinn mit $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{6}$ Blei	0,89	1,00	1,03	1,03	0,85	1,12
Blei oder Hartblei	0,64	0,72	0,74	0,74	0,61	0,78
Gußeisen	0,97	1,09	1,13	1,12	0,93	1,18

Literatur.

Einzelne Werke.

- Haentzschel-Clairmont, W.: Die Praxis der Modelltischlerei. 2. Aufl. Leipzig 1920.
 Hesse, Fr. W.: Der Modelltischler. 4. Aufl. Leipzig 1922.
 Löwer, R.: Modelltischlerei. 2 Teile. Werkstattbücher H. 14 u. 17. Berlin 1924 u. 1925.
 Henning, R. H.: Der Holzmodellbau. (Die Betriebspraxis der Eisen-, Stahl- und Metallgießerei. Herausgeg. von Hubert Hermanns.) Halle a. d. Saale 1927.
 „Gina“, Fachnormenausschuß für Gießereiwesen: Modelle und Zubehör, Richtlinien für die Ausführung. DIN 1511, Entwurf 1, Blatt 2 (7. Juni 1928).

Abhandlungen.

- Spencer, A. N.: Die Anlage einer modernen Modelltischlerei. Foundry 1909. Mai. S. 106.
 Modelltischlerei. Stahl Eisen 1910. S. 1219.
 Feuerlöschrichtungen in der Modelltischlerei. Stahl Eisen 1912. S. 909.

¹⁾ Nach Maschinenbau- und Metallarbeiter-Kalender, Berlin.

- Munk, E.: Über Bodenbedarf moderner Graugießereien. *Stahleisen* 1912. S. 2157.
- Leber, E.: Die Gießereianlage der Firma J. M. Voith in Heidenheim a. d. Brenz. *Stahleisen* 1914. S. 1079.
- Ahrens, W.: Die Modellwerkstätten und das Modellager der Firma Gebrüder Sulzer A.-G. in Winterthur. *Stahleisen* 1914. S. 1526, 1652.
- Leber, E.: Die neue Gießereianlage der Maschinenfabrik Eßlingen. *Stahleisen* 1917. S. 302.
- Gesichtspunkte für die Herstellung von Modellen. *Werkz.-Masch.* 1919. S. 290.
- Irresberger, C.: Aus der Modelltischlerei. *Gieß.-Zg.* 1919. S. 344.
- Über sachgemäße Anfertigung von Gießereimodellen in modernen Betrieben. *Z. Gieß.-Pr.* 1920. S. 13.
- Praktische Verfahren zur Form- und Modellherstellung. *Stahleisen* 1921. S. 579, 724, 893.
- Hempel, H.: Eine Modellregistratur. *Werkst.-Techn.* 1921. S. 441.
- Hofmann, W.: Modelle für hohe Anforderungen. *Gieß.* 1921. S. 198.
- Der Einfluß der Normalisierung in einer Fabrik auf die Modellschreinerei und Gießerei. *Gieß.* 1921. S. 145.
- Horner, J.: Die Aufgaben der Modellmacherei. *Foundry* 1922. S. 275—320.
- Löwer, R.: Form- und arbeitsgerechte Konstruktionen. *Maschinenbau. Gestaltung* 1922. S. 143.
- Rationelle Modellanfertigung. *Gieß.-Zg.* 1923. S. 263.
- Schiffner, A. und P. Bischoff: Fehlerhafte Gußstücke durch unzuweckmäßige Holzmodelle. *Maschinenbau; Betrieb* 1923. S. 646.
- Konrad, A.: Die Modellschreinerei der Rombacher Hütte in Bochum. *D. Bau-Zg.; Mitt. über Zement-, Beton- und Eisenbetonbau* 1923. S. 92.
- Henning, H. R.: Die Abteilung Modelltischlerei der 3. Gießerei-Fachausstellung in Hamburg. *Gieß.* 1924. S. 341.
- Freytag, W.: Die Anfertigung schwachwandiger Gußstücke nach skelettähnlichen Holzmodellen. *Gieß.-Zg.* 1925. S. 181.
- Rieth, W.: Das technische Steinmodell. *Gieß.* 1925. S. 233.
- Schmid, L.: Ein neues Verfahren zur Herstellung von Modellplatten. (Roccarit.) *Gieß.-Zg.* 1925. S. 365.
- Schön, E.: Modellkarte und Modellverwaltung. *Gieß.-Zg.* 1925. S. 459.
- Edwards, F. C.: Leistungssteigerung einer Gießerei durch Einrichtung einer Modelltischlerei. *Foundry Trade J.* 1926. S. 311.
- Reininger, H.: Modellager-Organisation. *Gieß.* 1926. S. 820.
- Rieth, W.: Über Steinmodelle und Steinmodellplatten. *Stahleisen* 1927. S. 306.
- Seyderhelm, K.: Die Entwicklung der Kosten von Modelltischlereien in deutschen Maschinenfabriken. *Stahleisen* 1927. S. 885.
- Berger, E.: Die Einrichtung von Modellagerräumen. *Gieß.-Zg.* 1927. S. 151.



Namenverzeichnis.

- Abeking, K. 290.
 Achenbach, Alb. 87, 88, 89.
 Achenbach, F. W. 639.
 Ahrens, W. 735.
 Albrecht, K. 374.
 Ammon, Chr. 301.
 Anke, Fr. 295, 296.
 Arend, J. P. 603, 615.
 Armengaud 53, 57.
 Arndt, K. 582.
 Arnemann, C. 300, 301.
 Arnold, H. 582.
 Arrewood, W. 167.
 d'Asse, O. 321.
 Atkinson, J. S. 299.
 Atwood, Ch. 170.
 Aubel, V. W. 292.
 Aubié 90.
 Augustin, H. 292.
 Aye, E. F. 297.

 Bablik, H. 574, 582.
 Backheuer, M. 438.
 Bacon, C. J. 289.
 Bagley, Ch. H. F. 290, 291.
 Baillet, A. 44, 678.
 Bainbridge, F. 180, 291.
 Balley, K. M. 299.
 Banco, R. 298.
 Bansen, H. 167, 174, 175, 189, 193, 196, 197, 207, 240, 241, 245, 267, 292, 293, 295, 297.
 Barba, W. P. 292, 293.
 Bardenheuer, P. 79, 149, 439, 485.
 Bardtke 639.
 Barff 565.
 Barton, L. J. 323, 410, 413, 423, 424, 436, 439.
 Bauer, E. 678.
 Bauer, O. 88.
 Baumann, Rudolf 5.
 Baumann, Richard 680.
 Baurichter, E. 118.
 Beck, W. J. 293.
 Becker, C. 331, 439.
 Becker, Herm. 273, 300, 301.
 Becker, R. 289.
 Beckert, Th. 73.
 Beckmann 159, 485.
 Behrens, H. 678.

 Belaiew, N. J. 602.
 Belden, A. 149.
 Belyea, A. R. 295.
 Benardos, N. 625.
 Benecke, R. 45.
 Benson, H. K. 298.
 Berger, E. 735.
 Berger, H. 292.
 Bernhardt, Fr. 167, 203, 232, 234, 289, 295.
 Berthold, K. 77, 78.
 Bertram, W. 296.
 Bessemer, Henry 168, 170.
 Besson, F. 74.
 Beyer, H. 596.
 Bichon 76.
 Bietron 57.
 Billiar, J. A. 292.
 Biringuccio, Vanuccio 38.
 Bischoff, P. 735.
 Bittner, F. 224, 244.
 Blagé 294.
 Blau, E. 140, 292, 294, 678.
 Bleibtreu, H. 157, 158, 166.
 Bliemeister, W. 329, 330, 439.
 Bloom, F. S. 301.
 Bock, B. 596.
 Bocard, M. 54.
 Böcking, F. 149.
 Boehringer, E. C. 294.
 Boettcher, Fr. 291.
 Bolle, H. 255, 271.
 Bollinckx, H. 58.
 Bolzani, L. 47.
 Bonnaud, L. u. R. 678.
 Booth 299.
 Booze, M. C. 294.
 Borchers, W. 328, 436.
 Bosser, Ach. 288.
 Bouffart, M. 297.
 Boulton, J. 74.
 Bourg, N. 292.
 Bower 565.
 Bramall 74.
 Braun, F. 47, 149.
 Bremer, E. 485.
 Brendow 298.
 Broglio, N. 47.
 Bronn, J. 267, 295, 296.
 Brossard, O. 97.
 Brüninghaus, A. 175.

 Buchholz, H. 129, 180.
 Buchner, G. 578, 582.
 Bull, R. A. 439.
 Bulle, G. 167, 204, 214, 247, 248, 255, 260, 266, 292, 294, 295, 297, 437.
 Bulmer, W. C. 185, 293.
 Bunell, St. H. 295.
 Bunte, H. 253, 272.
 Bunte, K. 298, 299, 300.
 Burgeß, Ch. F. 183.
 Burkart, E. H. 295.
 Buxbaum, B. 564.
 Buzek, G. 67, 89, 91, 115, 127, 149.

 Cain, R. L. 297.
 Campbell, E. C. 606.
 Campbell, H. H. 287, 290.
 Campbell, J. W. 297.
 Campion, A. 289.
 Canaris, C. 289.
 Cance, A. M. 439.
 Canham 72.
 Carr, W. M. 287, 289.
 Částek, Fr. 289, 298.
 Castrox, E. de 294.
 Chary, 45.
 Chatelier, H. Le 169.
 Clark, F. E. 439.
 Claus, W. 382.
 Clay, William 72.
 Clements, F. 266, 293, 299, 300.
 Coffin, W. C. 290.
 Colclough, T. P. 293, 295.
 Comstock, G. F. 292.
 Cone, E. F. 289, 292.
 Conté 294.
 Contzen, H. 118.
 Conway, J. M. 295.
 Cook, E. C. 293.
 Cornell, S. 294.
 Corsalli, F. W. 49.
 Cort, Henry 168.
 Cort, St. J. 297.
 Cotel, E. 288, 295.
 Cournot, J. 582.
 Coussergues 436.
 Cramer, O. 639.
 Crandall 58.
 Crane, J. B. 293.
 Crolius, F. J. 294, 295.
 Culbertson, A. L. 299.
 Curran, F. C. 560.

 Czekalla, J. 288.
 Czerny, R. 301.
 Czirn-Terpitz, H. 291.

 Daelen, R. M. 288.
 Dahl, F. 291.
 Danforth, G. L. 290.
 Danielsen, R. R. 590, 596.
 Davis, F. W. 294, 298.
 Dechesne, J. 81.
 Demenge, E. 289.
 Denk, F. J. 292.
 Deschamps, J. 300.
 Dessemond, A. 299.
 Dichmann, C. 167, 178, 180, 261, 287, 288, 289, 298.
 Diefenthaler, A. 87.
 Diehl, A. N. 297.
 Diepschlag, E. 149, 293, 439.
 Diethelm, B. 299.
 Diller, H. E. 167, 484.
 Dimitriew, S. 296.
 Dittmer, Fr. 291.
 Dobson, D. J. 484.
 Dolch, M. 299, 300.
 Dolnar, H. 167.
 Donaldson, J. 560.
 Donner, G. 291, 293.
 Dornhecker, K. 178, 230, 322, 291, 416, 437, 438, 439.
 Doubs, F. 437.
 Dowerg, H. 288.
 Dreßler, Ph. 484.
 Drieschner, A. 296.
 Dubois 299.
 Duesing, F. 620.
 Dufrené 74.
 Dupuis, J. 292.
 Durrer, R. 330, 352, 420, 438, 439, 484, 622, 632.
 Dyrssen, W. 257, 294, 295, 299.
 Dwyer, Pat 485, 678.

 Eadie, A. 43.
 Ebelmen 53.
 Eckardt, H. 288.
 Ecke, A. 678.
 Eddins, G. E. 295.
 Edwards, F. C. 735.

- Ehrhardt, Th. 45, 121, 127.
 Eichhoff, F. R. 392, 437.
 Eilender, W. 330, 437, 438.
 Elliot 426, 438.
 Emmel, K. 87, 88, 89, 485.
 Endell, K. 439.
 Egan, Fr. 294.
 Engelhard, C. 299.
 Erbreich, Fr. 167, 437, 484.
 Escard, J. 436.
 Escher, M. 290, 302, 321.
 Essich, O. 299.
 Eversmann, A. 42.
 Evetts, G. 300.
- Faber, A. 300, 301.
 Faber du Faur, W. 43, 168.
 Fahr, O. 678.
 Falke, V. 289.
 Fauler, A. 53.
 Feild, L. 183, 225, 295.
 Felbeck, G. T. 174.
 Felton, S. J. 438, 484.
 Ferranti, S. Z. de 322.
 Fetherston, T. C. 296.
 Finney, Burnham 678.
 Fischer 53.
 Fischer, Ferd. 298.
 Fischer, Fr. 292.
 Fischer, H. 555.
 Fischer, W. 439.
 Fiske, Rogers 678.
 Fiorelli, F. 294, 301.
 Fitch, W. H. 291.
 Fletcher, J. E. 290.
 Flodin, H. 295.
 Fornander, E. 289.
 Frank, J. W. 403.
 Franz, L. 46, 47.
 Freytag, W. 735.
 Friedrich, O. 289.
 Frölich, Fr. 288.
 Fromm, H. 217, 292.
 Fry, A. 582.
 Fuchs, P. 298.
 Fulton, L. M. 294.
 Furneß, R. 296.
- Gaab, Fr. C. W. 290.
 Gauntlett, F. W. 574.
 Gehlhoff 300.
 Gerhardi 55.
 Geiger, C. 72, 128, 146, 439, 678.
 Geilenkirchen, Th. 166.
 Geipel, G. A. 127.
 Geissel, A. 149.
 Gendt, van 320, 321.
 Genzmer, R. 233, 288, 289.
 Genwo, R. 320, 439, 485.
 Gerhard 300.
- Geßner 565.
 Giers, John 170.
 Gieseler, E. F. 301.
 Gille, H. 288, 289, 295.
 Gilles, Chr. 47, 50.
 Glaser, L. C. 321.
 Gmelin 111.
 Gnade, R. 163, 167.
 Godfroid, H. 290.
 Göbel, E. 296.
 Goldbeck, W. 48.
 Goldmann, E. 290.
 Goldschmidt, O. 67.
 Goodenough, G. A. 174.
 Gouvy, A. 42, 57, 70, 73, 74, 75, 76, 148.
 Gow, C. C. 436.
 Graham, O. S. 290.
 Grashoff 117.
 Green, B. H. 292.
 Greiner, Fr. 121, 133.
 Grey, A. 294.
 Griffith, R. E. 294.
 Grocholl, K. 66, 136.
 Groeber, H. 189.
 Gronemann, Th. 127.
 Grotts, F. 559.
 Grubb, A. A. 678.
 Grum-Grzimailo, V. 167, 290.
 Grünewald, Jul. 596.
 Gruner, M. L. 170, 287.
 Günther, H. 582.
 Guijot, J. 295.
 Gutmann, A. 505.
 Gwosdz, J. 298, 299, 301.
- Haber, F. 298.
 Hadfield, R. A. 295, 297, 410.
 Haentschel-Clairmont, W. 734.
 Hall, J. H. 76, 438.
 Hallmond, A. F. 230, 290.
 Hamélius 57.
 Hanemann, H. 421, 439.
 Harrison, N. C. 290, 294.
 Hartig, F. 437.
 Hartmann, F. 570, 572, 579, 581, 582.
 Haslam 301.
 Hatfield, W. H. 178.
 Hathaway, W. 485.
 Hausenfelder, R. 37.
 Head, A. P. 288.
 Heath, J. M. 75.
 Heaton, Th. T. 72.
 Helberger, Hugo 15.
 Heiligenstädt, W. 189, 295.
 Heissermann, R. J. 678.
 Helfenstein, A. 299.
 Hellmund, E. 47, 321.
 Helm, R. C. 293.
 Hempel, H. 735.
 Henfling, Fr. 485.
- Hengstenberg, W. 639.
 Hennecke, R. 231, 297, 300.
 Henning, C. 678.
 Henning, R. H. 734, 735.
 Herbertz 53, 72.
 Hermanns, H. 287, 289, 290, 292, 293, 298, 299, 320, 321.
 Herty, jr. C. H. 179, 295, 297.
 Herwig, O. 288.
 Herzog, E. 240, 293, 296, 297.
 Heß, K. 438.
 Hesse, Fr. W. 734.
 Hesse 167.
 Hessenbruch, W. 439.
 Hibbard, H. D. 292, 296.
 Hibler, B. H. 67.
 Hilgenstock, G. 180.
 Hilliger 299.
 Hilton 72.
 Hinchley 575.
 Hindrichs, G. 437.
 Hiorth, A. 437.
 Hock, H. 300, 301.
 Hörnig, Alfr. 47.
 Hoff, H. 292, 294.
 Hofmann, J. 289.
 Hofmann, K. A. 51.
 Hofmann, W. 735.
 Hold, O. 321.
 Hollender, G. 149.
 Hollinderbäumer, W. 149.
 Holm, H. 128.
 Holtzhausen, P. 47.
 Horn 625, 639.
 Horner, J. 735.
 Horstmann, H. 565, 569.
 Howe, H. M. 162, 167, 287, 290, 291, 293.
 Hoyt, J. L. 290.
 Hruska, J. H. 297.
 d'Huart 224, 225, 298.
 Hudler, J. 298, 299, 300.
 Huffelmann, K. 294.
 Hülsbruch, W. 239, 294, 296.
 Humperdinck, C. 167.
 Hunt, C. H. 292.
 Hurst, J. E. 89, 103, 560.
 Hüser, F. 149.
 Huessener, K. 297, 300.
 Huyck, A. B. 300.
- Ibbrüger 56.
 Ilijn, M. 475.
 Illies, H. 290, 299.
 Ireland, Jonathan 55.
 Ireland, William 55.
 Irresberger, C. 1, 37, 38, 148, 167, 321, 437, 438, 557, 569, 596, 601, 678, 735.
 Iwasé, K. 388.
- Jacob 300.
 Jacobs, Fred B. 564.
 Jansen, F. 391, 437.
 Janssen, Fr. 639.
 Janssen, W. A. 289.
 Jaworski, P. 301.
 Jellinek 299.
 Johannsen, O. 38, 39, 150, 168.
 John, H. H. St. 15.
 Johnson, L. F. 295.
 Johnston 68.
 Jonides, A. C. 13, 37.
 Jordan, H. 118.
 Joseph, C. 485.
 Jung, A. 180, 234, 293, 294.
 Jungbluth, H. 485.
 Jüngst, C. 56.
 Jüptner, H. v. 287, 298.
- Kagarise, J. W. 204, 292, 293.
 Kaiser, A. 79, 144.
 Kaiser, F. 300.
 Kalpers, H. 437.
 Kane, W. R. 167.
 Karnaoukoff, M. H. 295.
 Karsten, A. 412.
 Kautny, Th. 639.
 Kazmeyer, K. 249.
 Keats, J. L. 297.
 Keil, O. v. 381, 438.
 Kemp, A. V. 292.
 Keppeler, G. 274, 301.
 Kerl, Bruno 69, 72.
 Kerl, E. A. 296.
 Kerns, R. S. 297, 405, 439.
 Kerpely, K. v. 422, 427, 436, 438, 439.
 Keyling, L. 107.
 Kietaibl, C. 298.
 Kiley, T. F. 678.
 Killing, E. 234, 243, 291.
 Kinney, C. L. jr. 293, 295.
 Klar, M. 274.
 Kleiber, P. 87, 89.
 Klingenberg, G. 298.
 Klingenstein, Th. 79, 129.
 Klinger, P. 439.
 Kloß, K. 3, 37, 108.
 Kner 411.
 Knickenberg, H. 297.
 Kniepert, K. 202, 289.
 Kochendörfer, H. 639.
 Kohlrausch 261.
 Kölla 427, 435.
 König, G. 300.
 König, H. 225, 322.
 Konrad, A. 735.
 Köppen, E. v. 141.
 Koerber, Fr. 293, 439, 613, 632.
 Korevaar, A. 298.
 Kortan, R. 436.

- Koschmieder, H. 299, 301.
 Köster, L. 294.
 Kothny, E. 437, 438, 439.
 Kraus, J. 678.
 Kraze, F. 596.
 Krekeler, K. 300.
 Kreutzberg, E. C. 293.
 Krieger, R. 170, 228, 298.
 Krigar, H. 64, 74.
 Kriz, St. 352, 437, 438, 439.
 Kronenberger 299.
 Kroenig, Erich C. 555.
 Krueger, H. 289.
 Krumbiegel, K. 299.
 Krupp, Alfred 169.
 Kunze, W. 437.
 Kupelwieser 169.

 Lambertson, E. 624, 639.
 Lamla, M. 484.
 Landolt-Börnstein 173.
 Landschoot, A. V. 156, 167, 484.
 Lang, G. 216.
 Langbein 580.
 Langenohl 89.
 Larsen, B. M. 297.
 Laut, R. 299.
 Lavroff, S. J. 639.
 Lawrence, M. 57.
 Leahy, J. E. 301.
 Lebeau, P. 300.
 Leber, E. 105, 123, 149, 166, 167, 678, 735.
 Ledebur, A. 38, 42, 45, 73, 74, 89, 127, 140, 144, 148, 166, 276, 287, 288, 298, 564.
 Leihener, O. 439.
 Lennings, P. 10, 37.
 Leo, K. 301.
 Lew, Ignaz 37.
 Leyde, O. 67, 90, 127, 149.
 Lichte, H. F. 289, 299.
 Liebing, P. 596.
 Linke, A. 436.
 Ljubimow 274.
 Lochner, Ernst 10.
 Lohse, U. 39, 41, 42, 53, 149, 486, 505, 678.
 Lois, E. de 297.
 Longenecker, L. S. 296.
 Löwer, R. 734, 735.
 Lowry, E. J. 295.
 Lürmann, Fr. W. 49, 288, 298.
 Lüssenhop, R. 678.
 Lyche, L. 330, 358, 437, 438.

 Maaß, W. 582.
 Mackenzie, Th. B. 53, 290.
 Mackie 301.
 Macnair, P. M. 295.
 Magg, Jul. 293.
 Malmberg, C. J. G. 297.
 Maré, B. E. de, 291.
 Marischka, C. 300.
 Markgraf, H. 268, 271, 298.
 Mars, G. 439, 603.
 Martell, P. 40.
 Martens, A. 632.
 Märtens, F. 601.
 Martin, Emile 169.
 Martin, Pierre 169.
 Mateika, E. 296.
 Mathesius, W. 48, 91, 147, 148, 149, 253, 267, 287, 298.
 Matthewman, F. A. 289, 291.
 Maurer, E. 292.
 Mayer, F. 287, 289.
 Mayne, B. R. 485.
 Mc Cance 181, 182, 291, 295, 297.
 Mc Climon, J. S. 298.
 Mc Dermott, 292, 293, 295, 300.
 Mc Kinnon, H. J. 678.
 Mc Quillan 90.
 Mc Kune 240.
 Mehrtens, J. 85, 149.
 Meiser, J. 297.
 Melinot, F. A. 422.
 Meller, K. 638, 639.
 Menchink 290.
 Merick, A. W. 484.
 Messerschmitt, A. 67, 109, 117, 149.
 Metzger, A. 294.
 Meurer, N. 582.
 Meyer, F. 421.
 Meyer, Fr. 439.
 Meyer, G. H. 299.
 Meyer, H. 605.
 Meyer, O. 436.
 Miller, H. 292, 293.
 Millers, C. C. 295.
 Millward, W. 293.
 Mögling 678.
 Moldenke, R. 114, 167, 484.
 Moll, H. 203, 294.
 Möller, R. 301.
 Monden, H. 293.
 Moore, Edw. T. 438.
 Morawe, F. 244.
 Morgans, T. 290.
 Müller 117, 299.
 Müller (-Hauff), A. 292, 398, 437, 439.
 Müller, F. C. G. 171.
 Müller, G. 678.
 Müller, R. W. 274, 291.
 Munk, E. 735.
 Muspratt 272, 274.
 Nagel, O. 596.
 Naske, Th. 288.
 Nathusius, H. 344, 427, 433.
 Nead, J. H. 294.
 Neese, H. 629, 630, 636, 639.
 Nelson, J. 293.
 Nernst, W. 51.
 Nerreter, A. 293.
 Neufang, E. 50, 130, 133.
 Neuhaus, H. 358, 437, 439.
 Neumann 300.
 Neumann, B. 145, 167, 174, 263, 298, 436, 437, 438.
 Neumann, G. 246, 283, 292.
 Neumann, Kurt 252, 298.
 Norberg 38.
 Nordenfeldt, Th. 25.
 Northrup, E. F. 439.
 Nusselt, W. 176.

 Oberhoffer, P. 51, 224, 225, 244, 293, 352, 388, 392, 438, 439, 478, 601, 604, 606, 611, 615, 617, 622, 632.
 Obrecht, A. 424.
 Odell, W. W. 299, 300, 301.
 Olczewski, St. 625.
 Osann, B. 44, 45, 67, 115, 129, 141, 144, 145, 148, 149, 152, 155, 166, 180, 255, 271, 288, 290, 291, 300, 321, 437.
 Ostwald, Wa. 298.

 Pacher, F. 292.
 Pardun, C. 142.
 Paterson 637.
 Pavloff, M. A. 186, 192, 207, 287, 289, 293, 297.
 Peabody, E. 37.
 Peirce, C. 297.
 Petersen, O. 232, 233, 234, 243, 289.
 Pfauhauser 582.
 Pfister, R. S. 439.
 Phelps, St. M. 296.
 Phillips, Vernon 295.
 Phoenix, E. A. 296.
 Piat, Albert 5.
 Pinsl, H. 167.
 Piwowarsky, E. 47, 51, 291, 421, 424, 437, 438, 439, 485, 560, 569.
 Plaister, A. J. 300.
 Pletsch, C. 439.
 Poech, K. 288.
 Poister 424.
 Polak, V. 296.
 Polchan, G. 53.
 Politz, Fr. 639.
 Pollak, V. 176.
 Pollard, A. L. 167.
 Pomp, A. 613, 632.
 Portisch, V. 166.
 Posnak, E. 295.
 Post 690.
 Potter, O. W. 557.
 Poumay, Ad. 70.
 Pourcel, A. 171.
 Prentiß, G. L. 291, 297.
 Price 111.
 Priester, G. C. 560.
 Priestley, W. J. 293, 438.
 Pszczolka, L. 288.
 Puppe, J. 203, 234, 271, 291, 292.

 Quasebart, K. 280, 298.
 Quick 183.
 Quigley, F. B. 294.
 Quinn, T. S. 438.

 Raabe, K. 299.
 Radke, M. 298.
 Randau, P. 585, 587, 596.
 Ranks, G. R. 438.
 Rapatz, F. 438, 439.
 Réaumur 38, 39.
 Reed 301.
 Rees, W. J. 295.
 Rein, C. 47, 67, 84, 102, 107, 140, 149.
 Reinecker, H. P. 596.
 Reininger, H. 735.
 Reitmeister, W. 289, 298.
 Rheinländer 135.
 Riby 76.
 Richards, T. W. 173, 289.
 Richter, H. 639.
 Riecklefs 300.
 Riecke, E. 353, 378, 437.
 Riemer, A. 288.
 Rieth, W. 735.
 Rietkötter, G. 321.
 Rietschel-Brabbée 197.
 Rodenhauser, W. 350, 436.
 Rodsewitsch 296.
 Rogers, F. 290.
 Röhl, G. 438.
 Rohland, W. 381, 438.
 Roitzheim, A. 167.
 Ronchain 43.
 Rosenberg, E. 167.
 Roser, Ed. 238, 267, 271, 291.
 Rosin, P. 292.
 Ruer, R. 88, 475.
 Ruhfus, A. 288.
 Rummel, K. 293, 300.
 Russel, G. A. 291, 294.
 Ruß, E. 436, 438.
 Rott, C. 320, 321.
 Rotter, A. 296.

- Sahler 53, 72.
 Sahlin, A. 437.
 Schaap 557, 559.
 Schach-Paronjanz, G. L. 297.
 Schack, A. 174, 176, 263, 296.
 Schäfer, W. 439.
 Schaeffer, P. 298.
 Schaller, G. S. 439.
 Schaphorst, W. F. 37.
 Scharlibbe 84.
 Scheel, W. 594.
 Scheffchen, F. 291.
 Schenck, H. 179.
 Schenck, P. 388.
 Schenck, R. 267, 293, 295, 388, 439.
 Schey, S. 378, 379.
 Schiel, K. 76.
 Schiffner, A. 735.
 Schilling, E. 253, 298.
 Schimpke, P. 625, 639.
 Schleicher, S. 180, 189, 203, 239, 291, 292, 296, 297.
 Schlemmer, J. 596.
 Schlötter, M. 581, 582.
 Schmahel 53.
 Schmatolla, E. 37, 298.
 Schmid, L. 48, 149, 735.
 Schmidhammer, W. 288.
 Schmidt 678.
 Schmitz, Fr. 290, 297.
 Schneider, A. 236, 291.
 Schneider, R. 287.
 Schneider, W. 485.
 Schock, N. 289.
 Schoemann, E. 149, 484.
 Schön, E. 735.
 Schoenawa, J. 436.
 Schoop, M. U. 582.
 Schott, Ernst A. 582, 593, 596.
 Schreiber, J. 289, 300.
 Schroeder, F. 437.
 Schroedter, R. 299.
 Schuchardt, G. 327.
 Schuchmacher, O. 639.
 Schüler, P. 299.
 Schulte, F. 149.
 Schulz, E. H. 293.
 Schulze 174.
 Schurecht, H. G. 167.
 Schumann, G. u. F. 292.
 Schürmann, E. 45.
 Schuster, F. 289.
 Schuster, W. 293.
 Schüz, E. 87, 88, 89, 150.
 Schwartz, H. A. G. 438, 484.
 Schwarz, C. 168, 174, 175, 177, 188, 214, 241, 243, 245, 264, 267, 295, 296, 297, 383.
 Schwarz, C. v. 288.
 Schweitzer, O. 195, 203, 293.
 Schwier, W. 271, 272.
 Schwitzkowski, O. 289.
 Seeley, H. K. 301.
 Seidenschnur, K. 300.
 Seigle, J. 294, 299.
 Seiler, G. 156, 167.
 Seiter, Fr. 129.
 Seyderhelm, K. 735.
 Seldon, H. W. 291, 299.
 Shaner, E. L. 293.
 Sherard Cowper Cowles 574.
 Siddon, G. A. 564.
 Siemens, Friedrich 11, 168, 287.
 Siemens, Werner 11, 322.
 Sieurin, E. 297.
 Simmersbach, O. 288, 289.
 Simon, G. 149.
 Simonson, A. 320.
 Sims 417.
 Sipp, K. 87, 89, 554.
 Sisco, Frank T. 428, 430, 436, 438.
 Sissingh, M. C. 301.
 Skamel, E. 149, 484, 596.
 Skaredoff, N. 290.
 Slavianoff 625.
 Smith, A. W. 297.
 Smith, C. A. 294, 296.
 Smith, E. G. 294.
 Sommer, Fr. 437, 438.
 Sonnenfeld, J. 321.
 Sorel 592.
 Spencer, A. N. 734.
 Sperr, D. W. jr. 297.
 Spolders, R. 149.
 Sprenger, A. 296.
 Springorum, Fr. 195, 233, 234, 243, 244, 288, 290.
 Stach, E. 118.
 Stadeler, A. 437.
 Stahl, E. 28.
 Stansfield, A. 436.
 Stassano, E. 299.
 Stauber, G. 289.
 Steward 57.
 Stobrawa, C. 288.
 Storc, J. C. 149.
 Storek, Heinr. 81.
 Stott, M. 68.
 Stotz, Rud. 438, 439, 440, 484, 488.
 Stoughton, Bradley 289.
 Strache, H. 298, 300.
 Strauß 411.
 Strauß, B. 637.
 Strauß, J. 438.
 Strickland, D. M. 293.
 Sudre 168.
 Tafel, W. 290, 295, 296.
 Tammann, G. 475.
 Tate, T. R. 291.
 Taucher, K. 582.
 Terpitz, H. 289.
 Tetzner, F. 216.
 Thallner, O. 399.
 Thau, A. 299, 438.
 Thomas, A. le 89.
 Thomas, A. S. 288.
 Thomas, Dr. 290.
 Thomas, H. Spence 291.
 Thomas, Sidney G. 170.
 Tilghman 505, 509.
 Tjeluyi, S. J. 439.
 Toldt, F. 287.
 Touceda, E. 447, 448, 484.
 Toussaint-Levoz 302, 306, 310.
 Toy, F. L. 291.
 Trautweiler, A. 582.
 Trenkler, H. R. 298, 299, 300.
 Treuheit, L. 128, 133, 303, 304, 308, 321, 639, 679.
 Trinks, W. 298.
 Tropsch, H. 299.
 Trubin (Troubine), K. G. 294, 297.
 Trutnovsky, H. 300.
 Tschermak 602.
 Tschernobajeff 173.
 Tunner, P. 169.
 Uhlitzsch 129.
 Unekenbolt, L. 288, 321.
 Unger, J. S. 289.
 Valerius-Hartmann 39, 42.
 Vanzetti, C. 321.
 Vater, G. 300.
 Veach, C. W. 291, 298.
 Venator, W. 37.
 Verdie 169.
 Vitali, G. 438.
 Vogel, O. 569.
 Vogl, Hub. 438, 484.
 Voisin 56, 76.
 Vollenbruck, O. 142.
 Vorbach, E. 127.
 Wagner, A. 129, 149.
 Walter, R. 84, 86.
 Wedding, H. 53, 313, 321, 437.
 Wedemeyer, O. 48, 142, 144, 166, 639.
 Wegner, A. 639.
 Weigelin, G. 565, 569.
 Weiser, Brinton 678.
 Weisgerber, H. 615.
 Weißenberg, Br. 140.
 Wellman, S. T. 169.
 Wentzel, K. 299.
 Wenzl 174.
 Werner, S. 89.
 Wesemann, Fr. 118.
 Wesson, C. M. 290.
 West, Th. D. 58, 67, 68, 90.
 Wever, Fr. 437, 439.
 Wharton, W. H. 291.
 Wheeler, R. V. 291.
 Whiteley, J. H. 230, 290, 293, 294, 295.
 Widmaier, A. 640.
 Wilcke, F. 287.
 Wilda, H. 290.
 Wilhelm, H. 296.
 Wilhelm, A. 268, 271, 300.
 Wilke-Dörfurt, E. 129, 180.
 Wilkinson, D. 485.
 Wilkinson, John 39.
 Will, E. 294, 296, 297.
 Willcox, H. 292.
 William 178.
 Williams, A. D. 291, 292, 293.
 Williams, C. A. 294.
 Williams, J. V. 293.
 Willson, Edw. L. 438.
 Wilmington 297.
 Wilson, F. 291.
 Windett, V. 169, 248, 287, 299.
 Withworth, E. A. 296.
 Witte, H. 623.
 Wolf, F. L. 678.
 Wollaston, T. R. 299.
 Wologdine, P. S. 173.
 Wood 178.
 Woodward, R. 72.
 Worobiew, W. 289.
 Wülfrath, E. 127.
 Wundram, O. 639.
 Wurm 299.
 Wüst, F. 78, 99, 149, 292, 321, 465.
 Wuttke, F. 639.
 Xhignesse 292.
 Yaneske, B. 178, 230, 290, 291.
 Young, P. S. 292.
 Zankl, A. 37, 167, 485.
 Zemke, P. 625, 639.
 Zenzes, A. 304, 313, 314.
 Zerener 625.
 Zerzog, L. 48, 124, 312, 321.
 Ziegler, A. 239, 296, 297.
 Zing 478.
 Zingg, E. 485.
 Zintgraf 72.
 Zirker, G. H. 37.

Sachverzeichnis.

- Abbrand in der Birne 312, 453, 455.
 — im Elektroofen 389, 391, 399, 452, 455.
 — im Flammofen 160, 447, 451, 455.
 — im Kuppelofen 140, 442, 455.
 — im S.M.-Ofen 177, 240, 445, 455.
 — im Tiegelofen 26, 440, 455.
 Abgasverlust (S.M.-Ofen) 188.
 Abgasverwertung s. a. Siemensfeuerung.
 — im Kuppelofen 43, 45, 48, 145.
 Abgaszusammensetzung für Koksofen- und Generatorgase 176.
 Abhitzekegel 152, 246, 451.
 Abhitzeverwertung bei Flammöfen 152, 451.
 — bei S.M.-Öfen 245.
 Abstichvorrichtung für Kuppelöfen 131.
 Alferon 462.
 Alitieren 581.
 Altsand 640.
 Aluminiumbronzen, Schmelzen von 31.
 Aluminiumlegierungen, Schmelzen von 31.
 Angreifbarkeit, chemische der Metalle 578.
 Anlassen des Eisengusses 557.
 Anstreichen des Gußeisens 598.
 Aufbereitanlagen, selbsttätige, für Formstoffe, Beispiele 669.
 — Schema einer Formsandaufbereitanlage 641.
 — mit Windsichter 643.
 Aufbereitmashinen für Formstoffe 645.
 Aufbereitung des Formlehms 644.
 — des Formsandes 640.
 — der Formstoffe (Allgemeines) 640.
 — — für Stahlformguß 645.
 — des Kernlehms (Beispiel) 674.
 — der Kernmasse 644.
 — und Mischung der Formstoffe 640.
 Aufreißen des Modellholzes 721.
- Badewannen-Putzmaschine 547.
 Bearbeitungszugaben für Modelle 717.
 Bedlermetall 31.
 Bessemerbirne s. Kleinbessemerie.
 Blaubruchgebiet 613.
 Boßhardt-Reformguß (Tiegel) 26.
 Brackelsberg-Ölofen 449.
 Braunkohlen, Beispiele der Zusammensetzung 273.
 Brennstoffe, Bewertung für das S.M.-Verfahren 175.
 — Vergasungsfähigkeit der 267.
 Brossardsteine für Kuppelöfen 97.
 Bueß-Ölofen 8.
- Corsalli-Verfahren (Kuppelöfen) 49.
 Chromnickelstahl 406, 609.
 Chromstahl 405, 609.
- Daqua-Trockenanlage für Holz 686.
 Darby-Verfahren 182.
 Dechesnescher Rüttelherd 81.
 Dendritenstruktur von Stahlguß 619.
 Desintegratoren für Formsandaufbereitung 659.
 Desoxydation von Bessemerstahl 316.
 — von Elektro Stahl 392, 401.
 — von S.M.-Stahl 177, 181.
 Desoxydationsmittel für Stahl 224, 317.
 Dolomit für Elektroöfen 384.
 — für S.M.-Verfahren 223.
 Doppelschachtofen von Krigar 74.
 Dübel aus Holz 725.
 — aus Metall 726.
 Duplexverfahren 425, 452.
 Dürkopp-Luykenscher Eisenüberlauf 84.
 Dynamostahl 250.
- Eisenenguß s. Gußeisen.
 Eisenlack 600.
- Eisenreiniger nach Scharlibbe 84.
 Eiserne Steine (Kuppelöfen) 96.
 Elektroden 326.
 — Belastung, zulässige 328.
 — Formgebung 326.
 — aus Graphit 327, 329.
 — aus Kohlenstoff 328.
 — Regelung 377.
 — Söderberg- 327, 330.
 — Verbrauch 329.
 Elektrokonverter 305.
 Elektrolytische Überzüge für Gußeisen 577.
 Elektroöfen und ihr Betrieb 322.
 — Abbrand 389, 391, 399, 452, 455.
 — Allgemeines 322.
 — Arbeitsverhältnisse im Elektroöfen 352.
 — Aufkohlungsverfahren 419.
 — Bauarten 331.
 — — Baily 348.
 — — Bonner Strahlungsöfen 333.
 — — Demag-Fiat 367.
 — — Drehlichtbogenofen nach Evreinoff und Telney 373.
 — — Elektro Stahl 369.
 — — Ferranti 349.
 — — Fiat 367.
 — — Frick 351.
 — — Gesta 335, 347.
 — — Gin 348.
 — — Girod 339.
 — — Greaves-Etchells 341.
 — — Grönval 341.
 — — Helberger 348.
 — — Héroult 342.
 — — Héroult-Lindenberg 343, 369.
 — — Hirsch, Kupfer- und Messingwerke 370.
 — — Keller 340.
 — — Kjellin 349.
 — — Lectromelt 372.
 — — Moore Rapid Lectromelt 372.
 — — Nathusius 344.
 — — Pittsburgh Electric Furnace Co. 372.
 — — St. Pöltener Ofen 334.
 — — Rennerfelt (Multipel) 335.

- Elektroöfen und ihr Betrieb, Bauarten, Röchling-Rodenhäuser 350.
 — — Stassano 333.
 — Baustoffe 385.
 — Beispiele für Schmelzungsgänge 428.
 — Betrieb, Allgemeines 387.
 — — basischer 391.
 — — saurer 398.
 — Duplexverfahren 425.
 — Elektrische Anlage 374.
 — — — Behandlung im Betrieb 380.
 — Elektroden 326.
 — Elektrodenregelung 377.
 — Erhitzungsarten, Anwendung der 384.
 — Futter 385.
 — Geschichtliches 322.
 — Hochleistungsöfen 323, 361.
 — Kraftvertrag 362.
 — Leistungen 352.
 — Leistungsfaktor 349.
 — Lichtbogenöfen 322, 325, 332, 338.
 — Maßnahmen zur Verbesserung des Ofenbetriebes 367.
 — Mehrfachverfahren 425.
 — Neuere Entwicklung 352.
 — Nutzleistung der Zentrale 380.
 — Ofenzustellung 385.
 — Pufferung der Stromstöße 377.
 — Schaltungen 331, 338, 340, 342, 344.
 — Schaltungsanlage 376.
 — Schmelzen von Temperguß 452.
 — Schmelzungsgänge 428.
 — Statistisches 323.
 — Strahlungsöfen 325, 332.
 — Stromführung 331, 374.
 — Transformatoren 375.
 — Triplexverfahren 426.
 — Wärmeerzeugung 325.
 — Wärmeübertragung 325.
 — Wärmeverteilung 325.
 — Widerstandsöfen 325, 348.
 Elektroöfen, Erzeugnisse des 403.
 — Grauguß, hochwertiger 421.
 — — legierter 424.
 — Gußeisen 415.
 — Hartguß 423.
 — — legierter 424.
 — Manganhartstahl 410.
 — Stahlguß, legierter 403.
 — synthetischer Guß 420.
 — Temperrohuß 422.
 Elektroplattieren 577.
 Elektrostahl 403 (s. a. Elektroöfen, Erzeugnisse des).
 — Gestehungskosten 433.
 Elektrotiegelöfen 15.
 Emaillieren 582.
 — Allgemeines 582.
 Emaillieren, Deckmasse 588.
 — Einbrennen 594.
 — Eisenglasur 596.
 — Emaillieröfen 593.
 — Emailmasse 586.
 — — amerikanische 590.
 — Emailschemelöfen 591.
 — Färbemittel 585.
 — Granitemail 595.
 — Grundmasse 588.
 — Grundstoffe 583.
 — Herstellung der Emailmasse 586.
 — Röhren 596.
 — Rohstoffe für Emailmassen 583.
 — Schmelzen der Emailmassen 591.
 — Schmelzmittel 584.
 — Sonderemail 595.
 — Stellmittel 584.
 — Umdruckverfahren 595.
 — Verdickungsmittel 584.
 — Vorbereitung der Gußware 592.
 — Zusammensetzung der Emailmassen 586.
 — Zusatzstoffe 584.
 Emaillieröfen 593.
 — mit unmittelbarer Feuerung 593.
 — mit Gaserzeuger 594.
 — mit Preßluft und Preßgas 594.
 Enke-Gebläse 135.
 Entgasung des Eisens (Kuppelöfen) 81.
 Entrosten des Eisens 569.
 Entschweflung des Eisens 81.
 — — nach Dürkopp-Luyken-Rein 84.
 Entschweflungsmittel für Eisen nach Walter 84.
 Entstaubung der Sandstrahlgebläse 549.
 Exhaustor mit Luftwäscher 551.
 — Sandfangkasten 549.
 — Staubfilter 552.
 — Staubsammler 551.
 — Staubscheider, nasser 552.
 — — trockener 553.
 — Wassergrube 550.
 — Zentrifugal-Sand- und Staubsammler 550.
 Feldhoffsche Abstichvorrichtung für Kuppelöfen 131.
 Ferropertit 603.
 Flächenschliff 562.
 Flammentemperatur, theoretische (S.M.-Ofen) 174.
 Flammöfen und ihr Betrieb 151.
 — Abbrand 160, 447, 451, 455.
 — Abmessungen 159.
 — Allgemeines 151.
 — Bauarten der 153.
 — — amerikanischer 153, 155.
 Flammöfen und ihr Betrieb, Bauarten, deutscher 153.
 — — englischer 153.
 — — mit Gasfeuerung 155.
 — — Kamelrückenofen 154.
 — — mit Kohlenstaubfeuerung 157, 449.
 — — mit Ölführung 156, 449.
 — — nach Osann 155.
 — — Siegerländer 153.
 — — Staffordshire 153.
 — — Sumpfofen 153.
 — — mit Umschaltfeuerung 155.
 — — mit Unterwind 155.
 — Betrieb auf kohlenstoffarmes Eisen 161.
 — — auf kohlenstoffreiches Eisen 161.
 — Brennstoffverbrauch 163.
 — Entwurf von 159.
 — Schlacken 163.
 — Schmelzen von Temperguß 445.
 — Schmelzung, Verlauf der 162.
 — Wärmerechnung 163.
 Flügel-Misch- und Knetmaschinen 664.
 Flußsäure zum Putzen 501.
 Flußspat im Kuppelofen 129.
 — für S.M.-Verfahren 224.
 Formsand-Aufbereitanlagen 668.
 — Mahlvorrichtungen 648.
 — Mischvorrichtungen 657.
 — Schema einer 641.
 — Schleudermaschinen 659.
 — selbsttätige (Beispiele) 669.
 — Siebvorrichtungen 653.
 — Trockenvorrichtungen 645.
 Formsandaufbereitung, Allgemeines über 640.
 Formstoffe, Aufbereitung der 640.
 Friedrichkopf (S.M.-Ofen) 201.
 Füllkoks 113.
 Füllsand 640.
 Fulminawerke-Öfen, tiegelloser 35.
 Funkenkammern für Kuppelöfen 104.
 — nach Hammelrath 108.
 — nach Keyling 107.
 — nach Kloß 108.
 — nach Rein 107.
 — mit Wassereinspritzung nach Spieß 105.
 Galvanoplastik 577.
 Gasanalysen von Braunkohlen-generatorgas 274.
 — von Koks-generatorgas 268.
 — von Kuppelofengichtgas 146.
 — von Steinkohlen-generatorgas 270.
 Gaserzeuger und ihr Betrieb 252.
 — Allgemeine Gesichtspunkte für den Betrieb 254.

- Gaserzeuger und ihr Betrieb, Bauarten der 275.
 — — Abstichgaserzeuger 282.
 — — Allgemeine Vergasungsgesellschaft 279.
 — — Drehrostgaserzeuger 279.
 — — Festrostgaserzeuger 277.
 — — Fräserrostgaserzeuger 270.
 — — Georgs-Marienhütte 282.
 — — Gutehoffnungshütte 278.
 — — Huth & Röttger 277, 279.
 — — Kerpely 279.
 — — Korbrostgaserzeuger 276.
 — — Lauchhammer 278.
 — — Mindoga-Chapman 280.
 — — Morgan 277.
 — — Poetter 276, 278.
 — — Quergaserzeuger 279.
 — — Ruppmann 276.
 — — Siemens mit Knüppelrost 275.
 — — Würth 282.
 — Berechnungen 258.
 — Betriebsüberwachung 258.
 — Chemisch-physikalische Grundlagen 252.
 — Gesamtanordnung 283.
 — Kohlenverbrauch 258.
 — Nutzleistung 266.
 — Vergasungsfähigkeit der Brennstoffe 267.
 — Vergasungskosten 287.
 — Vorgänge im 252.
 — Wasserdampfzusatz 256.
 — Wärmebilanz 263.
 — Windmenge 262.
 Gas-Flamm-Kuppelofen 76.
 Gaskuppelöfen 74.
 Gas-Tiegelöfen 11.
 Gebläse für Kuppelöfen 134.
 Generatoren s. Gaserzeuger.
 Generatorgas 254.
 Generatorgase, Teergehalte 273.
 Geschirrguß, Schleifen und Polieren 561.
 Gichtgase (Kuppelofen) 145.
 Gießereiflammöfen s. Flammöfen.
 Gießereischachtöfen s. Kuppelöfen.
 Gießpfannen, Hängebahn für 457.
 Gipsmodelle 733.
 Gitterwerk (S.M.-Ofen), Kennzahlen für 192, 193.
 Glühen des Stahlgusses 601, 604.
 Glühen von Temperguß 460.
 Glühfrischen 472, 478.
 Glühöfen für Temperguß 465 (s. a. Temperöfen).
 Glühtemperatur von Temperguß 475.
 Glühtöpfe 460.
 Goldschmidtsches Thermit-schweißen 624.
 Graphitelektroden 327, 329.
 Graphiteutektikum (Schütz) 88.
 Graphittiegel 19.
 Grauguß, Herstellung im Elektroofen 415.
 — hochwertiger 421.
 — legierter 424.
 — synthetischer 420.
 Graugußschmelzung im Elektroofen, Beispiele 431.
 Griffinofen (Kuppelofen) 48.
 Gußeisen, Anstreichen 598.
 — Entrosten 569.
 — Lackieren 600.
 — Schleifen und Polieren 560.
 — Schweißen von 623.
 — Spachteln 599.
 — Teeren 596.
 — Überziehen mit anderen Metallen 570, 577.
 — Weichglühen 557.
 Gußputzerei 486.
 — Allgemeines 486.
 — Bürsten 499.
 — Entstaubung 549.
 — Preßlufthammer und -Meißel 491.
 — Putzsand-Trockenvorrichtungen 507.
 — Putztische 499.
 — Putztrommeln 502.
 — Sägen 486.
 — mit Säure 501.
 — Sandstrahlgebläse (s. d.) 505.
 — Scheuerfässer 502.
 — Schleifmaschinen 495.
 — Schmirgelscheiben 495.
 — von Temperguß 459.
 — mit Wasserstrahl 554.
 Guß, synthetischer 416, 420.
 Gußstruktur des Stahls 602.
 Gußstück, Gewichts Berechnung nach dem Modell 734.
 Güteklassen von Stahlguß 622.
 Haberlandguß (Tiegel) 26.
 Hängebahn für Gießpfannen 457.
 Hartguß, Darstellung im Elektroofen 422.
 Hartguß, legierter (Elektroofen) 424.
 Hartmanganstahl 410, 618.
 Haufensand 640.
 Helberger-Tiegelofen, elektrischer 15.
 Herrmann & Söhne-Ölzerstäuber 156.
 Hetsch-Ölbrenner 31, 37.
 Hochfrequenzöfen 348.
 Hochwertiger Guß, Herstellung 87.
 Holz, Ahornholz 684.
 — Allgemeines 679.
 — Apfelbaumholz 683.
 — Arbeiten des 684.
 — Bindemittel für 688.
 — Birnbaumholz 683.
 — Dämpfen des 687.
 Holz, Erlenholz 682.
 — Fichtenholz 681.
 — Kammertrockenanlage für 687.
 — Kernholz 680.
 — Kieferholz 680.
 — Lindenhholz 684.
 — Nußbaumholz 683.
 — Pflaumenbaumholz 683.
 — Quellen des 684.
 — Reifholz 680.
 — Splintholz 680.
 — Stapelung des 687.
 — Tannenholz 681.
 — Trocknung des 684.
 — Werfen des 684.
 Holzbearbeitung, Abrichtmaschinen 709.
 — Allgemeines über Maschinen für 707.
 — Bandsägen 696, 709.
 — Bankeisen 693.
 — Bankknecht 693.
 — Beitel 701.
 — Belgische Brocken 705.
 — Bildhauereisen 701.
 — Bohrer 702.
 — Bohrmaschinen 717.
 — Bohrwinde 702.
 — — mit Knarre 702.
 — Dicktenhobelmaschine 710.
 — Drehbänke 711.
 — Feilen 697, 701.
 — Fräsmaschinen 711.
 — Fuchschwanz 694.
 — Fügemaschinen 710.
 — Gehrungsbestoßmaschine 715.
 — Gehrungsmaß 705.
 — Gehrungsschneidlade 695.
 — Gehrungsstoßlade 695.
 — Hammer 704.
 — Handschleifmaschine 704.
 — Hobel 697.
 — Hobelbank 692.
 — Hobelmaschinen 709.
 — Kehlmaschine 710.
 — Kernkastenfräsmaschine 713.
 — Kluppe 696.
 — Kneifzange 704.
 — Kreissägen 707.
 — Meßwerkzeuge 705.
 — Modellschleifmaschinen 716.
 — Nageltreiber 704.
 — Ölsteine 705.
 — Raubank 698.
 — Sägefeilen 697.
 — Sägen 693.
 — Sägenfeilkuppe 696.
 — Schleifsteine 704.
 — Schneidladen 695.
 — Schränkeisen 697.
 — Schränkzange 697.
 — Schraubenzwingen 703.
 — Schraubstöcke 693.
 — Stellmaß 705.
 — Stellschmiege 707.

- Holzbearbeitung, Taster 705.
 — Trimmer 715.
 — Versenker 703.
 — Werkzeuge und Vorrichtungen 692.
 — Winkel 705.
 — Zirkel 705.
 Huber & Autenrieth-Öfen, tiegelloser 35.
 Hubwagen für Tempertöpfe 417.
 Hurtscher fahrbarer Vorherd 103.
 Hydro-Druckmesser 118.
 Hygienisches Kabinet (Putzhaus) 521.
- Induktionsöfen 325, 348.
 Inoxydieren 564.
 Inoxydierofen 566.
 — nach Ruppman 567.
 — nach Weigelin 566.
- Jaeger-Gebläse 135.
- Kalebasse-Ofen 38.
 Kalkstein für Kuppelofenbetrieb 129.
 — S.M.-Verfahren 223.
 Kaltkreissägen 487.
 Kaltschweißung 626.
 — Regeln für 628.
 Kammer-Glühofen für Temperguß 465.
 Kapselgebläse für Kuppelöfen 134.
 Käse (bei Tiegelöfen) 3, 21.
 Kerneisen-Richtmaschine 668.
 Kernkasten 679.
 — Herstellung der 727.
 Kernlehm-Aufbereitung, selbsttätige 674.
 Kernmarken 719.
 Kernsandmischmaschine 665.
 Kesselöfen 38.
 Keylingsche Gichtgasreinigung 107.
 Kippöfen (S.M.) 211.
 Kleinbesemmerbirnen, Bauarten 302.
 — — Bradley Stoughton 304.
 — — Clapp-Griffith 302.
 — — Escher 305.
 — — Fisher 305.
 — — Raapke 305.
 — — Robert 302.
 — — Stock 305.
 — — Toussaint Levoz 302, 306.
 — — Tropenas 303.
 — — Verdon, Cutts & Hoult 306.
 — — Walrand 303.
 — — Zenzes 304.
 Kleinbesemmeri, Allgemeines 302.
 — Abbrand 312, 453, 455.
- Kleinbesemmeri, Anlagen 307.
 — Bauarten der Kleinkonverter 302 (s. Kleinbesemmerbirnen).
 — Betrieb 312.
 — Einsatz 311.
 — Elektrokonverter 306.
 — Flammenschaubild 314.
 — Futter der Kleinkonverter 309.
 — Gebläse 307.
 — Größe der Kleinkonverter 307.
 — Herstellungskosten 320.
 — Kraftbedarf 308.
 — Ölkonverter 305.
 — Schmelzen von Temperguß 452, 453.
 — überblasene Schmelzen 316.
 — Vergießen des Metalls 317.
 — Verlauf des Prozesses 313.
 — Vorarbeiten für die Inbetriebsetzung 311.
 — Windmenge 308.
 Kleinkonverter s. Kleinbesemmerbirnen.
 Kleinkuppelöfen 92.
 — ausfahrbarer 95.
 — kippbarer 95.
 Kohlen, gasreiche, Zusammensetzung von 269.
 Kohlenstauffeuerung bei Flammöfen 157, 449.
 — bei Kuppelöfen 79.
 Kohleschweißen 625.
 Kollergänge 650.
 Krigar-Gebläse 136.
 Kritische Temperatur für Eisen- guß 557.
 Kugelmühlen 648.
 Kühnsche Vorkammer (S.M.-Ofen) 194.
 Künstlicher Zug (S.M.-Ofen) 217.
 Kupfer-Zink-Legierungen, Herstellung von 31.
 Kupfer-Zinn-Legierungen, Herstellung von 31.
 Kuppelöfen und ihr Betrieb 38.
 — Abbrand 140, 442, 455.
 — Abmessungen 89.
 — Abstich 130.
 — Abstichrinne 109.
 — Anfeuern 118.
 — Aufzüge 120.
 — Ausmauerung 95.
 — Bau u. Entwurf 89.
 — Bauarten 53 s. u.
 — — Badische Maschinenfabrik Durlach 59.
 — — Baillot 44.
 — — Bernburger Maschinenfabrik 70.
 — — Besson 74.
 — — Bestenbostel 65.
 — — Bichon 76.
 — — Bietron 57.
- Kuppelöfen und ihr Betrieb, Bauarten Bocard 54.
 — — Bollinckx 58.
 — — Boult 74.
 — — Bramall 74.
 — — Calumet 61.
 — — Canham 72.
 — — Clay 72.
 — — Collian 59, 69.
 — — Corsalli 49.
 — — Crandall 58.
 — — Dufréné 74.
 — — Ecole des arts et métiers 57 (Angers).
 — — Fauler 54.
 — — Gerhardi 55.
 — — Gmelin 111.
 — — Greiner & Erpf 69.
 — — Griffin 48.
 — — Grocholl 66.
 — — Hall 76.
 — — Hamelius 57.
 — — Heath 75.
 — — Heaton 72.
 — — Herbertz-Sahler 54, 72.
 — — Hibler 67.
 — — Hilton 72.
 — — Ibrügger 56.
 — — Ireland 55.
 — — Johnston 68.
 — — Koch & Kassebaum 44.
 — — Kerl (Norris) 69.
 — — Krigar 64, 74.
 — — Laißle 70.
 — — Lawrence 57.
 — — Mackenzie 54.
 — — Newton 61.
 — — Norris (Kerl) 69.
 — — Polchan 54.
 — — Poumay 70.
 — — Rapid (Steward) 57.
 — — Rekuperativ 43.
 — — Ribby 76.
 — — Sahler-Herbertz 54, 72.
 — — Schmähel 53.
 — — Schürmann 45.
 — — Steward (Rapid) 57.
 — — Stott 68.
 — — Sulzer 58.
 — — Voisin 56, 76.
 — — West 58, 67, 68.
 — — Whiting 59, 67.
 — — Woodward 72.
 — — Zintgraf 72.
 — Beschieken 120.
 — Betrieb 118.
 — Bodenklappe 109.
 — Bodenmitteldüse 67, 110.
 — Brennstoffverbrauch 112.
 — chemische Beeinflussung des Eisens 140.
 — Doppelschachtöfen 74.
 — Düsen 53, 55, 64, 110.
 — — Anordnung 110.
 — Düsenreihen, mehrfache 66.
 — Düsenreinigung 130.
 — Eisenabstichloch 109, 119.

- Kuppelöfen und ihr Betrieb,
Entleerung 130.
— Fundament 109.
— Funkenkammern 104.
— Futter 95.
— Gas-Flamm-Kuppelofen 76.
— Gaskuppelöfen 74.
— Gasreinigung 104.
— Gebläse 134.
— Geschichtliches 38.
— Gichtgase 145.
— Herd 89.
— Holzkohlen 41.
— Keller 133.
— Kleinkuppelöfen 92.
— Kohlenstaubfeuerung 79.
— Koksauflauf 112, 140, 148.
— mit offener Brust 41.
— Öl-Flamm-Kuppelofen 98.
— Ölkuppelöfen 76, 86.
— Querschnitt und Schmelzleistung 90.
— Regeln für den Entwurf und Bau 89.
— Rekuperativ 43.
— mit Rüttelherd 81.
— Satzgröße 127.
— Satzmeldung 138.
— Saugkuppelöfen 72.
— Schachthöhe 89.
— — verkürzte 92.
— Schlacken 129, 143.
— Schlackenabstichloch 119.
— Schmelzen mit sauerstoffreicher Luft 48.
— — von Temperguß 441.
— — mit großem Windüberschuß (Corsallverfahren) 49.
— Schmelzleistungen 90, 133.
— Schmelzplan 133.
— Schmelzverlust 140.
— Steine, eiserne 96.
— Verbrennung, Entwicklung der 52.
— — gesonderte des Kohlenoxyds 69.
— Vorherd 49, 55, 58, 59, 60, 63, 64, 65, 70, 73, 74, 75, 80, 82, 83, 84, 86, 98.
— Wassereinspritzverfahren (Vulcan) 50.
— Wassereinspritzvorrichtungen in Funkenkammer 105.
— Wasserkühlung 111.
— Windbedarf 90, 114.
— Windmessung 115.
— Windpressung 115.
— Windverteilung, gleichmäßige 53.
— — ungleichmäßige 55.
— Windvorwärmung 42, 45, 48.
— Windzufuhr 52.
— Zuschläge 129.
— Zustellen 118.
- Lackieren des Gußeisens 600.
— der Modelle 690.
Lehmknetmaschinen 666.
Lehren (Schablonen) 679.
— Herstellung der 730.
Leim, allgemeines 688.
— Hautleim 688.
— Kölner Leim 688.
— Knochenleim 688.
— Perlenleim 688.
— Tischlerleim 688.
Leimwärmofen 689.
Lichtbogenöfen, direkte 325, 337, 338, 342, 344.
— indirekte (Strahlungsöfen) 325, 332.
Lindemann-Phönixguß (Tiegel) 26.
Lochner-Ölöfen 10.
Löhescher kippbarer Vorherd 103.
Luyken-Dürkoppscher Eisenüberlauf 84.
- Maerzkopf (S.M.-Ofen) 202.
Magnesit für Elektroöfen 384.
Magneteisen 564.
Magnetscheider von Luther 656.
— von Ullrich 657.
Mahlmühlen und -trommeln für Formsand 648.
Manganhartstahl 410, 618.
Manganstahl 404, 617.
Mars-Gußtrennmaschine 489.
Martinöfen s. Siemens-Martinöfen.
Masse, Herstellung der 645.
Materialzugaben bei Modellen 717.
Mathewson-Putzhäus 526.
Metallisator 576.
Metallspritzverfahren nach Schoop 576.
Meteorguß (Tiegel) 26.
Midabrenner für Tiegelöfen 11.
Minerva-Bürste 499.
Mischtrog für Formsand 657.
Mischtrommeln für Formsand 657.
Misch- und Anfeuchtvorrichtung für Formsand 659.
Mitisguß 26.
Mittelpunktanzeiger für Modelle 726.
Modelle und ihre Anfertigung einschließlich Lehren und Kernkasten 679.
— Allgemeines 679.
— Anstrich und Beschriftung 690.
— — nach Normen 691.
— Bearbeitungszugaben 717.
— Beispiele 722.
— Berechnung der Gußstücke nach dem Modellgewicht 734.
— Herstellung aus Gips 733.
- Modelle, Herstellung aus Holz 717.
— — aus Metall 732.
— — aus Wachs 733.
— Holz, Aufriß und Zuschneiden 791.
— — Bearbeitung s. Holzbearbeitung.
— — Bindemittel für 688.
— — Dämpfen des 687.
— — Eigenschaften des 679.
— — Trocknung des 684.
— Kernkasten, Herstellung der 727.
— Kernmarken 719.
— Lehren (Schablonen), Herstellung der 730.
— Schwindungszugaben 718.
— geteilte 725.
— ungeteilte 724.
— Verjüngung der 718.
— Werkzeuge für Holzbearbeitung und Maschinen 692.
Modellholz, Erkennungsmerkmale für gutes 688.
Modellack 690.
Modellsand 640.
Modellzemente 734.
Mollkopf (S.M.-Ofen) 203.
Molybdänstahl 406, 619.
- Neufangscher Preßluftgasbrenner 120.
Neusand 640.
Nickelchromstahl 407, 619.
Nickelstahl 405, 619.
Nickelvanadinstahl 407, 619.
Norriskuppelofen 69.
- Oberflächenbehandlung der Eisengußwaren (Veredlung) 557.
Ölbeheizter Doppelkaammervorherd für Kuppelöfen 86.
Ölbrenner nach Hetsch 31.
Ölfeuerung für Kuppelöfen 76.
Öl-Flamm-Kuppelofen nach Wüst 78.
Öl-Flamm-Trommelofen 449.
Ölkuppelöfen 76.
Ölkonverter 305.
Ölschmelzöfen, tiegellose 31.
Orkan-Aufbereitmaschine 662.
- Perlitguß 87.
Pfannenfeuer zum Trocknen 319.
— — nach Pollems-Küppers 456.
Pfannenstopfen, Herstellung von 318.
Phönixguß von Lindemann (Tiegel) 26.
Piat-Baumann-Tiegelöfen 5, 28.
Pincheffekt 349.
Pitotrohr 116.

- Polieren von Eisenguß 560.
 Polierfaß 504.
 Preßlufthammer und -meißel 491.
 — Abklopfapparat 494.
 — Bohrhammer 492.
 — Meißelhammer 493.
 Prosana-Sandsiebschleuder 662.
 Putzerei s. Gußputzerei.
 Putzsand - Trockenvorrichtung 507.
 Putztische 499.
 Putztrommeln 502.
- Rateau-Gebläse 139.
 Reformguß von Boßhardt 26.
 Rekuperativ-Kuppelofen 43.
 Reinscher Schlackensammler (Kuppelofen) 84.
 Roheisen für S.M.-Verfahren 222.
 Roheisen-Erzverfahren (S.M.-Ofen) 231.
 Roheisen-Schrottverfahren (S.M.-Ofen) 227.
 Rohölbrenner für Tiegelöfen 10.
 Rohölfeuerung s. a. Ölfeuerung.
 Rohrformstücke, Kernkasten für 729.
 Root-Gebläse 134.
 Rosenbergsches Anreibevernikeln 581.
 Rotbruch bei S.M.-Stahl 228.
 Royer-Sandschleuder 662.
 Rüttelherd für Kuppelöfen 81.
- Sägen, Bogensägen 488.
 — für Gußputzerei 486.
 — für Holzbearbeitung s. d.
 — Kaltkreissägen 487.
 — Mars-Trennmaschine 489.
 Sandaufbereitungen s. Formsand.
 Sandcutter 662.
 Sandmischer 662.
 Sandschleudermaschinen 659.
 Sandsiebe 653.
 Sandsiebschleudern 661.
 Sandstrahlgebläse 505.
 — Allgemeines 505.
 — Auswahl des Putzsandes 506.
 — für Badewannen 547.
 — Blasgehäuse 518.
 — Blastrommel 536.
 — Drehtischgebläse 519, 536.
 — Drehtrommel 528, 535.
 — Druck des Sandes 507.
 — Drucksystem 509.
 — — indirektes 509 541.
 — Entstaubung 549.
 — für Fließverfahren 548.
 — Freistrahlegebläse 517.
 — Kammerapparate 510.
 — Kastengebläse 526.
 — Kompressoren 516.
 — Luftverbrauch 515.
 — Mehrkammerapparate 511.
 — Putzhäuser 518, 521.
- Sandstrahlgebläse. Putztrommeln 529.
 — Rollbahntischgebläse 546.
 — Saugsystem 508.
 — Schwerkraftsystem 509.
 — für Sonderzwecke 547.
 — Sprossentischgebläse 545.
 — mit Stahlshrot 506.
 — Trommelgebläse 527, 534.
 — Überdrucksystem 512.
 — Ventile 515.
 — Verbunddrucksystem 544.
 — Zwertrommel 535.
 Sandtrockenvorrichtungen 507, 645.
 Sandwalzwerk 2, 19.
 Satzkoks 113.
 Sauerstoffreiche Luft, Schmelzen mit 48.
 Saugkuppelöfen 72.
 Saugmasseln beim Temperguß 458.
 Scottschaltung (Elektroofen) 331.
 Schablonen (Lehren) 679.
 — Herstellung der 730.
 Schaltungen der elektrischen Öfen 331.
 Scheuerfässer 502.
 Schlacken, Allgemeines 144.
 — in der Birne 314.
 — im Flammofen 162.
 — im Kuppelofen 129, 143.
 — im S.M.-Ofen 227, 231.
 — im basischen Elektroofen 389.
 — im sauren Elektroofen 400.
 Schlackenkippwagen 130.
 Schlackensäcke (S.M.-Ofen) 195.
 Schlackensammler nach Rein 84.
 Schleifen von Eisenguß 560.
 Schleifmarken 719.
 Schleifmaschine für Geschirrguß 562.
 — mit elektrischen Antrieb 497.
 — fahrbare 498.
 — Hand-, mit biegsamer Welle 498.
 — für Guß 495.
 — Kraftbedarf 499.
 — mit Schutzhaube 496.
 — für Sonderzwecke 497.
 Schleifscheiben 495.
 Schmirgel 495.
 Schmelztiegel 19.
 Schmidt-Ölofen 7.
 Schmitz-Ölofen, tiegelloser 35.
 Schoopsches Metallspritzverfahren 576.
 Schrägaufzug für Kuppelofen 123.
 Schrottschmelzen (S.M.-Ofen) 231.
 Schumannsche Umsteuervorrichtung (S.M.-Ofen) 185.
 Schürmann-Kuppelofen 45.
 Schüttelsiebe 654.
- Schwabbeln 560.
 Schwalbenschwanzdübel 726.
 Schwärzemischer 667.
 Schwefelsäure zum Gußputzen 501.
 Schweißen von Gußeisen und Stahlgußstücken 623.
 — Allgemeines 623.
 — Aufgießen 623.
 — Augenschutz 638.
 — elektrische Lichtbogen-schweißung 625.
 — Gasschmelzschweißung 624.
 — Schweißmaschinen 638.
 — Thermitschweißung 624.
 Schweiß-Beispiele 626.
 Schwindmaße der Metalle und Legierungen 718.
 Schwindungszugaben bei Modellen 718.
 Separatoren (Eisenscheider) 655.
 Shepard-Aufzug für Kuppelöfen 124.
 Sherardisieren 574.
 Siebmaschine für Tempererz 463.
 Siebvorrichtungen für Formsand 653.
 Siemensfeuerung, Allgemeines 183.
 — für Tiegelöfen 11.
 Siemens-Gaserzeuger 279.
 Siemensklappe (S.M.-Ofen) 184.
 Siemens-Martinöfen und ihr Betrieb 168.
 — Abbrand 177, 240, 445, 455.
 — Abscheidung von Kohlenstoff 178.
 — — von Mangan 179.
 — — von Phosphor 179.
 — — von Schwefel 180.
 — Allgemeine Anordnung 217.
 — theoretische Grundlagen 171.
 — Bau und Abmessungen 183.
 — Beheizungsfragen 237.
 — Beschickbühne 217.
 — Beschickmaschinen 218.
 — Betrieb, allgemeines 220.
 — Betriebsergebnisse 240.
 — Betriebskontrolle 247.
 — Desoxydation, Allgemeines 181.
 — — durch Aluminium 182.
 — — durch Kohlenstoff 182.
 — — durch Mangan 181.
 — — durch Silizium 182.
 — Eisenbegleiter, Entfernung der 177.
 — Entphosphorung 179.
 — Entschweflung 180.
 — Forterventil 185.
 — Gaszuführung 184.
 — Geschichtliche Entwicklung 168.
 — Gitterwerk 186, 190.
 — Herdabmessungen und Einsatzgewicht 213.
 — Herdraum 208.

- Siemens-Martinöfen, Inbetriebsetzung 225.
 — Kammern 186.
 — Kammergewölbe 196.
 — Kippbare 211.
 — Künstlicher Zug 217.
 — Metallurgische Gesichtspunkte 176.
 — Kohlungsmittel 224.
 — Ofengewölbe 214.
 — Ofenköpfe 196.
 — — nach Bernhardt 203.
 — — nach Friedrich 202.
 — — nach März 203.
 — — nach Moll 203.
 — Roheisen-Erz-Verfahren 231.
 — — Talbot-Verfahren 232.
 — — Duplex-Verfahren 232.
 — Roheisen-Schrotverfahren 227.
 — — basisch 227.
 — — sauer 230.
 — Rohstoffe 220.
 — Schlackensäcke 195.
 — Schmelzen von Temperguß 443.
 — Schmelzungsbeispiele 233.
 — Schmelzungsführung 226.
 — Schornstein 215.
 — Transportverhältnisse 217.
 — Trocknung 225.
 — Umstellventile 184.
 — Verankerung 215.
 — Vorwärmung der Gase 187.
 — Wärmetechnische Gesichtspunkte 171.
 — Zusammenbau und Rüstung 214.
 — Schrott, eigener 219, 220.
 — — fremder 220.
 — — legierter 220.
 Siemens-Martinstahl, Eigenschaften von 249.
 — Erzeugung an 170.
 Siemens-Tiegelbläsmöfen 11.
 Siliziumstahl 405, 619.
 Simonscher Vorherd für Kuppelöfen 86.
 Söderbergelektrode 327, 330.
 Sondergußeisen, Warmbehandlung 559.
 Sonderstahlgußschmelzungen im Elektroofen, Beispiele 429.
 Spachteln des Gußeisens 599.
 Spannungen im Stahlguß 601.
 Spannungsreihe der Metalle 578.
 Sparbeize von Vogel 569.
 Stahl, Gießtemperaturen 171.
 Stahlguß, Festigkeiten und Glühen 612.
 — Gefüge 602.
 — Glühdauer 610.
 — Glühtemperaturen 610.
 — Güteklassen 622.
 — legierter, Herstellung 403, 617.
 Stahlguß, Schmelzungen im Elektroofen, Beispiele 428.
 — Spannungen 601.
 — Schweißen von 623.
 — Wärmebehandlung des 601.
 Stauscheibe, Messung mit 117.
 Sternguß (Kruppscher) 87.
 Stochlochverschlüsse bei Gaserzeugern 281.
 Strohseilspinnmaschine 667.
 Stürzöfen (Kuppelöfen) 38.
 Teeren des Gußeisens 596.
 Temperguß, Anwendungsgebiete 482.
 — Darstellung des 440.
 — Entkohlung, Verlauf der 478.
 — Fertigmacherei 480.
 — Fleckenbildung auf Abgüssen 464.
 — Gestehungskosten 476.
 — Formerei 457.
 — Gießerei 455.
 — Glühbetrieb 472.
 — Glüherei 460.
 — Glühmittel 463.
 — Glühöfen 465.
 — Glühtemperatur 474.
 — Glühtöpfe 460.
 — Härten 481.
 — häutiger 478.
 — Kammeröfen zum Glühen 465.
 — Lunker 482.
 — Modellentwurf 482.
 — Nachrichten 480.
 — Putzerei 459.
 — Schmelzverfahren 440.
 — — in der Birne 453.
 — — nach Duplexverfahren 452.
 — — im Elektroofen 432, 452.
 — — im Fläsmöfen 445.
 — — mit Kohlenstaubfeuerung 448.
 — — im Kuppelofen 441.
 — — im ölgefeuerten Trommelofen 449.
 — — im Siemens-Martinofen 443.
 — — im Tiegel 440.
 — — nach Triplexverfahren 453.
 — Schmelzvorrichtungen, Übersicht 455.
 — verbrannter 477.
 — Vergüten 481.
 — Verziehen 483.
 Tempererz 464.
 Tempergußarten, amerikanischer 448, 465, 484.
 — handelsüblicher 483.
 — hochwertiger 483, 484.
 — schwarzer 448, 465, 475, 484.
 — weißer 483.
 Tempergußschmelzung im Elektroofen, Beispiel 432.
 Temperrohguß 457, 484.
 — Herstellung im Elektroofen 422.
 Tempertöpfe 460.
 Temperöfen 465.
 — amerikanischer 467.
 — mit Gasfeuerung 468.
 — Kammeröfen über Flur 468.
 — — unter Flur 468.
 — mit Kohlenstaubfeuerung 469.
 — mit Ölfeuerung 469.
 — mit Rekuperatoren 468.
 — mit Rostfeuerung 466.
 — Tunnelöfen, amerikanische 470.
 — — deutsche 471.
 Thyssenscher hochwertiger Guß 87.
 Tiegel, Herstellung der 19.
 — Einsetzen 22.
 — Schutzanstriche 21.
 — Untersätze (Käse) 21.
 — Vorwärmen der 21.
 Tiegelbläsmöfen 11.
 Tiegellose Öfen und ihr Betrieb 31.
 — — zum Schmelzen von Bronze 34.
 — — — von Grauguß 34.
 — — — von Temperguß 34.
 — — der Fulminawerke 35.
 — — nach Huber und Autenrith 34.
 — — nach Dr. Schmitz 35.
 Tiegelöfen und ihr Betrieb 1.
 — Abbrand 26, 440, 455.
 — Allgemeines 1.
 — Betriebsregeln 21.
 — chemischer Verlauf des Eisenschmelzens 26.
 — elektrische 15, 17.
 — — nach Helberger 15.
 — für festen Brennstoff 2, 17.
 — für flüssigen Brennstoff 7, 17.
 — — der American Combustion Co. 10.
 — — nach Bueß 8.
 — — nach Lochner 10.
 — — nach Schmidt (Deutsche Ölfeuerungswerke) 7.
 — für gasförmigen Brennstoff 11.
 — für Koksfeuerung 2, 17.
 — Gebläse-Tiegelöfen 4.
 — Herstellung von Legierungen 28.
 — Kipp-Tiegelöfen 5, 16.
 — für Mischgasfeuerung 13.
 — Öl-Tiegelöfen 7.
 — nach Rekuperativsystem 6.
 — Schmelzen von Bronze 29.
 — — von Eisen 2, 22.
 — — von Gußstahl 4, 22.
 — — von Messing 2, 28.
 — — von Metall 28.
 — — von Temperguß 440.

- Tiegelöfen und ihr Betrieb, Schmelzen von Weichstahl 25.
 — Schmelztiegel 19.
 — Schornsteine für 3.
 — mit Siemensfeuerung 11.
 — Sonderverfahren zur Herstellung von Weichstahlguß 25.
 — Späneschmelzen 30.
 — Untersätze (Käse) 3, 4.
 — Unterwind-Tiegelöfen 29.
 — Vorwärmen der Tiegel 21.
 — Vorwärmer 28.
 — Wirtschaftlichkeit 17.
 — Zugtiegelöfen 2.
 Tiegel-Traggabeln 22.
 Tiegelzangen 22.
 Tischlerleim s. Leim.
 Tonschneider 666.
 Triplexverfahren (Elektroofen) 425.
 — (Temperguß) 453.
 Trockendarre für Formsand 645.
 Trockenöfen für Formsand 645.
 Trockentrommel für Formsand 647.
 Trocknen des Holzes 684.
 — von Ofenmauerwerk 225.
 Trommelöfen mit Ölfeuerung 31, 449.
 — und Winderhitzung 450.
 Trommelsiebe 654.
 Tunnelöfen für Temperguß 470.
 Turbogebläse für Kuppelöfen 138.

 Unterschnittenes Modell 727.
 Urteer 267.

 Ventilatoren für Kuppelöfen 136.
 Venturirohr 117.
 Verdampfer (Gaserzeuger) 285.
 Veredlung der Eisengußwaren 557.
 Verjüngung (Konizität) der Modelle 718.
 Verzinken des Gußeisens 570, 579.
 — auf feurig-flüssigem Weg 572.
 — durch Sherardisieren 574.
 — durch Spar- oder Hochglanzverzinken 573.
 — Verfahren des Metallwerks Luckenwalde 576.
 — durch Zementation 574.
 Verzinnen des Gußeisens 570, 578.
 — auf feurig-flüssigem Wege 571.
 Vogels Sparbeize 569.
 Vorherde für Kuppelöfen 49, 55, 58, 59, 60, 63, 64, 65, 70, 73, 74, 75, 80, 82, 83, 84, 86, 94, 95, 98.
 — Anordnung 98, 101.
 — nach Hurst 103.
 — nach Löhe 103.
 — nach Rein 102.
 — Entwicklung 98.
 Vorherd-Kuppelöfen 55.
 Vorwärmung von Gasen (S.M.-Ofen) 187, 237.
 Vulcan-Feuerungs-A.-G., Wassereinspritzverfahren der 50.
 Wachsausschmelzverfahren 733.
 Wagner, Gas-Tiegelofen nach 15.
 Waltersches Entschwefelungsmittel 84.
 Wanderdüse (Grocholl) 65, 130.
 Warmbehandlung von Sonderguß 559.
 — von Stahlguß, Allgemeines 601.
 — Beeinflussung der Warmbehandlung durch Legierungselemente 616.
 — Gefüge des Stahlgusses 602.
 — Theorie des Glühens 604.
 Warmbehandlung von Sonderguß, Veränderung durch mechanische Eigenschaften des Glühens 611.
 Wärmeinhalt von Ferromangan 244.
 — von Gasen 264.
 — von Roheisen 244.
 — von Schlacke 244.
 — von Stahl 244.
 Wärmespeicherfeuerung 183.
 Wärmespeicherung im Mauerwerk 190.
 Wärmetönungen (S.M.-Verfahren) 172.
 Wärmekoks 113.
 Warmschweißung 630.
 Warmschweißungen, Festigkeitswerte 631.
 — Schweißstäbe 636.
 — unschweißbares Gußeisen 634.
 Wassereinspritzverfahren der Vulcan-Feuerungs-A.-G. 50.
 Wasserstrahl, Putzen mit 555.
 Wechseldüsen am Kuppelofen 65, 130.
 Weichglühen des Eisengusses 557.
 Weichstahlguß aus dem Tiegel 25.
 Weißmetall, Herstellung von 31.
 Westsche Mitteldüse 69.
 Widmannstätten-Gefüge bei Stahlguß 602, 626.
 Wilkinson-Öfen 39.
 Windbedarf des Kuppelofens 114.
 Winddruckmesser 116.
 Winderhitzer für Trommelöfen 450.
 Windsichter 643.

 Zinn-Zink-Legierungen, Herstellung von 31.
 Zuschneiden des Holzes 721.
 Zylindergebläse 134.



Druck der Universitätsdruckerei H. Stürtz A. G., Würzburg.

Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Unter Mitarbeit von zahlreichen Fachleuten herausgegeben von Prof. Dr.-Ing. C. Geiger, Eßlingen.

Erster Band: **Grundlagen.** Zweite, erweiterte Auflage. Mit 278 Abbildungen im Text und auf 11 Tafeln. X, 661 Seiten. 1925. Gebunden RM 49.50

Zweiter Band: **Formen und Gießen.** Von Ing. Carl Irresberger, Gießereidirektor a. D. Mit 1702 Abbildungen im Text. X, 584 Seiten. 1927. Gebunden RM 57.—

Die Herstellung des Tempergusses und die Theorie des Glühfrischens nebst Abriß über die Anlage von Tempergießereien. Handbuch für den Praktiker und Studierenden. Von Dr.-Ing. Engelbert Leber. Mit 213 Abbildungen im Text und auf 13 Tafeln. VIII, 312 Seiten. 1919. Gebunden RM 18.—

Stahl- und Temperguß. Ihre Herstellung, Zusammensetzung, Eigenschaften und Verwendung. Von Prof. Dr. techn. Erdmann Kothny. Mit 55 Figuren im Text und 23 Tabellen. 68 Seiten. 1926. (Heft 24 der „Werkstattbücher“.) RM 2.—

Gesunder Guß. Eine Anleitung für Konstrukteure und Gießer, Fehlguß zu verhindern. Von Prof. Dr. techn. Erdmann Kothny. Mit 125 Figuren im Text und 14 Tabellen. 70 Seiten. 1927. (Heft 30 der „Werkstattbücher“.) RM 2.—

Das Gußeisen. Seine Herstellung, Zusammensetzung, Eigenschaften und Verwendung. Von Joh. Mehrrens. Mit 15 Textfiguren. 66 Seiten. 1925. (Heft 19 der „Werkstattbücher“.) RM 2.—

Das technische Eisen. Konstitution und Eigenschaften. Von Professor Dr.-Ing. Paul Oberhoffer, Aachen. Zweite, verbesserte und vermehrte Auflage. Mit 610 Abbildungen im Text und 20 Tabellen. X, 598 Seiten. 1925. Gebunden RM 31.50

Zweiter Band: In Vorbereitung.

Blöcke und Kokillen. Von A. W. und H. Brearley. Deutsche Bearbeitung von Dr.-Ing. F. Rapatz. Mit 64 Abbildungen. IV, 142 Seiten. 1926. Gebunden RM 13.50

Rostfreie Stähle. Berechtigte deutsche Bearbeitung der Schrift „Stainless Iron and Steel“ von J. H. G. Monypenny in Sheffield. Von Dr.-Ing. Rudolf Schäfer. Mit 122 Textabbildungen. VIII, 342 Seiten. 1928. Gebunden RM 27.—

Die Herstellung des Elektrostahls. Von Frank T. Sisco. Ins Deutsche übersetzt und bearbeitet von Dipl.-Ing., Dr.-Ing. St. Kriz, Düsseldorf-Obercassel. Mit etwa 90 Abbildungen. Erscheint im Winter 1928/29

S. 64 **Handbuch der Materialkunde für den Maschinenbau.** Von Geh. Oberregierungsrat Professor Dr.-Ing. A. Martens (†), Direktor des Materialprüfungsamts in Groß-Lichterfelde. In zwei Teilen.

Zweiter Teil: **Die technisch wichtigen Eigenschaften der Metalle und Legierungen.** Von Prof. E. Heyn (†). Hälfte A: Die wissenschaftlichen Grundlagen für das Studium der Metalle und Legierungen. Metallographie. Mit 489 Abbildungen im Text und 19 Tafeln. XXXII, 506 Seiten. 1912. Unveränderter Neudruck 1926. Gebunden RM 42.—

Erster Teil: **Materialprüfungswesen, Probiermaschinen und Meßinstrumente**, ist vergriffen.

Hilfsbuch für Metalltechniker. Einführung in die neuzeitliche Metall- und Legierungskunde, erprobte Arbeitsverfahren und Vorschriften für die Werkstätten der Metalltechniker, Oberflächenveredlungsarbeiten u. a., nebst wissenschaftlichen Erläuterungen. Von Chemiker Georg Buchner, München. Dritte, neubearbeitete und erweiterte Auflage. Mit 14 Textabbildungen. XIII, 397 Seiten. 1923. Gebunden RM 12.—

Leitfaden für Gießereilaboratorien. Von Geh. Bergrat Prof. Dr.-Ing. e. h. Bernhard Osann, Clausthal. Dritte Auflage. Mit 12 Abbildungen im Text, etwa 62 Seiten.

Erscheint im Dezember 1928

Kupolofenbetrieb. Von Carl Irresberger. Zweite, verbesserte Auflage. (5.—10. Tausend.) (Heft 10 der „Werkstattbücher“.) Mit 63 Figuren und 5 Zahlentafeln. 55 Seiten. 1923. RM 2.—

Die elektrolytischen Metallniederschläge. Lehrbuch der Galvanotechnik mit Berücksichtigung der Behandlung der Metalle vor und nach dem Elektroplattieren. Von Direktor Dr. W. Pfanhauser jr. Siebente Auflage. Mit 383 in den Text gedruckten Abbildungen. XIV, 912 Seiten. 1928. Gebunden RM 40.—

Das säurebeständige Email und seine industrielle Anwendung im Apparatebau. Ein Handbuch für die chemische Industrie, Nahrungsmittelfabrikation und andere der Chemie verwandte Industriezweige. Von B. Liebing. Mit 34 Textabbildungen. VI, 99 Seiten. 1923. RM 4.—; gebunden RM 5.20

Die Formstoffe der Eisen- und Stahlgießerei. Ihr Wesen, ihre Prüfung und Aufbereitung. Von Carl Irresberger. Mit 241 Textabbildungen. V, 245 Seiten. 1920. RM 10.—

Modelltischlerei. Von Richard Löwer.

Erster Teil: **Allgemeines. Einfachere Modelle.** (Heft 14 der „Werkstattbücher“.) Mit 106 Textfiguren sowie 5 Formularen und Tabellen. 53 Seiten. 1924. RM 2.—

Zweiter Teil: **Beispiele von Modellen und Schablonen zum Formen.** (Heft 17 der „Werkstattbücher“.) Mit 163 Textfiguren. 48 Seiten. 1925. RM 2.—

Selbstkostenberechnung in der Gießerei. Grundsätze, Grundlagen und Aufbau mit besonderer Berücksichtigung der Eisengießerei. Von Ernst Brütisch. Mit 6 Tabellen. VI, 70 Seiten. 1926. RM 4.80

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej

11 526/3