

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute

Geleitet von Dr.-Ing. Dr. mont. E. h. O. Petersen

unter verantwortlicher Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. M. Schlenker für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 28

9. JULI 1931

51. JAHRGANG

Ueber Abmessungen und Leistungen der Wärmespeicher ober-schlesischer Siemens-Martin-Oefen.

Von Dr.-Ing. Fritz Wesemann in Gleiwitz.

[Bericht Nr. 210 des Stahlwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹.]

(Betriebszahlen ober-schlesischer Siemens-Martin-Oefen. Bedeutung der Strömungsgeschwindigkeiten im Kanalsystem, besonders im Brenner für die Ofenleistung und ihr Zusammenhang mit der Kammingröße. Abmessungen der Wärmespeicher der Oefen. Einfluß ihrer Heizfläche auf Leistung und Wärmeverbrauch. Nachrechnung der Temperaturverhältnisse in den Kammern und Kanälen und Rückschlüsse auf den Wirkungsgrad und die spezifische Leistung der Heizflächen. Aussichten für die Einführung des Mischgasbetriebes.)

A. Allgemeines.

Auf einem ober-schlesischen Werke wurde die Beobachtung gemacht, daß das Vergrößern der Gitterheizfläche zum Zwecke einer besseren Wärmeausnutzung der Abgase und Verminderung des Wärmeverbrauches des Ofens zu stärkerem Verschleiß der obersten Gitterlagen führte. Dies war der Anlaß dazu, eine Rundfrage anzustellen, um über die Frage der günstigsten Größenverhältnisse der Kammern und des Gitterwerkes Klarheit zu schaffen.

Bei dem Entwurf der zu diesem Zweck aufgestellten Fragebogen zeigte es sich, daß die Kenntnis einer ganzen Reihe weiterer Bau- und Betriebsangaben der Oefen notwendig war, um die erfragten Abmessungen der Wärmespeicher beurteilen zu können.

Die Auswertung der Umfrage stützt sich auf eine ganze Reihe von früheren Berichten des Stahlwerksausschusses²) und der Wärmestelle³) des Vereins deutscher Eisenhüttenleute sowie Angaben von C. Dichmann⁴), B. Osann⁵), A. Schack⁶) und Fr. Mayer⁷). Sie soll zugleich einen Ueberblick über die Entwicklung des Siemens-Martin-Ofenbaues in Oberschlesien im Laufe der letzten Jahre vermitteln und die Folgerungen aufzeigen, die man nach den neueren Erkenntnissen der Feuerungstechnik und der Erforschung der Wärmespeicherungsvorgänge daraus ziehen kann.

Der Schmelzbetrieb wurde in Oberschlesien zur Zeit der Umfrage im allgemeinen in der Weise geführt, daß die Werke 20 bis 30 % flüssiges und festes Roheisen und in über-

wiegendem Maße fremden Schrott verarbeiteten. Der Anteil des eigenen Schrottes liegt, im Gegensatz zu den meisten Stahlwerken des Ruhr- und Saargebietes, etwa bei 20 bis 35 % des Gesamtschrottverbrauches. Von dem fremden Schrott entfällt ungefähr die Hälfte auf Kernschrott, der Rest auf minderwertigen Schrott.

Hierbei ist es zweckmäßig, die Größenverhältnisse der einzelnen Stahlwerke im Augenblick ihres Neubaus in Betracht zu ziehen. Die bei dem oft viele Jahre zurückliegenden Neubau festgelegten Hauptmaße für den Abstand der Oefen voneinander, die Höhe der Ofenbühne und den Abstand der Oefen von den Umsteuervorrichtungen oder vom Schrottplatz zwingen oft zu einer Zusammendrängung der Wärmespeicher auf einen ganz bestimmten Raum, während bei der Ausgestaltung des Oberofens, besonders der Köpfe, im allgemeinen mehr Freiheit vorhanden ist. Hierdurch ist die Höhe und Breite der Kammern, damit also ihr „Schlankheitsgrad“ und oft auch das Verhältnis zwischen Breite und Länge der Kammern von vornherein festgelegt. Nachträgliche Veränderungen an den Kammern könnten sich daher in den meisten Fällen nur auf die Aufteilung des Kammerraumes zwischen Gas- und Luftkammer und die Art der Gitterung beschränken. Diese Beengtheit macht sich gerade bei der nachträglichen Vergrößerung von Siemens-Martin-Oefen, die auf fast allen ober-schlesischen Stahlwerken im Laufe der Zeit vorgenommen wurde, störend bemerkbar und hat auch manchmal zu Kammerbauweisen genötigt, die man bei dem Neubau eines Ofens kaum mehr in Betracht ziehen würde.

So groß auch die Bedeutung der Wärmespeicher von Siemens-Martin-Oefen für die Leistung und den Wärmeverbrauch erscheint, so kann man doch häufig beobachten, daß Oefen mit gleich großen Kammern und gleichartigen Einsatz- und Brennstoffverhältnissen außerordentlich verschiedene Leistungs- und Brennstoffverbrauchszahlen haben. Umgekehrt kommt es vor, daß Oefen mit gleich guten Betriebszahlen sehr verschiedene Kammern besitzen. Der Hauptgrund für diesen Unterschied sind neben ungleichmäßiger Beaufschlagung der Kammern die Verbrennungsverhältnisse im Oberofen, besonders die Führung der Flamme und die

¹) Vorgetragen in der Sitzung des Unterausschusses für den Siemens-Martin-Betrieb am 7. Januar 1931 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²) Berichte des Stahlwerksausschusses Nr. 81, 82, 92, 96, 120, 122, 123.

³) Mitteilungen der Wärmestelle Nr. 121, 122, 127, 139, 141.

⁴) Der basische Herdofenprozeß, 2. Aufl. (Berlin: Julius Springer 1920).

⁵) Lehrbuch der Eisenhüttenkunde, Bd. 2 (Leipzig: Wilhelm Engelmann 1926).

⁶) Der industrielle Wärmeübergang (Düsseldorf: Verlag Stahl Eisen 1929).

⁷) Die Wärmetechnik des Siemens-Martin-Ofens (Halle: W. Knapp 1909).

Art der Vermischung zwischen Gas und Luft, wenn man die Außenverluste des Herdes vernachlässigt. Da aber die Verbrennungsverhältnisse im Oberofen nicht nur von der Betriebsweise, sondern auch von den Strömungsgeschwindigkeiten von Gas, Luft und Abgas, also von den Abmessungen des gesamten Kanalsystems und der Kamine abhängen, mußte sich die Untersuchung folgerichtig auch hierauf erstrecken. Aus Gründen der Uebersichtlichkeit werden diese Hauptgesichtspunkte der Reihe nach behandelt; doch finden sich, soweit es nötig war, an geeigneter Stelle verbindende kritische Hinweise.

Im letzten Abschnitt des Berichtes wird der Versuch unternommen, die Temperaturverhältnisse in den Kanälen der betrachteten Siemens-Martin-Oefen an Hand von Durchschnittswerten der Bauabmessungen und Betriebswerte zu berechnen und an diese Berechnung einen kritischen Vergleich mit den Oefen anderer Bezirke zu knüpfen.

B. Ergebnisse der Rundfrage.

I. Betriebsangaben.

Die wichtigsten Angaben der Umfrage sind in einer Reihe von Abbildungen und Zahlentafeln niedergelegt. Abb. 1 enthält die Betriebszahlen der verglichenen Oefen, geordnet nach deren Stundenleistung.

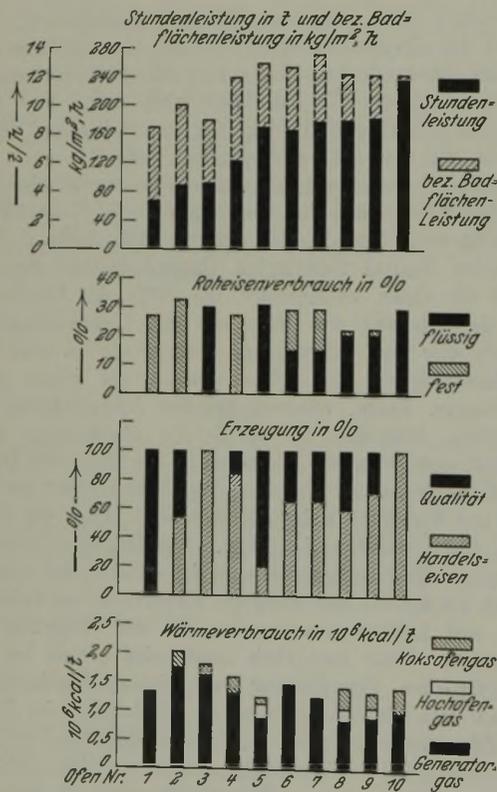


Abbildung 1. Betriebszahlen der verglichenen Oefen.

Was die Ofenbauart betrifft, so sind die Oefen 2, 4, 8 und 9 Maerz-Oefen mit wassergekühlten Brenneröffnungen für Gas und Luft, Ofen 10 ist ein kipparer Ofen mit wassergekühltem Brenner der Witkowitz Bauart. Ofen 6 besitzt einen Kopf der Bauart Bernhardt, Ofen 1, 5 und 7 normale Köpfe.

Das Fassungsvermögen der Oefen steigt von 20 t (Ofen 1) über 30 t (Ofen 2 und 3), 40 t (Ofen 4), 50 t (Ofen 5 bis 7), 60 t (Ofen 8 und 9) auf 100 t (Ofen 10).

Die Stundenleistung liegt zwischen 3,33 und 12,5 t/h (Abb. 1). Merkwürdigerweise machen einige Werke, be-

sonders solche, bei denen ungekühlte Brenner verwendet werden, die Angabe, daß die Tageserzeugung des Ofens gegen Ende der Ofenreise nur unwesentlich oder gar überhaupt nicht nachläßt. Daher wurden für den Vergleich die Bestleistungen zugrunde gelegt.

Die Badflächenleistungen liegen zwischen 135 und 260 kg/m² h. Die besten Leistungen weisen die Oefen 5 und 7 auf, während die Oefen 1 bis 3 beträchtlich, Ofen 10 weniger zurückbleibt. Weitere Erklärungen für die Höhe der Badflächenleistungen finden sich später.

Der Roheisenverbrauch beträgt 22 bis 30 % des metallischen Einsatzes. Sieben Oefen arbeiten mit flüssigem Einsatz, vier von diesen teils mit festem, teils mit flüssigem, die übrigen setzen festes Roheisen ein.

Ueber die Schrottverhältnisse ist schon vorher gesprochen worden.

Der Anteil der Qualitäten an der Gesamterzeugung der Oefen kann zu Schlüssen auf die Badflächenleistung und den Wärmeverbrauch der Oefen führen. Man erkennt aus der Darstellung in Abb. 1, daß die geringe Leistung des Ofens 1 zum Teil mit dem Erschmelzen von Stählen mit besonderen Gütevorschriften zusammenhängt, daß dieser Umstand aber für die Oefen 3 und 10 ausscheidet. Beziehungen zwischen dem Anteil der Qualitätserschmelzen und dem Roheisenverbrauch sind anscheinend nicht vorhanden. Hieraus ergibt sich die Feststellung, daß der Roh-eisenverbrauch an allen Oefen das durch die Rücksicht auf die erschmolzene Stahlsorte gegebene Mindestmaß überschreitet und mehr von wirtschaftlichen Rücksichten beeinflusst wird.

Der Wärmeverbrauch der Oefen ist auf den Zustand des Heizgases am Gasventil während des laufenden Betriebes ohne die Verluste während der Sonntage und durch das Warmhalten bezogen und liegt zwischen 1,22 und 2,0 · 10⁶ kcal/t Ausbringen, er ist also verhältnismäßig hoch; besonders die Oefen 2, 3 und 4 liegen erheblich über dem Durchschnitt, während der kleine Ofen 1 verhältnismäßig günstig abschneidet. Die Gründe der Unterschiede des Wärmeverbrauches werden weiter unten behandelt; sie hängen im allgemeinen, von den Einsatzverhältnissen abgesehen, mit der Güte der Verbrennung und der Höhe der Kühl- und Abgasverluste zusammen. Der Kühlverlust am Brenner scheint bei den Maerz-Oefen 2 und 4 angesichts ihrer geringen Größe bereits eine merkliche Rolle zu spielen, zumal da diese Oefen reichliche Kammern besitzen. Die meisten Oefen verbrauchen außer Generatorgas, dessen Heizwert zwischen 1350 und 1550 kcal/Nm³ (ohne Teer) liegt und dessen Temperatur zwischen 480 und 600° schwankt, noch Koksofengas, einige auch Gichtgas, doch ist der Anteil des Fremdgases am Wärmeverbrauch mit etwa 10 bis 25 % ziemlich klein.

Man sieht daraus, daß in Oberschlesien der Gaserzeugerbetrieb vorherrscht und das Mischgas nur als Hilfsbrennstoff verwendet wird.

II. Angaben über Strömungsverhältnisse und Kaminabmessungen.

Der Vergleich der Strömungsverhältnisse der einzelnen Oefen geht von den Abmessungen ihres Kanalsystems und ihrem Wärmeverbrauch aus (s. Zahlentafel 1). Das sonst oft geübte Verfahren, an Stelle der Errechnung der Strömungsgeschwindigkeiten die Kanalquerschnitte auf die Stundenleistung der Oefen zu beziehen, wurde nicht benutzt, da in ein und demselben Kanalquerschnitt je nach der Zusammensetzung und dem Heizwert des Frischgases verschiedene Strömungsgeschwindigkeiten herrschen können.

Die Strömungsgeschwindigkeiten wurden aus der in Abb. 1 angegebenen Zusammensetzung des Wärmeverbrauches für jeden Ofen berechnet unter folgenden Annahmen:

	Luftmenge Nm ³ /Nm ³ Frischgas	Abgasmenge Nm ³ /Nm ³ Frischgas
Generatorgas	1,4	2,4
Höchofengas	1,0	2,0
Koksofengas	4,2	5,2

Diese Annahmen treffen wegen der Verschiedenheit des Heizwertes der Frischgase und der durch die Betriebsverhältnisse bedingten Luftüberschußzahlen nicht gleichmäßig für alle Oefen zu, sind aber zur Beschaffung der Vergleichsgrundlagen notwendig.

Die auf den Normalzustand (0°, 760 mm Q.-S.) bezogenen Strömungsgeschwindigkeiten sind in Abb. 2a mit den erforderlichen Erläuterungen für die einzelnen Kanalteile jedes Ofens eingetragen. In Abb. 2b sind die Geschwindigkeiten auf einen einheitlichen Wärmeverbrauch aller Oefen von 1,2 · 10⁶ kcal/t am Ventil umgerechnet, um bei einer vergleichenden Betrachtung der Geschwindigkeiten den Einfluß des verschieden hohen Wärmeverbrauches ausschalten zu können.

An allen Oefen fällt zunächst die geringe Strömungsgeschwindigkeit in den Kammern mit etwa 0,5 bis 1,0 m/s ins Auge. Sie beweist, daß die Druckverluste durch Reibung in den Kammern nur gering sein können, und daß die Erhöhung dieser Geschwindigkeit zum Zwecke besserer

Wärmeübertragung und Wärmeaufspeicherung im Gitterwerk grundsätzlich empfehlenswert ist. Die mitunter erheblichen Druckunterschiede über und unter dem Gitter sind nicht etwa nur durch Reibungsverluste, sondern vor allem durch den Auftrieb der heißen Gase in den Kammern bedingt, worauf man bei der Auswertung von Druckmessungen stets achten muß.

Viel fühlbarer sind die Druckverluste durch Richtungswechsel in den übrigen Kanälen und Ventilen und an schlecht abgerundeten Ecken, die etwa 75 % der gesamten Reibungsverluste betragen⁸⁾. Abb. 2a und 2b zeigen, daß die Strömungsgeschwindigkeiten in den Wechselkanälen und -ventilen mit 0,8 bis 4,0 m/s die in den Kammern beträchtlich übersteigen. Das gilt besonders für den Ofen 3, dessen Fassungsvermögen und Stundenleistung offenbar ohne Rücksicht auf die Abmessungen der Kanäle und Ventile vergrößert wurde. Ausgesprochen günstig sind die Strömungsgeschwindigkeiten im Kanalsystem unter dem Gitter mit seinen vielen Krümmungen, Ecken und Umlenkungen nur an den Oefen 1, 2 und 10.

Von der Oberkante des Gitters bis zum Brenner nimmt bei den meisten Oefen die Geschwindigkeit von Gas und Luft ständig zu, die der Abgase in umgekehrter Richtung ab und besitzt im Brenner ihren Höchstwert, nur bei den Maerz-Oefen 2, 4, 8 und 9 treten die Luftzüge ohne Querschnittsverengung unmittelbar in den Herd ein.

Aus der kritischen Betrachtung der Strömungsgeschwindigkeiten im Brenner ergeben sich nun Anhaltspunkte für die Beurteilung der Leistung der verglichenen Oefen (s. Abb. 1). Was zunächst die Gasgeschwindigkeit betrifft, so liegt sie im Durchschnitt zwischen 5,5 und 8 m/s, nur Ofen 3 bleibt mit 3,6 m/s erheblich zurück. Bemerkenswerterweise weist aber gerade dieser Ofen, obgleich er nur Handeisen erzeugt, flüssiges Roheisen einsetzt und, wie sich später zeigen wird, die größten Kammern hat, die zweit-höchste Wärmeverbrauchszahl und eine sehr niedrige Badflächenleistung auf. Hier

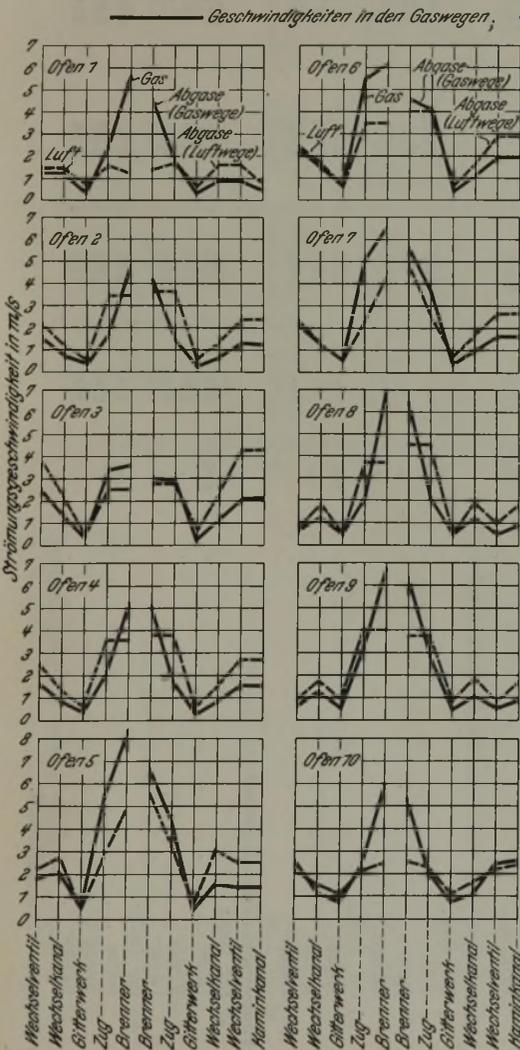


Abbildung 2 a. Strömungsgeschwindigkeiten.

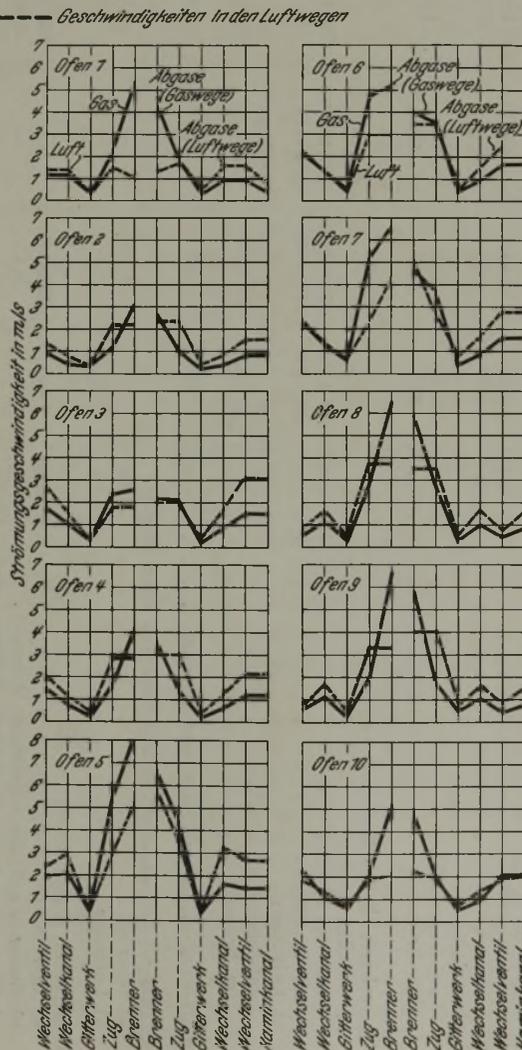


Abbildung 2 b. Strömungsgeschwindigkeiten bezogen auf gleichen Wärmeverbrauch.

⁸⁾ Vgl. Arch. Eisenhüttenwes. 1 (1927/28) S. 729/40 (Gr. B: Stahlw.-Aussch. 143).

Zahlentafel 1. Abmessungen des Kanalsystems des Ofens.

Bezeichnung	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Zahl der Züge (Gas/Luft):										
a) aufsteigend	1/2	1/2	2/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2
b) im Brenner	1/1	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/2	1/1
2. Länge der Züge zwischen Kammer und Brenner:										
a) Gaszüge:	320	450	400	450	400	530	548	625	625	475
aufsteigend	220	193	425	218	420	450	440	50	40	350
im Brenner										
b) Luftzüge:	600	425	525	425	530	790	680	562,5	562,5	675
aufsteigend	270		275		240	180	290			365
im Brenner										
3. Querschnitt (lichte Maße) der Züge:										
a) Gaszüge:	60 × 50	76 × 80	35 × 50	76 × 88	50 × 70	50 × 70	57 × 60	94 × 88	80 × 70	115 × 90
aufsteigend	50 × 24	40 × 63	83 × 40	74 × 63	56 × 40	45 × 70	44 × 60	63 × 52	65 × 58	45 × 90
im Brenner										
b) Luftzüge:	60 × 50	51 × 57	60 × 60	51 × 63 ¹⁾	65 × 70	60 × 65	70 × 80	63 × 69	70 × 60	115 × 90
aufsteigend	180 × 40		90 × 40		100 × 50	65 × 120	50 × 115	63 × 69		67,5 × 260
im Brenner										
4. Mauerwerkmasse der Züge und Brenner t										
	76	57	144	98	380	84	74	85,3	85,3	219
5. Kühlfläche bei wassergekühlten Brennern oder Zügen:										
a) Gaszüge	—	1,085	—	1,085	—	—	—	0,71	0,71	3,78
b) Luftzüge	—	1,7	—	1,8	—	—	—	2,67	2,93	—
6. Ungefährer Kühlverlust:										
a) Insgesamt	—	838 000	—	866 000	—	—	—	1 013 000	1 093 000	1 130 000
b) Bezogen auf die zugeführte Wärme	—	9,4	—	9,05	—	—	—	8,13	9,1	6,0
c) Bezogen auf die zugeführte Wärme minus Abgasverlust	—	13,5	—	12,9	—	—	—	11,6	13,0	8,5
7. Abmessungen der Vor- oder Schlackenammern:										
a) für Gas:	—	267	222,5	230	300	120—395	120—395	200	170	335
Höhe	—	175	360	162	220	250	250	220	230	200
Breite	—	500	165	413	350	575	575	453	330	480
Länge	—									
b) für Luft:	—	277	222,5	277	300	120—395	120—395	220	170	335
Höhe	—	219	360	217	240	380	380	230	290	300
Breite	—	500	165	425	350	575	575	473	330	480
Länge	—									
8. Abmessungen der Kammern:										
a) für Gas:	480	625	675	615	640	670	670	600	600	950
Höhe	160	226	305	265	270	250	250	290	290	200
Breite	360	370	355	434	470	400	400	510	540	500
Länge	—									
b) für Luft:	480	635	675	635	640	670	670	600	600	950
Höhe	280	270	330	320	290	380	380	300	310	300
Breite	360	370	375	434	470	400	400	510	540	500
Länge	—									

1) Brenner oben halbrund.

9. Falls Kammern isoliert, Stärke der Isolierschicht:	12,5 Gew. 12,5 "		15/5 Seite u. Sohle ja	
	nein	ja	nein	ja
a) Gaskammer	—	—	—	—
b) Luftkammer	—	—	—	—
10. Sind die Kammern mit Blech verkleidet?	nein	—	nein	—
11. Länge der Wechselkanäle:				
a) für Gas	900	1850	900	1620
b) für Luft	300	1000	175	875
12. Querschnitt (lichte Maße) der Wechselkanäle:				
a) für Gas	85 × 100	100 × 135	100 × 145	105 × 200
b) für Luft	110 × 150	150 × 125	120 × 145	140 × 200
13. Abmessungen der Wechselventile:				
a) Mündungsquerschnitt der Wechselkanäle:				
zur Gaskammer	105 × 75	75 × 105	75 × 90	105 × 90
zur Luftkammer	100 × 90	90 × 120	100 φ	145 × 140
b) Mündungsquerschnitt des Kaminkanals:				
Gasventil	100 × 125	75 × 105	75 × 90	105 × 90
Luftventil	100 × 125	90 × 120	110 φ	145 × 40
c) Eintrittsquerschnitt des Gas- oder Luftkanals:				
Frischgas	80 φ	100 φ	75 × 90	110 φ
Luft	80 × 60	120 φ	100 φ	135 × 78
14. Abmessungen des Schornsteines:				
a) Höhe (Abgaskanaleintritt bis Mündung)	38,77	6,217	50	75
b) Durchmesser am Fuß	1,20	2,75	1,60	3,30
c) Durchmesser an der Mündung	1,20	1,93	1,40	2,30

in spiegelt sich die Bedeutung einer straffen Flammenführung wider, deren wichtigste Voraussetzung eine bestimmte Mindestgeschwindigkeit des Gases ist. Diese Mindestgeschwindigkeit scheint nach dem Ergebnis der Umfrage etwa bei 5 m/s zu liegen.

Die ungewöhnlich niedrige Gasgeschwindigkeit des Ofens 3 steht übrigens, wie *Abb. 2 a und b* zeigen, im Zusammenhang mit hohen Geschwindigkeiten in den Wechselkanälen und Wechselventilen, die offenbar bei einer Vergrößerung des Herdes nicht erweitert worden sind. Der hohe Druckverlust an diesen Stellen und der niedrige Gasdruck der alten Siemens-Gaserzeuger dieses Ofens haben auf Kosten der Flammenführung eine übermäßige Erweiterung des Gasbrenners erzwungen, da sonst die erforderliche Gasmenge nicht zugeführt werden konnte.

Die Luftgeschwindigkeit im Brenner liegt bei den gutgehenden Oefen 5 bis 9 zwischen 3,3 und 5,2 m/s, ohne Rücksicht auf die Bauart des Kopfes. Die mäßige Leistung des großen Ofens 10 ist zweifellos mit auf die geringe Luftgeschwindigkeit im Brenner zurückzuführen. Neben der Gas- und Luftgeschwindigkeit ist der Winkel zwischen der Mittelachse des Gas- und Luftstromes ein weiterer wichtiger Umstand für die Flammenführung und den Verlauf der Verbrennung; das gleiche gilt für den Abstand des Schnittpunktes zwischen Gas und Luft vom Brenner. Nach ergänzenden Angaben einiger Werke soll dieser Winkel etwa 17 bis 20°, der Neigungswinkel des Gaszuges gegen die Waagerechte etwa 10° betragen, ferner soll der Schnittpunkt zwischen Gas- und Luftstrom dicht über der Badoberfläche zwischen der ersten und mittleren Tür liegen. Damit ist zugleich die Stärke der Zunge zwischen Gas- und Luftzug festgelegt, sie schwankt etwa zwischen 380 und 600 mm. In Übereinstimmung mit verbrennungstheoretischen Überlegungen bevorzugt man im Betrieb kleinerer Oefen bei geringerer Luftgeschwindigkeit (etwa 1,5—2,0 m/s) einen etwas größeren Schnittwinkel zwischen Gas und Luft und einen möglichst geringen Abstand des Schnittpunktes vom Brenner; bei größeren Luftgeschwindigkeiten (über 3,0 m/s) gilt etwa das Umgekehrte. Größere Oefen, d. h. solche mit einer Herdlänge zwischen den Brennern von mehr als 11 m, verlangen für eine gute Flammenführung gewöhnlich höhere Luftgeschwindigkeiten (3 bis 5 m/s).

Weitere Aufschlüsse über den Zusammenhang der Strömungsverhältnisse im Brenner und der Ofenleistung liefert die *Zahlentafel 2*, die von K. Köhler, Gleiwitz, freundlicherweise zur Verfügung gestellt ist.

Darin sind die Oefen a und d die in den übrigen Zahlentafeln und Abbildungen mit 1 und 10 bezeichneten Oefen.

Beim Vergleich der kleinen Oefen a und b sieht man, daß die Strömungsgeschwindigkeiten nahezu übereinstimmen, Ofen b aber einen wesentlich größeren Schnittwinkel φ (*Spalte 11*) und trotz geringen Gitterraumes (*Spalte 7*) eine erheblich bessere Badflächenleistung (*Spalte 6*) hat. Die Einsatzverhältnisse sind an beiden Oefen die gleichen, auch wird die gleiche Stahlsorte erzeugt. Die Brennerbauart ist ebenfalls die gleiche.

Die größeren Oefen c und e sind feststehend und mit Normalköpfen ausgerüstet und arbeiten, was auch für Ofen d gilt, mit ähnlichem Einsatz und erzeugen fast gleiche Qualitäten. Die Badflächenleistung des Ofens e ist viel größer als die des Ofens c, dabei ist der Winkel α etwas flacher und φ der fast gleiche, die Gas- und vor allem die Luftgeschwindigkeit (*Spalte 8 und 9*) aber ganz erheblich größer. Ofen e hat also infolge der größeren Geschwindigkeit im Brenner günstigere Flammenführung und Verbrennungs-

Zahlentafel 2. Strömungsgeschwindigkeiten und Winkelverhältnisse im Brenner.

Ofen	Einsatzgewicht t	Bad-			Stunden- er- zeugung t/h	Spez. Herdflächen- leistung kg/m ² h	Gitterraum je 10 ⁶ kcal stdl. zugef. Wärme m ³ /10 ⁶ kcal (h)	Geschwindigkeit im Brenner		Neigungswinkel des Gasstromes		Schnittwinkel zwischen Gas- und Luftstrom	
		Länge m	Breite m	Fläche m ²				Gas m/s	Luft m/s	α		φ	
a	20	8,4	2,3	19,3	3,57	185	18,6	5,8	1,88	15°	16'	13°	5'
b	15	7,0	2,1	14,7	3,16	215	12,9	5,61	2,05	17°	56'	19°	40'
c	80	11,75	3,8	44,7	8,94	200	23,7	5,5	3,12	11°	0'	17°	24'
d	100	12,1	4,2	50,8	11,7	230	18,1	5,9	2,61	11°	0'	19°	0'
e	60	9,0	3,35	30,2	9,06	300	17,5	6,16	5,02	8°	56'	18°	32'

verhältnisse, was um so mehr zu beachten ist, als seine Herdlänge hinter der des Ofens c zurückbleibt.

Der Vergleich der Ofen c und d zeigt wiederum den Einfluß der Gasgeschwindigkeit und des Winkels φ, der der Ofen d und e besonders deutlich den einer höheren Luftgeschwindigkeit auf die spezifische Badflächenleistung. In allen diesen Fällen ist der Gitterraum gerade der schärfergehenden Ofen kleiner (Spalte 7).

Man sieht daraus, daß die Flammenführung im Oberofen einen ungleich größeren Einfluß auf die Ofenleistung ausübt als die Größe des Gitterwerkes, daß sie aber ihrerseits in hohem Maße von den Strömungsgeschwindigkeiten und den Winkelverhältnissen im Brenner abhängt.

Auf jeden Fall muß man durch geschickte Bemessung und Verlegung der Kanäle und Ventile für Gas und Luft dafür sorgen, daß ein möglichst großer Teil der Druckhöhe (Druck vor dem Wechselventil + Auftrieb) von Gas und Luft zur Erzielung der erforderlichen Geschwindigkeiten im Brenner zur Verfügung steht. Sollte der Betrieb für die Erzeugung der erforderlichen Luftgeschwindigkeit nicht genügen, so muß man, wie das bereits vielfach geschieht, einen Ventilator zu Hilfe nehmen. Die Folgen mangelnder Rücksichtnahme auf diesen Grundsatz zeigt der erwähnte Ofen 3.

Man sieht hieraus, wie wichtig regelmäßige Gasdruckmessungen im Ofen und in den zugehörigen Leitungen sind. Besondere Aufmerksamkeit beansprucht in diesem Zusammenhang die Beantwortung der Frage, welchen Einfluß neben den Strömungsgeschwindigkeiten die Kopfbauart auf die Leistung des Siemens-Martin-Ofens ausübt. Ein Vergleich von Werk zu Werk vermag hierüber wegen der Verschiedenheit der Betriebsverhältnisse keine hinreichende Erklärung zu geben; immerhin zeigt Abb. 1, daß unter den gleich großen Ofen 5 bis 9 (etwa 50 bis 60 t Schmelzungsgewicht) die beiden Maerz-Ofen 8 und 9 die niedrigste Badflächenbelastung besitzen. Ein betriebsmäßiger Vergleichversuch zwischen einem gewöhnlichen und einem Maerz-Ofen auf einem der befragten Werke hat jedoch gezeigt, daß der Ofen mit gewöhnlichem Kopf bei gleicher Gas- und Luftgeschwindigkeit im Brenner, gleicher Abmessung der Kammern, Ventile und Kamine und gleichen Einsatzverhältnissen um 50° höhere Flammentemperaturen und um 10% höhere Badflächenleistungen, nämlich 248 kg/m² h, aufwies. Hier zeigt sich deutlich der vorteilhafte Einfluß der zwangsläufigen Führung des Luftstromes beim gewöhnlichen Kopf. Der höheren Leistung stand indessen ein größerer Verschleiß des Ofens mit dem gewöhnlichen Kopf entgegen, der der Steigerung der Leistung je nach den Verhältnissen eine wirtschaftliche Grenze setzt.

Das Gegenstück der Geschwindigkeit von Gas und Luft ist die Abgasgeschwindigkeit. Man sieht aus Abb. 2 a und 2 b, daß sie, auf den Normalzustand bezogen, im Mittel etwa der Gas- und Luftgeschwindigkeit entspricht, indessen ist die wirkliche Abgasgeschwindigkeit wegen der weit höheren Temperatur der Verbrennungsgase ungleich größer. Die

Abgasgeschwindigkeiten in den Gas- und Luftwegen ergaben sich aus der Verteilung der Abgase mit Hilfe einer Ueber-schlusrechnung für jeden Ofen unter Annahme einer Temperaturzunahme des Frischgases auf 950° und der Luft auf 1100°. Das Verteilungsverhältnis auf die Luft- und Gaswege liegt im Durchschnitt bei 2:1. Auf dieser, wenn auch noch recht unsicheren Grundlage sind die Abgasgeschwindigkeiten in Abb. 2 a und b berechnet worden. Man sieht deutlich, daß der höheren Geschwindigkeit der Abgase am Brenner der Gaswege eine höhere Geschwindigkeit in den Kanälen, Kammern und Wechselventilen der Luftwege gegenübersteht. Sie begünstigt eine hinreichende Beaufschlagung und Aufheizung der Gaskammer, wozu man bei neueren Ofen die Drosselung des Zuges in den Luftwechselkanälen durch einen Zwischenschieber zu Hilfe nimmt. Ihre Grenze finden die Abgasgeschwindigkeiten und mit ihnen die Brennerquerschnitte in der Größe des Kamins.

Die vom Kamin abgesaugten Gasmengen und mit ihnen die erzielte Ofenleistung hängen ab von seinem Schluckvermögen und seiner statischen Zugstärke. Das Schluckvermögen sei aufgefaßt als das Abgasgewicht, das der Schornstein bei normaler Temperatur der Abgase je m² Querschnittsfläche absaugen kann. Es hängt also, wie man rechnerisch nachweisen kann, in erster Linie vom Durchmesser, erst in zweiter Linie von der Höhe des Kamins ab und ist innerhalb eines Bereiches der Abgastemperatur von 250 bis 500° von dieser ziemlich unabhängig. Als Ausnutzungsgrad des Schluckvermögens sei das Verhältnis zwischen dem wirklichen zum theoretisch abgesaugten Gasgewicht bezeichnet, wobei das wirkliche Abgasgewicht aus der Leistung und dem Gasverbrauch der Ofen errechnet wird. Der Ausnutzungsgrad erreicht im allgemeinen infolge der Reibungs- und sonstigen Verluste im Kamin nur in günstigsten Fällen einen Wert von 20%, bleibt aber meist darunter. In Abb. 3 ist der Ausnutzungsgrad der Kamine für alle Ofen eingetragen; man erkennt, daß er bei den Ofen 8 und 9 dicht am Grenzwert von 20%, bei den übrigen Ofen, besonders bei den Ofen 3, 6 und 7, mehr oder weniger weit darunter liegt, woraus zu schließen ist, daß deren Kamine besonders in ihrem Durchmesser unnötig reichlich bemessen sind. Die statische Zugstärke hängt von der Abgastemperatur und der Höhe des Kamins ab. Da mit der Größe der Ofen im allgemeinen die Geschwindigkeit im Kanalsystem und als Funktion der Bauhöhe der Kammern auch der Gegenauftrieb wächst, während die Abgastemperatur ungefähr gleich groß ist, muß ein Zusammenhang zwischen der Ofenleistung (Abb. 1) und der Höhe der Kamine bestehen. Dieser Zusammenhang ist jedoch in Abb. 1 und 3 nur sehr schwach zu erkennen. Der Vergleich des Ausnutzungsgrades und der Kaminhöhe mit der Leistung der Ofen ergibt den allgemeinen Schluß, daß vor allem der Durchmesser von den meisten Ofen, mit Ausnahme von 8 und 9, dann aber auch die Höhe der Kamine übermäßig reichlich ist. Zu große Kamindurchmesser beeinträchtigen aber wiederum die wirksame Zugstärke, da sie eine starke Abkühlung der

Zahlentafel 3. Abmessungen des Gitterwerkes der Oefen.

Bezeichnung	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Kanalweite:										
Gas	8,0	14,0	15,0	14,0	20,0	15,0	15,0	12 13 13	12 13 13	15
Luft	8,0	14,0	14,0	14,0	20,0	14,0	14,0	12 13 13	12 13 13	14
2. Steindicke:										
Gas	7,5	8	9	8	8	10	10	8 7 7	8 7 7	9
Luft	7,5	8	10	8	8	10	10	8 7 7	8 7 7	10
3. Steinhöhe:										
Gas	15	15	15	15	20	20	20	15 15 20	15 15 20	15
Luft	15	15	20	15	20	20	20	15 15 20	15 15 20	20
4. Zahl der Steinlagen:										
Gas	17	26	30	23	20	20	20	11 4 4	11 4 4	42
Luft	17	26	23	23	20	20	20	11 4 4	11 4 4	31
5. Höhe des Gitters:										
Gas	2,55	3,9	4,5	3,45	4,0	4,0	4,0	3,55	3,55	6,4
Luft	2,55	3,9	4,6	3,45	4,0	4,0	4,0	3,55	3,55	6,2
6. Höhe des Tragrostes ab Kammersohle:										
Gas	1,30	1,5	1,15	1,4	1,4	1,2	1,2	1,2	1,2	1,55
Luft	1,30	1,3	1,15	1,4	1,4	1,2	1,2	1,25	1,25	1,55
7. Zahl der Schächte, berechnet (Gas, Luft):										
in der Breite der Kammer	10	10	12	12	9	10	10	14	14	8
in der Länge der Kammer	24	16	14	19	16	16	16	25	27	20
Zusammen	240	160	167	227	144	160	160	350	378	160
8. Wirkliche Zahl der Schächte:										
a) vom Werk angegeben	(240)	396	—	186	130	160	160	(350)	362	—
b) angenommen	215	—	150	—	—	140	203	325	—	140
c) Verhältniszahl:	0,9	0,91	0,9	0,82	0,31	0,84	0,875	0,9	0,97	0,88
angegebene bzw. angenommene Zahl d. Schächte										
berechnete Zahl der Schächte										
9. Art der Gitterung (D. R. = durchlaufende Rostpackung, V. R. = versetzte Rostpack., G. = Glattschächte)	V. R.	D. R.	D. R.	D. R.	G.	D. R.	D. R.	D. R.	D. R.	D. R.

Abgase im Kamin und das Auftreten von verlustbringenden zusätzlichen Wirbelscheinungen herbeiführen. Um so mehr Beachtung verdienen daher die Oefen 8 und 9, die trotz ihrer knapp bemessenen Schornsteine hohe Gas-, Luft- und Abgasgeschwindigkeiten im Brenner entwickeln und dadurch gute Schmelzleistungen erzielen. Dieser Erfolg ist nur möglich durch eine zweck-

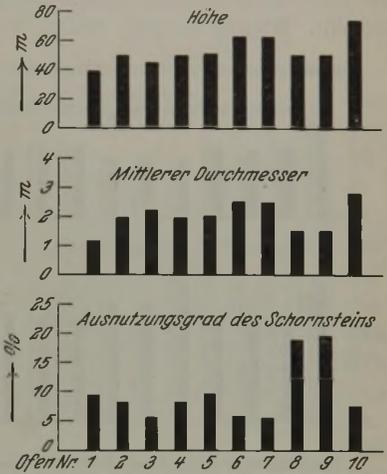


Abbildung 3. Schornsteinkennwerte.

mäßige Ausgestaltung der Strömungswege und eine gute Abdichtung des Ofens gegen den Eintritt von Falschluf; auf die Wirksamkeit dieser beiden Maßnahmen sei daher an dieser Stelle nachdrücklich hingewiesen.

III. Abmessungen und Kennzahlen der Kammern.

Als Gitterungsart ist die durchlaufende Rostpackung am meisten vertreten (Zahlentafel 3). Nur ein Ofen (1) hat doppelt versetzte Rostpackung, ein anderer (5) die Glattschacht- (Winderhitzer-) Gitterung. Rein betrieblich sind die durchlaufende Rostpackung und die Glattschachtpackung wegen ihrer bequemen Reinigungsmöglichkeit vorzuziehen. Die erste hat den weiteren Vorteil, daß bei Verstopfungen die Gase von einem Kanal in den anderen übertreten können.

Die Kanalweite der durchweg quadratischen Schächte des Gitters schwankt zwischen 8 und 20 cm, am meisten findet man 14 bis 15 cm. Sie ist in den Gas- und Luftkammern gleich groß und ändert sich absatzweise nur an den Oefen 8 und 9. Die vorherrschende Meinung, daß Kanalweiten unter 12 cm wegen der Verstaubung und Verschlackung ungünstig sind, wird durch die Erfahrungen an den Oefen 8 und 9 gestützt, bei denen man durch Ansinterungen genötigt wurde, die Kanalweite von oben nach unten hin von 12 auf 13 cm zu ver-

1) Die geklammerten Zahlen wurden als unwahrscheinlich nicht berücksichtigt.

größern. Daß aber auch andere Einflüsse, besonders die Beschaffenheit des Schrottes, die Verschmutzung des Gitterwerkes beeinflussen, zeigt Ofen 1, der überwiegend guten Kernschrott verarbeitet und mit einer Kanalweite von 8 cm auskommt, obgleich dort an Stelle der Schlackenammern nur enge Schlackensäcke neben dem Gitter vorhanden sind.

Die Steinstärke beträgt fast durchweg 7 oder 8 cm. Die Steinstärke von 9 und 10 cm bei den Oefen 3, 6, 7 und 10 ist unnötig groß, da nach den neueren Untersuchungen eine Steindicke von 8 cm den Grenzwert für eine gute Ausnutzung der Speicherfähigkeit der Gittersteine darstellt. Wichtig ist eine weitere Verfolgung der Frage,

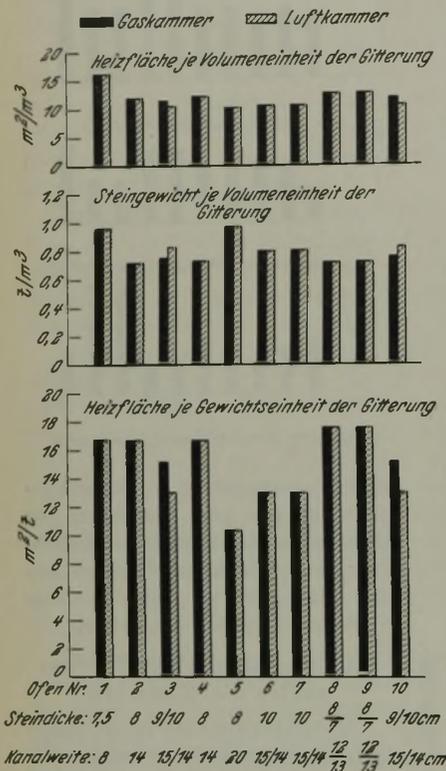


Abbildung 4. Kennzahlen der Gitterung.

bis zu welcher Steinstärke man ohne Gefährdung der Standfestigkeit des Gitters unter Berücksichtigung des natürlichen Steinverschleißes heruntergehen kann.

Die Höhe der Steine schwankt zwischen 15 und 20 cm. Am meisten sind 15 cm vertreten.

Die Ermittlung der Zahl der Schächte bereitet Schwierigkeiten. Man kann sie berechnen aus der Beziehung:

$$\text{Schachtzahl} = \frac{\text{Kammerbreite}}{\text{Kanalweite} + \text{Steindicke}} \cdot \frac{\text{Kammerlänge}}{\text{Kanalweite} + \text{Steindicke}}$$

Die wirkliche Schachtzahl bleibt aber erheblich hinter den errechneten Werten zurück. Dieser Unterschied rührt davon her, daß man zwischen den einzelnen Steinen und zwischen dem Gitterwerk und der Kammerwand Fugen für etwaiges Wachsen der Steine beim Erhitzen und das Absetzen von Staub und Schlacke freiläßt. Das Verhältnis zwischen der wirklichen und berechneten Schachtzahl schwankt zwischen 0,76 und 0,97. Zugrunde gelegt wurde für die Berechnung der Gitterabmessungen die wirkliche Kanalzahl, deren Richtigkeit von Fall zu Fall nachgeprüft wurde. Da die durch die lockere Packung entstehenden zusätzlichen Heizflächen zwischen den einzelnen Steinen bei der Errechnung der Gesamtheizfläche nicht berücksichtigt wurden, ist die tatsächliche Heizfläche des Gitters an allen Oefen etwa

um 10 bis 15 % größer als die berechnete. Dieser Unterschied ist aber für den Vergleich der einzelnen Oefen unerheblich und wird bei der in einem späteren Abschnitt durchgeführten Nachrechnung der Temperaturverhältnisse durch einen entsprechenden Zuschlag zu der errechneten Gitterheizfläche der Oefen berücksichtigt.

Aus der Kanalweite und der Steinstärke ergeben sich bereits einige wichtige Kennzahlen des Gitterwerkes (Abb. 4). Es sind dies:

Die Heizfläche je Volumeneinheit $\frac{F}{V}$ (s. Abb. 4,

oberste Darstellung). Sie liegt zwischen 10 und 16 m²/m³ und ist um so größer, je kleiner die Steinstärke und Kanalweite sind (s. Ofen 11). Ihr Mittelwert beträgt 12 m²/m³.

Das Steingewicht je Volumeneinheit $\frac{G}{V}$

(s. Abb. 4, mittlere Darstellung) liegt im Durchschnitt bei 0,7 bis 0,8 t/m³ und wächst mit dem Ver-

hältnis $\frac{\text{Steindicke}}{\text{Kanalweite}}$ und bei

Glattschachtgitterung (s.

Ofen 1 und 5) auf $\frac{G}{V} = \text{etwa } 0,97 \text{ t/m}^3$.

Die Größe der Heizfläche je Gewichtseinheit $\frac{F}{G}$ (s. Abb. 4, untere

Darstellung) schwankt zwischen 13 und 17,5 m²/t im Mittel und ist um so größer, je kleiner die Steindicke im Verhältnis zur Kanalweite und je kleiner die Kanalweite ist; sehr

klein wird sie bei der Anwendung der Glattschachtpackung mit 10,4 m²/t.

Die äquivalente Steinstärke = $\frac{2 \times \text{Steinvolumen}}{\text{Heizfläche } F}$

gibt die Stärke einer ebenen Platte an, als die man sich das Gitterwerk vorstellen kann, und ordnet damit das Gittergewicht der Gitterheizfläche eindeutig zu. Sie ist wegen der zusätzlichen Heizflächen an den Schmalseiten der Steine kleiner als die wirkliche Steinstärke des Gitters (Abb. 5) und bedingt zusammen mit der Umstellzeit bzw. Doppelperiode = zweimal Umstellzeit sowohl den Steinausnutzungsgrad als auch die Größe der Temperaturänderungen während der Umstellzeit. Sie liegt zwischen 6 und 10 cm, die Doppelperiode (s. Abb. 5) zwischen 0,5 und 1 h.

Der Steinausnutzungsgrad drückt das Verhältnis der tatsächlich gespeicherten Wärmemenge zu derjenigen aus, die bei unendlicher Wärmeleitfähigkeit und Stärke des Gitterwerkes gespeichert werden könnte. Er liegt bei den meisten Oefen während des Einschmelzens zwischen 60 und 65 %, beim Fertigmachen zwischen 26 und 50 %. Nur die Oefen 5 bis 7 fallen mit 30 bis 35 % beim Einschmelzen und 18 % beim Fertigmachen aus dem Rahmen, und zwar infolge der kurzen Umstellzeit in Verbindung

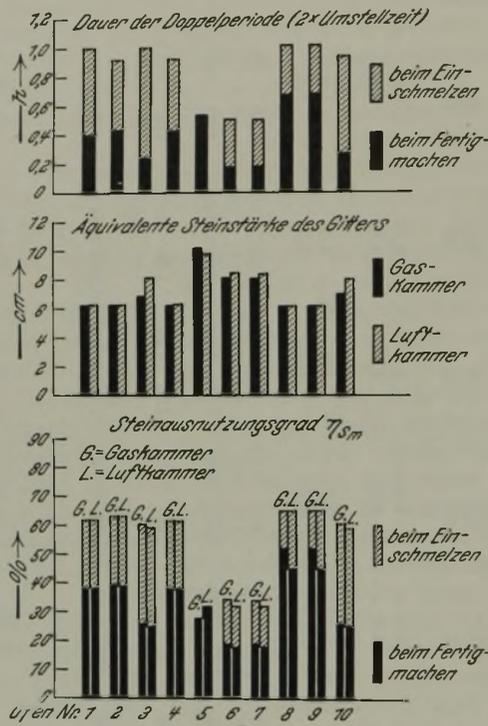


Abbildung 5. Kennzahlen des Gitterwerkes. (Äquivalente Steinstärke und Steinausnutzungsgrad.)

mit einer größeren äquivalenten Steinstärke und wirklichen Steinstärke des Gitters. Man erkennt hieraus, daß das Steinvolumen bei den Oefen 5 bis 7 nur schlecht ausgenutzt wird, also unnötig reichlich und damit teuer ist.

Die erwähnten Kennzahlen des Gitters liefern in Verbindung mit der Zahl der Schächte und Steinlagen die Heizfläche F und das Gewicht G des Gitters, das man zum Zwecke des Vergleiches der einzelnen Oefen auf die Stundenleistung L oder den stündlichen Wärmeverbrauch B bezieht.

Beim Vergleich der einzelnen Oefen wird fast ausschließlich die letzte Bezugsgröße zugrunde gelegt, da die gespeicherten Wärmemengen in erster Linie von der Wärmezufuhr zum Ofen abhängen. Von Fall zu Fall empfiehlt sich jedoch auch die Stundenleistung, manchmal auch das Einsatzgewicht als Bezugsgröße für F und G , wenn man den oft störenden Einfluß eines verschieden hohen spezifischen Brennstoffverbrauches der Oefen beim Vergleich ausschalten will. Es kann oft vorkommen, daß beispielsweise die Zahl $\frac{F}{B}$ nur deshalb niedrige Werte annimmt, weil der Ofen einen besonderen hohen spezifischen Brennstoffverbrauch hat; in diesem Fall würde die Kennzahl $\frac{F}{L}$ unverändert bleiben.

Es ergeben sich also im Rahmen dieser Betrachtungen folgende weitere Kennzahlen für das Gitterwerk:

$$\frac{V}{L} \text{ (Gittervolumen)}, \frac{F}{L} \text{ (Gitterheizfläche)} \text{ und } \frac{G}{L} \text{ (Gittergewicht)},$$

$$\text{bezogen auf die Stundenerzeugung } L, \text{ ferner } \frac{V}{B}, \frac{F}{B} \text{ und } \frac{G}{B},$$

bezogen auf die stündliche Wärmezufuhr B . Die Größe und das Volumen der Kammern geht aus *Zahlentafel 1* hervor. Ihr Inhalt ist zusammen mit dem der Vorkammern und des Gitterwerkes in *Abb. 6* in absoluter Größe, außerdem der Gitterraum V , bezogen auf die Stundenleistung L , eingezeichnet. An allen Oefen fällt der verhältnismäßig geringe Anteil des Gitterraumes am gesamten Kammerraum auf; auch ist der Unterschied des Rauminhaltes der Gas- und Luftkammern und ihres Gitterwerkes mit Ausnahme der Oefen 1, 6, 7 und 10 nur unbedeutend und entspricht in keiner Weise dem Unter-

schied der Vorwärmleistung zwischen Gas- und Luftkammer, wie er an generatorgasgefeuerten Siemens-Martin-Oefen besteht. Die Oefen 6 und 7 zeichnen sich außerdem durch ungewöhnlich große Schlacken-kammern aus, sicherlich ein beträchtlicher Vorteil zugunsten der Gitterhaltbarkeit. Ueber dem Durchschnitt liegen die Gitterräume der Oefen 2 bis 4; der Mittelwert aller Oefen liegt etwa bei $\frac{V}{L} = 20 \text{ m}^3/\text{t}$; diese

Zahl wird auch im Schrifttum wiederholt für gute generatorgasgefeuerte Oefen angegeben.

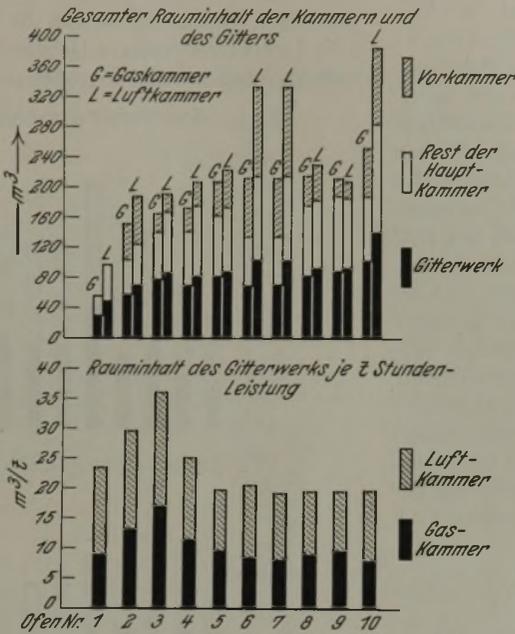


Abbildung 6. Rauminhalt des Gitterwerkes und der Kammern.

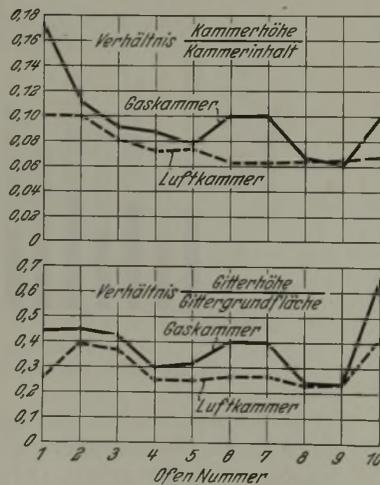


Abb. 7.

Kennzahlen der Kammern und des Gitterwerkes.

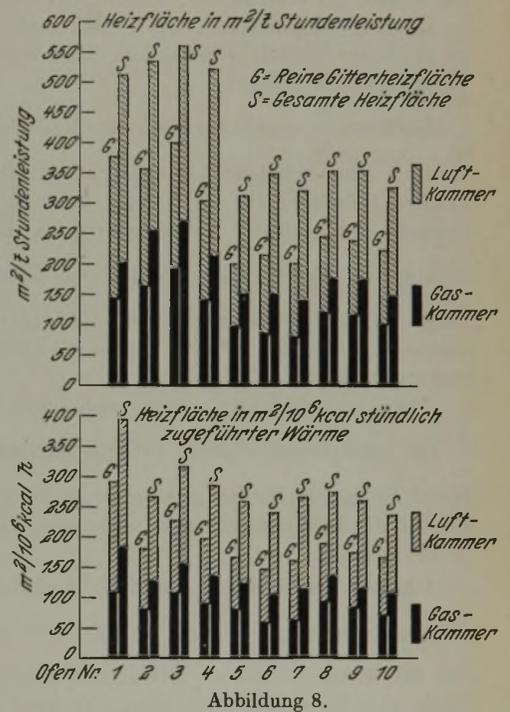


Abbildung 8. Heizflächen bei den verglichenen Oefen.

Einen Rückschluß auf die Gleichmäßigkeit der Beaufschlagung des Gitterwerkes gestattet das Verhältnis zwischen der Höhe der Kammern und ihrem Rauminhalt sowie zwischen der Höhe und Grundfläche des Gitters (*Abb. 7*). Die Linien in *Abb. 7* zeigen, daß mit zunehmender Ofenleistung die Kammern verhältnismäßig niedrig werden, wohl bedingt durch die Höhe der Ofenbühne und die nachträgliche Vergrößerung der Oefen auf den einzelnen Stahlwerken, der man den Inhalt der Kammern nur durch eine Vergrößerung der Grundfläche, nicht aber durch Erhöhung der Kammern anpassen konnte. Eine Ausnahme zeigt der neue Ofen 10, der ein besonderes Fundament erhalten hat. Die Verhältniszahl $\frac{\text{Gitterhöhe}}{\text{Gittergrundfläche}}$ erweist die Ueberlegenheit des Ofens 10 im Sinne günstiger

Gitterbeaufschlagung und die Benachteiligung der Oefen 8 und 9 noch deutlicher. Die Kenntnis dieser „Schlankheitsgrade“ der Kammern ist wichtig für die Beurteilung der Kennwerte $\frac{F}{B}$ und $\frac{G}{B}$ des Gitters. Im Durchschnitt ist an allen Oefen die Gaskammer schlanker als die Luftkammer, also trotz ihrer geringen Vorwärmleistung auch in dieser Richtung bevorzugt.

Die für die Vorwärmtemperaturen und die Ausnutzung der Abgase maßgebende Gitterwerksheizfläche F ist zusammen mit den übrigen als Heizfläche zu wertenden Kanalfächen des Ofens und bezogen auf L und B in Abb. 8 wiedergegeben. Die obere Darstellung der Abb. 8 zeigt den großen Anteil der Restheizflächen von 35 % der Gesamtheizfläche, der bei den Oefen 6 und 7 noch größer ist und nur mäßige Unterschiede zwischen der Heizfläche der Gas- und Luftkammern. Auch hier tritt wieder die reichliche Bemessung der Gaskammer hervor, die zwar zum Teil durch die Verteilung der Abgase auf Gas- und Luftkammer begründet erscheinen mag, aber in keiner Weise der Wärmeaufnahme des Gases gegenüber derjenigen der Luft entspricht. Eine stärkere Beaufschlagung der Gaskammer und eine Vergrößerung der Luftkammerheizfläche, sei es durch Vergrößerung ihres Rauminhaltes auf Kosten der Gaskammer, sei es durch engere Gitterung, ist an allen Oefen möglich, deren Schornsteine eine Reserve an statischer Zugstärke enthalten. Hier sind fraglos noch Verbesserungen möglich.

Die Werte $\frac{F}{L}$, und in vermindertem Maße auch $\frac{F}{B}$, zeigen deutlich eine Abnahme bei den größeren Oefen. Ob die größere Heizfläche für die kleinen Oefen 1 bis 4 in Betracht der größeren Außenverluste der Kammern notwendig ist, bleibe dahingestellt. Der Mittelwert $\frac{F}{B}$ der Oefen 5 bis 10 liegt bei etwa $73 \text{ m}^2 \cdot 10^6 \text{ kcal (h)}$ für die Gaskammer und $89 \text{ m}^2 \cdot 10^6 \text{ kcal (h)}$ für die Luftkammer, also insgesamt $162 \text{ m}^2 \cdot 10^6 \text{ kcal (h)}$.

Aus dem Schrifttum ergeben sich folgende Werte von $\frac{F}{L}$ für generatorgasgefeuerten Siemens-Martin-Oefen: 80 bis $85 \text{ m}^2/10^6 \text{ kcal (h)}$ für die Gaskammer, 90 bis $110 \text{ m}^2/10^6 \text{ kcal (h)}$ für die Luftkammer, also zusammen 170 bis $195 \text{ m}^2 \text{ je } 10^6 \text{ kcal (h)}$.

Für den reinen Mischgasbetrieb (Hochofen- und Koksofengas) findet man dagegen $\frac{F}{B} = 300$ bis $350 \text{ m}^2/10^6 \text{ kcal (h)}$ für das Gitter = 350 bis $400 \text{ m}^2/10^6 \text{ kcal (h)}$ insgesamt, worin sich die Gas- und Luftwege zu etwa 45 und 55 % teilen.

Man sieht, daß die Heizflächen der Oefen 5 bis 10 zwar für den Generatorgasbetrieb ausreichen, für den Mischgasbetrieb dagegen auf keinen Fall; die Oefen 1 bis 4 liegen mit einer Heizfläche von insgesamt $300 \text{ m}^2/10^6 \text{ kcal (h)}$ etwa in der Mitte und können unter Umständen dann für den Mischgasbetrieb in Frage kommen, wenn man durch bauliche und betriebliche Maßnahmen ihren stündlichen (kcal/h) und bezogenen (kcal/t Ausbringen) Wärmeverbrauch herabsetzt, wodurch sich der Wert $\frac{F}{B}$ bei gleichem Wert für $\frac{F}{L}$ vergrößert.

Andererseits scheint die Größe der Heizfläche auf den bezogenen Wärmeverbrauch der Oefen keinen nennenswerten Einfluß zu besitzen. Die mittlere Darstellung der Abb. 8

zeigt, daß die Oefen 1 bis 4 eine viel größere auf den Stundendurchsatz bezogene Heizfläche $\frac{F}{L}$ haben als die Oefen 5 bis 10. Diese Verhältnisse würden sich auch in der Kennzahl $\frac{F}{B}$ (untere Darstellung) auswirken, wenn an allen Oefen der bezogene Wärmeverbrauch $\frac{B}{L}$ kcal/t gleich groß wäre. Auffallend ist nun die Tatsache, daß die Oefen 2 bis 4 trotz ihrer größeren Heizfläche einen höheren Wärmeverbrauch besitzen als die großen (s. Abb. 1). Wahrscheinlich

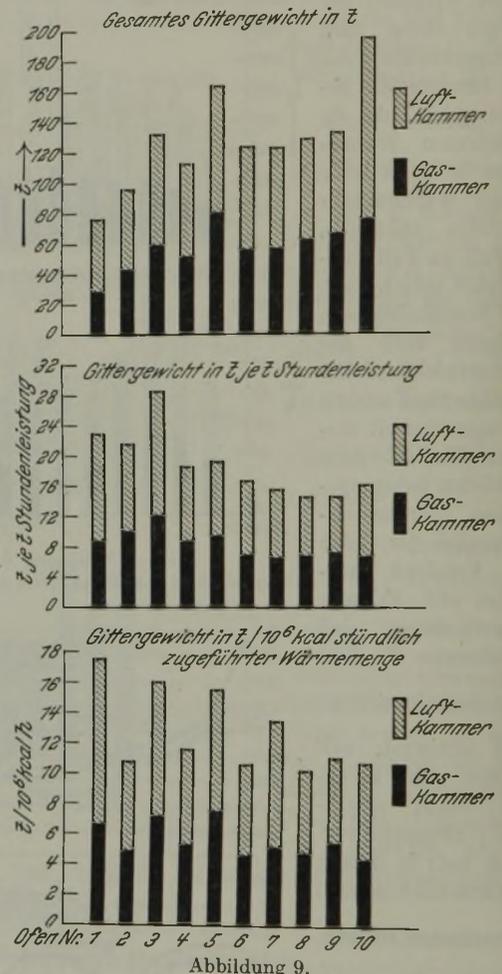


Abbildung 9. Gittergewichte bei den verglichenen Oefen.

ist bei den Maerz-Oefen 2 und 4 die Kopfkühlung, bei Ofen 3 die schlechte Flammenführung hierfür verantwortlich zu machen. Bei den großen Oefen ist ein Zusammenhang zwischen $\frac{F}{L}$ und dem bezogenen Wärmeverbrauch nicht zu erkennen. Man muß daher annehmen, daß der Vorteil der großen Kammerheizfläche durch andere Einflüsse, wie unvollkommene Verbrennung, große Wärmeverluste im Oberofen, die sich bei mäßiger Leistung besonders steigern, ausgeglichen oder gar überdeckt wird.

Einen Ueberblick über die Gittergewichte verschafft Abb. 9. Man findet wieder die Abnahme von $\frac{G}{L}$ und $\frac{G}{B}$ bei zunehmender Ofenleistung. Als Durchschnittswert für $\frac{G}{B}$ ergibt sich bei den Oefen 2, 4, 6 bis 10 etwa 10 bis 11 t/10⁶ kcal (h). Im einzelnen hängt $\frac{G}{B}$ teils von $\frac{F}{B}$, teils

von der Art der Gitterung ab (vgl. Abb. 4 und 5). Am deutlichsten gibt den Zusammenhang zwischen F und G die äquivalente Steinstärke wieder, die mit Rücksicht auf gute Ausnutzung der Steine nicht mehr als etwa 6 cm betragen soll. Es wurde bereits erwähnt, daß sie bei den Oefen 3, 5 bis 7 und 10 bis auf 8 bis 10 cm ansteigt, und daß der Steinausnutzungsgrad an diesen Oefen daher gering ist (s. Abb. 9). Da aber auch die Gitterheizfläche $\frac{F}{B}$ der Oefen 5

bis 7 und 10 die kleinste ist, wäre zu überlegen, ob man nicht durch eine Verminderung der Steinstärke und damit des Steinvolumens die Heizfläche des Gitters vergrößern kann. Nach den Betriebserfahrungen an gutgehenden Oefen mit

Generatorgasheizung soll man den Wert $\frac{G}{B} = 9$ bis 11 t/10⁶ kcal (h) und die äquivalente Steinstärke = 6 cm wählen.

(Schluß folgt.)

Verhüttung von Schmalkammerkoks an der Saar.

Von Ewald Bertram in Brebach a. d. Saar.

[Bericht Nr. 119 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹.]

(Eigenschaften des aus ungestampfter Saarkohle in 350 und 400 mm breiten Koksöfen erzeugten Kokes. Vorversuche im Hochofen mit ungestampftem Koks aus 500 mm breiten Kammern sowie mit Koks, der aus Saarkohle mit Schwelkoksatz hergestellt wurde. Verhalten des Schmalkammerkokes im Hochofen. Bessere Ergebnisse nur bei Anpassung der Stückgröße von Erz und Koks aneinander.)

Es ist allgemein bekannt, daß sich die Saarkohle bedeutend schlechter zur Verkokung eignet als etwa die Koks kohle des Ruhrgebiets; nur durch Stampfen des Kohleneinsatzes läßt sich ein für den Hochofenbetrieb genügender Koks herstellen. Zwar hörte man vor einigen Jahren davon, daß es der französischen Bergwerksleitung auf der Grube Heinitz gelungen sei, aus reiner Saarkohle durch Zusatz eines nach dem Salerni-Verfahren hergestellten Schwelkokes ohne Stampfung einen Hüttenkoks herzustellen, der dem westfälischen Koks nahezu gleichwertig sei²). Das Verfahren scheint aber in den Selbstkosten einige schwache Punkte zu haben, so daß es aus den Anfängen bisher nicht herausgekommen ist. Jedenfalls hat sich bis in die letzten Jahre an der Saar das Stampfverfahren als die Regel erhalten, wobei allgemein die Koksöfen 2 m hoch, 10 m lang und 0,50 m breit waren; die Garungszeit betrug 30 bis 60 h. Jede andere Lösung hätte man für unmöglich erklärt.

Für die Halberger Hütte war deshalb im Jahre 1926 der Entschluß nicht ganz einfach, diesen erprobten Weg zu verlassen und den Betrieb mit den sogenannten Hochleistungsöfen zu versuchen. Verschiedene Gründe, meist räumlicher Art, waren für diesen Plan maßgebend, und als mehrere größere Schmelzversuche mit „ungestampftem“ Koks im Hochofenbetriebe die Durchführbarkeit erwiesen hatten, gab man 1927 der Firma H. Koppers, A.-G., den Auftrag, 15 Oefen mit 3,8 m Höhe, 11,45 m Länge und 350 mm Breite zu bauen; die Leistung in 24 h sollte bei 15stündiger Garungszeit 12,5 t Koks (Gut über 10 mm) betragen. Die Oefen haben sich in dem nunmehr zweijährigen Betrieb gut bewährt; wesentlich ist der geringere Unterfeuerungsbedarf, der je kg Kohle mit 13 % Feuchtigkeit höchstens 500 kcal beträgt, gegenüber 660 kcal bei den alten Oefen mit Stampfbetrieb. Trotz der höheren Heizzugtemperatur von 1300° gegenüber 900 bis 1100° bei den alten Oefen ist das Teerausbringen gestiegen, dasjenige an Benzol und Ammoniak ungefähr gleichgeblieben; die also gerade aus dem Ruhrbezirk gemeldeten Ausfälle der Neben-erzeugnisse infolge heißeren Ofenganges oder — wie in Neunkirchen — eine Güteänderung wurde nicht festgestellt.

¹) Auszug aus einem Vortrag vor der Fachgruppe „Kokerei und Hochofenwesen“ der „Eisenhütte Südwest“ am 28. November 1930: „Erzeugung und Verhüttung von Schmalkammerkoks an der Saar“. — Der vorliegende Bericht wurde erstattet in der 33. Vollsitzung des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 6. März 1931. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²) Rev. Mét. 26 (1929) Mém. S. 571/92.

Der anfallende Koks ist, äußerlich betrachtet, kleinstückiger, einmal, weil die Kammern statt 500 mm nur 350 mm breit sind, dann aber auch infolge des heißeren Ofenganges, der die Querrissigkeit begünstigt. Der Lösch- und Kleinkoksanfall ist größer, die Stückfestigkeit annähernd gleich, dagegen die Abriebfestigkeit schlechter als bei dem Stampfkoks.

Da Anlage- und Betriebskosten der neuen Batterie geringer sind als bei den alten Oefen, so geht aus dem Vorhergehenden zur Genüge hervor, daß die Neuanlage für die Halberger Hütte einen Fortschritt und einen wirtschaftlichen Erfolg darstellt, wenn auch über ihre Lebensdauer noch kein abschließendes Urteil gefällt werden kann.

Kurz nach der Halberger Hütte beschritt das Neunkircher Eisenwerk denselben Weg und baute in großzügiger Weise 80 Stillsche Schmalkammeröfen, die auf 4,20 m Höhe und eine Kammerbreite von 400 mm gebracht wurden. Während in Brebach reine Saarkohlen verarbeitet werden, wird in Neunkirchen gute Magerkohle zugemischt, und dadurch fällt dort der in Brebach festgestellte größere Anfall an Kleinkoks und Lösche nicht so ins Gewicht. Der dort erzeugte Koks wird sorgfältig aufbereitet und macht einen vorzüglichen Eindruck.

Ehe auf der Halberger Hütte der Entschluß zum Bau einer Hochleistungsbatterie endgültig gefaßt war, hatte man sich natürlich auch ein Bild darüber zu machen versucht, wie sich wohl der in vielfacher Hinsicht doch ganz anders geartete Koks aus ungestampfter Kohle in den vorhandenen Hochöfen bewähren würde. Bis dahin war seit Jahren ein Koks verhüttet worden, der in 500 mm breiten Kammern nach dem Stampfverfahren bei 36 h Garungszeit aus reiner Saarkohle erzeugt war. Der Koks hatte aus bestimmten Gründen allgemein 12 bis 14 % Asche, rd. 12 % Wasser und genügte in seinen Festigkeitseigenschaften gerade noch für den Betrieb der kleinen Ofeneinheiten. Als Magerungsmittel diente lediglich die täglich anfallende Kokslösche.

Zunächst hatte man versucht, an einem besonders angebauten Schmalkammerofen von 300 mm Breite ungestampfte Koks mengen anzusammeln und diese bei der Verhüttung im Hochofen zu beobachten. Die Mengen waren aber immer zu klein; das gewonnene Bild war verzerrt. Deshalb wurde schon im August 1924 in einer alten Batterie von 500 mm Kammerbreite den ganzen Monat hindurch ungestampfter Koks erzeugt und in einem genau überwachten Hochofen verhüttet. Der Koks an sich sah poröser aus, das Raummetergewicht war niedriger; denn ein Karren

mit gestampftem Koks wog im Monatsmittel 335 kg, derjenige mit ungestampftem Koks jedoch nur 305 kg. Sobald nun der ungestampfte Koks bei Einhaltung sonst gleicher Betriebsbedingungen vor die Formen kam, zeigte sich ein auffallend leichter Ofengang; der Ofen „lief einfach davon“, wie man wohl oft sagt. Von den vorher betriebenen sechs Hauptformen von 200 mm Rüsselweite mußten sofort zwei Formen zugemacht werden, damit die für die Güte des erzeugten Eisens maßgebende Durchsatzzeit eingehalten wurde. Irgendwelche Aenderung der Gichtgastemperatur, des Staubanfalles und anderes wurde nicht beobachtet; nur hatte es ab und zu den Anschein, als ob die Roheisengüte innerhalb weniger Stunden größeren Schwankungen unterlag als das Eisen der gleichzeitig mit gestampftem Koks beschickten Hochöfen. Der gleiche Versuch wurde später bei einem anderen Ofen durchgeführt, ohne daß hier nun während vier Wochen die größere Reaktionsfähigkeit des ungestampften Kokses hätte beobachtet werden können. Die Gründe hierfür waren damals nicht zu ermitteln.

Jedenfalls hatte man aber in beiden Fällen die eine Beobachtung gemacht, daß der ungestampfte Koks aus den 500 mm breiten Kammern wohl etwas zerreiblicher war als der gestampfte Koks, daß man mit ihm aber mit annähernd gleichen Betriebswerten die Hochöfen ohne Nachteile betreiben konnte. Im stillen hoffte man jedoch, daß der aus den zu bauenden schmälere Kammern erzeugte Koks besser ausfallen würde als der in den ungeeigneten 500-mm-Kammern erzeugte Koks, und daß auch dann im Hochofenbetriebe günstigere Ergebnisse zu erzielen wären.

An dieser Stelle sei noch das Ergebnis eines Schmelzversuches bekanntgegeben, der im November 1925 mit 1400 t des früher erwähnten Heinitz-Sonderkokses ausgeführt werden mußte. Die angestellten Beobachtungen fügen sich deshalb in den Rahmen dieser Beobachtungen ein, weil die Stückgröße dieses Kokses von der des gewöhnlichen Stampfkokes abwich und ungefähr dem jetzigen Aussehen des ungestampften Kokses gleichkam, nur mit dem Unterschiede, daß er wesentlich fester und härter war (vgl. *Zahlentafel 1*). Im Durchschnitt betrug der Aschengehalt 13,1 %, der Feuchtigkeitsgehalt 13,8 %. Bei der Verhüttung zeigten sich zunächst Unregelmäßigkeiten am Ofen, die jedoch nur mit der Aenderung der Kokshärte zusammenhängen und dem Hochofner in ähnlicher Form bei Mölleränderungen bekannt sind. Sehr bald ging der Ofen regelmäßig, jedoch mit immer kürzerer Durchsatzzeit, so daß schließlich von den vorhandenen sechs Hauptformen zwei zugemacht werden mußten, weil sonst infolge zu kurzer Durchsatzzeit die Eisengüte gelitten hätte.

Zahlentafel 1. Stückgröße von gewöhnlichem Stampfkoks und Heinitz-Sonderkoksen.

	Anteil der Korngröße von			
	> 40 mm %	40–20 mm %	20–10 mm %	10–0 mm %
Gewöhnlicher Stampfkoks	41,6	37,9	9,0	11,4
Heinitz-Sonderkoksen	73–75	9–15	2,2–2,6	8,7–10,6

Hängeerscheinungen oder Schiefgehen fielen ganz fort, so daß eine gewisse Verbesserung der Ofenleistung unverkennbar war. Merkwürdig war nur die Tatsache, daß der Koks — der sonst guten westfälischen Kokssorten äußerlich gleichkam — keinerlei Verbesserungen der Betriebsergebnisse, wie geringeren Staubanfall, geringeren Koksverbrauch je t Eisen o. dgl. mit sich brachte. Die Erklärung hierfür liegt vielleicht darin, daß man bessere Ergebnisse im Hochofen nur dann erzielen kann, wenn man im Möller nicht —

wie hier — nur den Koks verbessert, sondern gleichzeitig auch das Erz entsprechend aufbereitet.

Nach all diesen Vorversuchen war man darauf gespannt, wie sich der neue ungestampfte Schmalkammerkoks im Hochofen erhalten würde. Der Koks hatte eine Stückgröße von kaum mehr als 150 mm, sah äußerlich gut aus, zeigte aber, wie schon bei den Vorversuchen, geringeres Raummetergewicht und etwas geringere Festigkeit. Die übliche Koksricht am Hochofen beträgt 8 bis 9 Karren. Es wurde die Zugabe von Schmalkammerkoks langsam gesteigert; sobald der Stampfkoks zu mehr als 6 Karren je Gicht ersetzt wurde, ging der betreffende Hochofen nicht mehr regelmäßig. Das war zunächst eine betäubende Feststellung. Auch war der Koksverbrauch je t Eisen eher höher als niedriger, verglichen mit den anderen Hochöfen, die nur Stampfkoks erhielten.

Es blieb nur eine Erklärung, die sich nachher auch als richtig erwies. Während der Stampfkoks mit Handgabeln von 40 bis 50 mm Zinkenweite geladen wurde, lief der Schmalkammerkoks über einen Rollenrost von 15 bis 20 mm Lochweite. Der betreffende Hochofen erhielt also wesentlich mehr Kleingut, und da gleichzeitig auch die Batterie aus Unkenntnis mit zu trockener Einsatzkohle beschickt wurde, bildeten sich an den Koksstöcken namentlich im oberen Teile zahlreiche Schaumteile, die naturgemäß den Hochofengang ungünstig beeinflussten. Der Rollenrost wurde dann auf 30 bis 40 mm Spaltweite eingestellt; seitdem gehen die Hochöfen mit dem ungestampften Koks genau so gut wie früher mit dem gestampften Koks. Man hat allerdings den Eindruck, daß sich gewisse Schwankungen in der Koksgröße bei dem ungestampften Koks eher bemerkbar machen und die Hochöfen etwas mehr zum Schiefgehen neigen; die letzte Beobachtung ist wohl auf die geringere Festigkeit zurückzuführen.

Ein schnellerer Ofengang ist jedoch nicht erzielt worden. Insofern bedeutet die Verhüttung des neuen Schmalkammerkokses eine gewisse Enttäuschung; denn die Firma Koppers, die in sonst einwandfreier Weise den Bau der Koksöfen durchführte, hatte diese Mehrerzeugung auf Grund anderweitiger Erfahrungen in Aussicht gestellt. Wenn heute der Halberger Hütte nahegelegt wird, den ungestampften Koks durch Zugabe von 5 bis 10 % Magerkohle zu verbessern, so kommt in die ganze Angelegenheit ein neuer Umstand; denn diese Maßnahme, die häufig mit höheren Gestehungskosten verbunden ist, war bisher nicht nötig, und die neue Batterie wurde nicht erstellt, um wesentliche Aenderungen auf der Kokerei oder im Hochofenbetriebe an den Oefen vorzunehmen.

Vom Standpunkte des Hochofners betrachtet, ist mithin in Brebach die Verhüttung des ungestampften Kokses für den vorhandenen Betrieb als gleichwertig, ab und zu sogar als etwas ungünstiger anzusprechen als diejenige des Stampfkokes. Die Gründe für das Ausbleiben besserer Ergebnisse im Hochofenbetriebe können, wenigstens für die Halberger Verhältnisse, neben dem vorher Gesagten noch in folgenden Zusammenhängen liegen.

Der ungestampfte Koks der Hochleistungsbatterie hat einen niedrigeren Zündpunkt als der Stampfkoks. Schon bei den Vorversuchen stieß man auf diese Tatsache, eigentlich durch Zufall. Weil die Einrichtungen für die Bestimmung der Koksverbrennlichkeit fehlten, ließ man im Gasinstitut Karlsruhe den Zündpunkt der einzelnen Kokssorten ermitteln. Liegt dieser nun bei einer Kokssorte tiefer, wie es in der Tat bei dem Schmalkammerkoks der Fall war, so besteht die Gefahr, daß der Koks im Hochofen in zu frühen Gebieten zu reagieren beginnt und die Koksricht um

diese Verlustmenge vermindert im Gestell ankommt, auf das — besonders bei der Erzeugung von Gießereiroheisen — die Wärme allein konzentriert sein muß. Diesem Uebelstande ist schwer beizukommen; man hilft sich in Brebach vorläufig damit, daß der Aschengehalt des Koks bewußt hochgehalten wird, um so den Koks allgemein schwer verbrennlich zu machen.

Ein anderer Grund berührt die Stückigkeit des neuen Koks. Der Stampfkoks kommt aus Kammern mit 500 mm Breite, der ungestampfte Koks aus solchen mit 350 mm Breite. Ohne Zweifel ist diese Verschiebung im Möller dem Hochofen nicht ganz gleichgültig. Die Minette wird in beiden Fällen ungebrochen aufgegeben, und da häufig genug sehr viele große Brocken in die Gicht kommen, ist es durchaus möglich, daß der größere Koks sich dem Erzgut besser anpaßt als der Schmalkammerkoks. Es dürfte bekannt sein, daß die Hochofenwerke des Minettegebietes sich bei dem Bezuge westfälischen Koks zum Teil gegen die Zuleitung solcher Koks wenden, die aus den Schmalkammern der neuen Zentralkokereien herrühren. Erst kürzlich hat C. Berthelot³⁾ wieder betont, daß es für die Verhüttung reiner Minetteerze besser sei, Koks aus Kammern von mindestens 500 mm Breite zu verhütten, weil derjenige aus 350-mm-Kammern sich zu schlecht mit den Erzbrocken mischen würde.

Es tritt deshalb die Frage auf, wenn diese Beobachtung richtig ist, ob man in der Kokerei auf den größeren Wärmegehalt bei der Verkokung in Schmalkammern verzichtet und wieder allgemein auf eine Kammerbreite von mindestens 450 mm übergeht oder ob man im Hochofenbetriebe die Stückigkeit der Minette dem Schmalkammerkoks anpaßt.

Zur Klärung dieser Angelegenheit hat A. Wagner⁴⁾ einen wertvollen Beitrag geliefert; er wies nach, daß das Brechen auf alle Fälle günstig, das Stückigmachen des Minette-Feinerzes aber bei den hohen Selbstkosten des Sinterns nur dann wirtschaftlich ist, wenn der Zukauf billiger Feinerze, wie z. B. Gichtstaub, sichergestellt ist. Ist dies nicht möglich, so sind bei der erwähnten Vorbereitung des Minetemöllers nicht viel geldliche Vorteile zu erwarten, und man müßte in diesem Falle zur Verbesserung des Ofenganges die Erzeugung größerer Koksstücke vorziehen. Jedenfalls wird man in Brebach aus diesen und auch aus kokereitechnischen Gründen wohl bei dem weiteren Aus-

³⁾ Génie civil 96 (1930) S. 394.

⁴⁾ Ber. Hochofenaussch. V. d. Eisenh. Nr. 117; St. u. E. 51 (1931) S. 217/25.

bau der Koksanlage die Kammerbreite von 350 mm auf mindestens 400 mm erhöhen. Die andere Lösung hat natürlich in Brebach ebenfalls vorgeschwebt, doch bereitet der beim Brechen des gesamten Minettegutes wesentlich größere Anteil an Feinerz und Gichtstaub Schwierigkeiten, weil nur Gießereiseisen erzeugt und dies sofort vergossen wird. Bei dem Brechen der Minette allein haben wir bei unserem Gießereiroheisenmüller merkwürdigerweise bei allen Versuchen nicht entfernt die Zahlen der für Thomaseisenbetriebe nachgewiesenen Kokersparnis erreicht. Bei der Hereinnahme von Sinter aber in den Möller würde erfahrungsgemäß im Roheisen der Siliziumgehalt fallen und der Kohlenstoffgehalt steigen; gerade das letztere wäre aber bei der heutigen Einstellung im Gießereifachwesen außerordentlich unangenehm und mit Gefahren verbunden.

In Neunkirchen dagegen hat man neben der Herstellung und Klassierung eines vorzüglichen kleinstückigen Koks gleichzeitig auch die gesamte Minette gebrochen und mit Hilfe einer Dwight-Lloyd-Anlage den Hochofenmüller vorbildlich aufbereitet. Es wird dort nur Thomaseisen erblasen, und der Hochofengang ist gegenüber der früheren Betriebsweise wesentlich verbessert worden; so wurde eine Kokersparnis von rd. 200 kg/t Roheisen erreicht, eine Summe, die die Ausgaben für jede Neuanlage rechtfertigen dürfte.

Zusammenfassung.

Durch die Betriebsergebnisse der 15 Brebacher und 80 Neunkircher Schmalkammeröfen wird bewiesen, daß das bisher für Saarverhältnisse allein geltende Gesetz des sogenannten Stampfverfahrens nicht mehr gültig ist. In diesen Öfen, deren Garungszeit bei einer Heizzugtemperatur von 1300° etwa um die Hälfte der bisher im Saargebiet üblichen kürzer ist, wird auch ohne Stampfen des Kohleneinsatzes ein Koks erzeugt, der an Stück- und Abriebfestigkeit hinter dem alten Koks nicht weit zurücksteht. Auf die Wirtschaftlichkeit der Hochleistungsöfen wird nur kurz hingewiesen.

Der Betrieb von Minette-Hochöfen mit Schmalkammerkoks macht keine Schwierigkeiten. Sinkt allerdings der Zündpunkt der neuen Koksart unter eine bestimmte Grenze, so besteht — besonders bei der Erzeugung von Gießereiseisen — die Gefahr, daß der Koks im Ofen zu früh verbrennt und der Koksverbrauch je t Roheisen ansteigt. Ungestampfter Schmalkammerkoks in Verbindung mit ungebrochener Minette bringt für die Betriebszahlen des Hochofenbetriebes keine Verbesserung; wird jedoch gleichzeitig der Erzmöller auf ähnliche Stückgröße vorbereitet, dann sind die Voraussetzungen für eine mustergültige Möllerei gegeben.

Hartzinkbildung und Eisensalze.

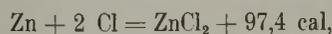
Von Karl Taussig in Gleiwitz.

[Mitteilung aus dem Laboratorium der Vereinigten Oberschlesischen Hüttenwerke, A.-G., Gleiwitz, Abt. Stadtwerke.]

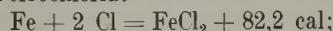
(Einwirkung von Eisensalzen auf das Zinkbad, Hartzinkbildung durch Eisenchlorid. Zweckmäßige Vorbeugungsmaßnahmen.)

Obwohl die neuzeitlichen Verzinkungsvorschriften fast stets das Waschen des Beizgutes vorschreiben, trifft man noch vielfach Verzinkereien an, welche die am Beizgut anhaftenden Eisensalze vor dem Verzinken nicht entfernen. Es scheint nicht überall bekannt zu sein, daß die mit dem Beizgut in das Zinkbad übertragenen Eisensalze oft die Hauptquelle der Hartzinkbildung sind; ferner bestehen irrümliche Ansichten über die Einwirkung dieser Eisensalze auf das Zinkbad. So gibt H. Bablik¹⁾ an, daß sich das Eisen in Form von Eisenchlorid verflüchtigt. Würde es sich tat-

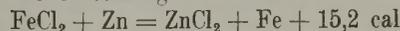
sächlich so verhalten, dann wäre allerdings nicht zu befürchten, daß Eisensalze die Bildung von Hartzink veranlassen, und damit wäre auch das Waschen des Beizgutes nicht unbedingt erforderlich. Der Uebergang des Eisens der Eisensalze in das Zinkbad läßt sich zunächst aus thermochemischen Gründen voraussehen. Es ist die Bildungswärme von Zinkchlorid:



jene von Ferrochlorid:



somit geht die Umsetzung:



¹⁾ Grundlagen des Verzinkens (Berlin: Julius Springer 1930) S. 60.

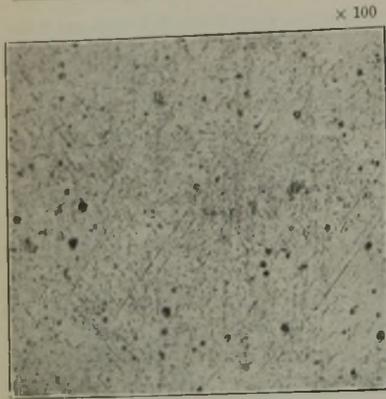


Abbildung 1. Hüttenroh-zink.

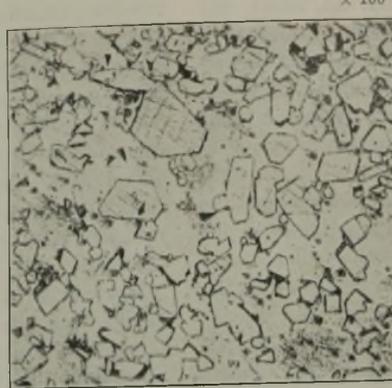


Abbildung 2. Versuchsprobe mit 1,75 % Fe.



Abbildung 3. Hartzinkprobe mit 2,99 % Fe.

von Ferrochlorid und Zink zu Zinkchlorid und Eisen mit einer ziemlich beachtenswerten Wärmeentwicklung vor sich. Das so entstehende Eisen bildet mit dem geschmolzenen Zink Hartzink. Der folgende einfach auszuführende Versuch weist überzeugend die Bildung von Hartzink durch Einwirkung von Eisensalzen auf Zink nach. In einem kleinen Porzellantiegel wurde reinstes Hüttenroh-zink mit einem Eisengehalt von 0,016 % eingeschmolzen. Dann wurde bei 450° nach und nach ein Gemisch von gleichen Teilen Ferrochlorid und Ammoniumchlorid aufgetragen. Der Versuch wurde nach 2 h unterbrochen, da es nur auf den Nachweis der Hartzinkbildung ankam. Das Zink war bald teigig geworden und wies die bekannte Beschaffenheit von Hartzink auf. Nach dem Versuch war der Eisengehalt des Zinks auf 1,75 % gestiegen. Die Abb. 1 bis 3 zeigen die Schlibbilder von Hüttenroh-zink, der Versuchsprobe mit 1,75 % Fe und einer aus der Zinkpfanne geschöpften Hartzinkprobe mit 2,99 % Fe.

Die Verringerung des Eisengehaltes in der Salmiakdecke — nach Bablik¹⁾ fiel der Eisengehalt in 15 min von 0,22 % auf 0,07 %, nach weiteren 15 min auf 0,026 % —

ist also nicht auf Verflüchtigung des Eisens zurückzuführen, sondern auf den beschriebenen Uebergang des Eisens aus den Eisensalzen in das Zinkbad unter Bildung von Hartzink. Auch kommt eine Verflüchtigung des Ferrochlorids bei der Temperatur des Zinkbades nicht in Frage. Ein weiterer Beweis, daß es sich tatsächlich so verhält, ist die unter Umständen recht beträchtliche Verringerung der Hartzink- und auch der Zinkaschebildung bei Entfernung der Eisensalze vom Beizgute.

Aus obigen Ausführungen ergibt sich nicht nur die Notwendigkeit, das Beizgut durch Waschen von den Eisensalzen zu befreien, sondern auch beim Beizen selbst durch Zugabe einer ausreichenden Sparbeizmenge die unnötige Auflösung von metallischem Eisen und damit Anreicherung an Eisensalzen hintanzuhalten. Die Anwendung von ausreichenden Mengen Sparbeize verhindert also nicht nur die Beizbrüchigkeit, Werkstoff- und Säureverluste, sondern erleichtert auch durch die verringerte Eisensalzbildung das Waschen des Beizgutes.

Umschau.

Theoretischer und praktischer Arbeitsbedarf beim Walzen.

Zweck der Arbeit¹⁾ ist, die auftretenden Kräfte und den Arbeitsbedarf beim elementaren Walzvorgang, anknüpfend an die bisherigen Arbeiten auf diesem Gebiete²⁾, klarzulegen und eine einfache, leicht verwendbare Formel zur Berechnung der Walzarbeit der gangbaren Profile zu geben.

Diejenige Kraft, durch die der Stab von ursprünglich quadratischem Querschnitt mit der Breite b_0 und Höhe h_0 zwischen den Walzen durchgezogen wird, ist die zwischen Walzgut und Walzenfläche auftretende Reibung. Das Walzen selbst kann auch derart aufgefaßt werden, als befinde sich das Walzgut in Ruhe, während die Walze entlang der Gerade $O_1 X$ weiterrollt (s. Abb. 1). Dabei beschreibt jeder Punkt des rollenden Kreises eine Zykloide. Während sich also die Walze um den Punkt O mit dem Winkel $d\varphi$ verdreht, wird sich das Flächenelement ds um den Mittelpunkt O_1 auf einem Kreise vom Halbmesser $O A$ mit dem Winkel $\frac{d\varphi}{2}$ verdrehen. Bei der elementaren Bewegung von ds in der Richtung dV_1 , d. h. in der Tangente des Kreises O, A , ist die auf das Flächenelement ds wirkende Kraft:

$$dV = k \cdot ds \cdot \cos \frac{\varphi}{2} = k \cdot b \cdot r \cdot \cos \frac{\varphi}{2} \cdot d\varphi \quad (1)$$

¹⁾ Auszug aus einem Vortrag des Verfassers vor dem Ungarischen Ingenieur- und Architekten-Verein am 15. Februar 1930.

²⁾ C. Fink: Z. Bergwes. Preuß. 22 (1874) S. 200. E. Blass: St. u. E. 2 (1882) S. 283. M. Herrmann: St. u. E. 31 (1911) S. 1706. K. Lang: St. u. E. 36 (1916) S. 10. A. Rejtő: Einige Prinzipien der theoretisch-mechanischen Technologie (Berlin: VDI-Verlag, G. m. b. H., 1927). E. Cotel und J. Pattantyus: Mitteilungen der berg- und hüttenmännischen Abteilung an der kgl. ung. Hochschule für Berg- und Forstwesen zu Sopron, Ungarn, 1929.

in welcher Gleichung k den Fließdruck bedeutet. — Die auf das Flächenelement ds wirkende Normalkraft ist:

$$dN = k \cdot ds = k \cdot b \cdot r \cdot d\varphi \quad (2)$$

Und die entlang ds auftretende Reibungskraft:

$$dR = \mu \cdot dN = \mu \cdot k \cdot b \cdot r \cdot d\varphi \quad (3)$$

Alle Momente, die um die Achse O auftreten, müssen einander im Gleichgewicht halten:

$$\left(\frac{dQ}{2} - \mu \cdot dN \right) \cdot r - dV \cdot \rho_1 = 0 \quad (4)$$

Daraus folgt das für eine Walze notwendige elementare Drehmoment:

$$dM_d = \frac{dQ}{2} \cdot r = dV \cdot \rho_1 + \mu \cdot dN \cdot r \quad (5)$$

Bei der Annahme, daß das Stück ohne Gleiten durch die Walzen läuft, gilt für jedes einzelne Flächenelement des Stabes und auch der Walze folgende Gleichung:

$$\mu \cdot dN = dV \cdot \sin \frac{\varphi}{2}$$

also

$$\mu = \frac{1}{2} \sin \varphi \quad (6)$$

Nach Beendigung der Einsetzungen und Integrationen ergibt sich das für eine Walze notwendige Drehmoment:

$$M_d = r^2 \cdot k_I \cdot b \cdot (1 - \cos \alpha) \quad (7)$$

Nachdem $r \cdot b \cdot (1 - \cos \alpha) = \frac{F}{2}$, also die Hälfte der Abnahme, bedeutet, ist also das Drehmoment für eine Walze:

$$M_d = \frac{F \cdot k_I \cdot r}{2} \quad (8)$$

Der zwei Walzen zu übermittelnde Effekt in PS beträgt:

$$N_{PS} = \frac{F \cdot k_I \cdot v}{75} \tag{9}$$

in welcher Gleichung v die Geschwindigkeit in der Walzrichtung bedeutet.

Wird in dem Falle, wo jedes einzelne Flächenelement der Walze auf dem damit in Berührung stehenden Flächenelement des Stabes gleitet, mit einem gleichbleibenden Reibungskoeffizient gerechnet, so kann der Drehmoment einer Walze durch die Gleichung 5 ermittelt werden:

$$dM_d = dV \cdot \rho_1 + \mu \cdot dN \cdot r$$

davon

$$M_d = \frac{k_{II} \cdot b \cdot r^2}{2} (1 - \cos \alpha) + \mu \cdot k_{II} \cdot b \cdot r^2 \cdot \alpha \tag{10}$$

Dieser Wert des Drehmoments kann in zwei Formen ausgedrückt werden:

Ist $\mu \cdot k_{II} \cdot b \cdot r^2 \cdot \alpha = M_s$ das Drehmoment der Reibungskraft, so folgt das einer Walze zu übermittelnde Drehmoment:

$$M_d = \frac{F \cdot k_{II} \cdot r}{4} + M_s \tag{11 a}$$

Oder zusammengezogen:

$$M_d = F \cdot k_{II} \cdot r \left[0,25 + 0,5 \cdot \frac{\mu \cdot \alpha}{1 - \cos \alpha} \right] \tag{11 b}$$

Mithin kann also auch der Ausdruck der Walzarbeit in der Form geschrieben werden:

$$N_{PS} = \frac{F \cdot k_{II} \cdot v}{2 \cdot 75} + S_{PS} \tag{12 a}$$

wobei $\frac{F \cdot k_{II} \cdot v}{2 \cdot 75}$ die reine Umformungsarbeit und S_{PS} in PS die Reibungsarbeit bedeuten, oder in zusammengezogener Form:

$$N_{PS} = \frac{F \cdot k_{II} \cdot v}{75} \cdot \left[0,5 + \frac{\mu \cdot \alpha}{1 - \cos \alpha} \right] \tag{12 b}$$

Hiernach ist die Umformungsarbeit durch das Produkt $F \cdot k \cdot v$ bestimmt, dessen Wert bei gleichwertiger Abnahme und Walzgeschwindigkeit in Abhängigkeit vom Fließdruck k steht.

Der Wert des Fließdruckes k steht wieder in engem Zusammenhang mit der Größe der Breitung.

Beim Walzen in Profilkalibern wird sich der Wert des Fließdruckes k je nach dem Maße der Bearbeitung an den einzelnen Orten des Querschnittes verschieden gestalten. Während des Stiches entsteht jedoch in der Querschnittsebene ein gewisser Ausgleichsvorgang, dessen Wirkung um so vollständiger sein wird, je bildsamer der Werkstoff und je höher die Walztemperatur ist.

Angenommen, daß diese Ausgleichung in jedem Falle stattfindet, wird das Produkt $k \cdot v \cdot F$ zur Bestimmung der Umformungsarbeit in allen Fällen anwendbar sein. Jedwedes Profil kann man sich nämlich in elementare Rechtecke zerlegt denken, für die dann einzeln die Geltung

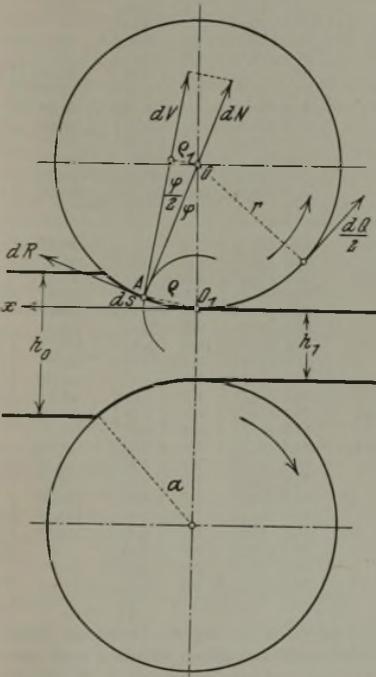


Abbildung 1.
Beim Walzen auftretende Kräfte.

des Produktes $k \cdot v \cdot F$ für die Umformungsarbeit als bewiesen betrachtet werden kann. k und v sind entlang dem Profil gleichbleibende Werte, daher sind bloß elementare Abnahmen zu summieren, nachdem beim Auswalzen des Formeisens der Effekt eines Stiches mit dem Ausdrucke

$$L = k \cdot v \cdot F \tag{13}$$

bestimmt ist.

Im Besitze entsprechender Versuchsergebnisse, die die Bestimmung der reinen Umformungsarbeit ermöglichen würden, wäre es leicht, für die einzelnen Kaliber den Wert k in Abhängig-

keit von der Temperatur zu bestimmen, und damit auch gleichzeitig den Arbeitsbedarf der einzelnen Kaliber in Formeln zu fassen. Die reine Umformungsarbeit von den Reibungsverlusten abzusondern, gelang jedoch bei den Puppischen Versuchen nicht, und so können seine Messungsergebnisse bloß über die reine Walzarbeit Auskunft geben. In der Puppischen reinen Walzarbeit sind neben der reinen Umformungsarbeit und den Reibungsverlusten in den Kalibern auch noch die Lagerreibungsverluste einbegriffen. Vom praktischen Standpunkte aus ist die reine Walzarbeit von größerer Wichtigkeit als die reine Umformungsarbeit, weshalb der Verfasser versuchte, auf Grund der Puppischen Versuchsergebnisse und der vorherigen Erörterungen eine Formel aufzustellen, mit der der Arbeitsbedarf einiger öfters gebrauchter Kaliber in einfacher, leicht übersehbarer Form ausgedrückt werden kann.

Zur Bestimmung der Walzarbeit wurde eine Gleichung (12 b) bereits angegeben, in der neben der reinen Umformungsarbeit auch die entlang den Walzen auftretenden Reibungsverluste auftreten. Nachdem während des Walzens die Werte k , α und μ einzeln nicht bestimmt werden können, dagegen aber angenommen werden kann, daß bei ähnlichen Umständen ihr Verhältnis zueinander gleichbleibt, rechnet man also mit dem mit $\frac{1}{75}$ multiplizierten scheinbaren Wert des Fließdruckes und bezeichnet:

$$\frac{k_{II}}{75} \left[0,5 + \frac{\mu \cdot \alpha}{1 - \cos \alpha} \right] = X \tag{14}$$

Damit ergibt sich für die Walzarbeit der allgemeine Ausdruck:

$$N_{PS} = X \cdot F \text{ cm}^2 \cdot v \text{ m/s} \tag{15}$$

Wird auf Grund der zur Verfügung stehenden Puppischen Versuchsergebnisse für die einzelnen Kaliber der Wert X

$$X = \frac{N_{PS}}{F \text{ cm}^2 \cdot v \text{ m/s}} \tag{16}$$

in Abhängigkeit von der Temperatur ausgedrückt, so gelangt man zu einer Kurvenschar, deren Kurven alle in einem Punkte, im Schmelzpunkte des gewalzten Eisens, zusammentreffen. Beim Schmelzpunkt ist nämlich der Fließdruck k praktisch gleich Null, k tritt im Faktor X als Multiplikator auf, beim Schmelzpunkt ist also X und damit auch das Produkt $X \cdot F \cdot v$ gleich Null. Der Schmelzpunkt ist mit durchschnittlich 1485° angenommen.

Im Sinne des da erörterten Gedankenganges wurden die Puppischen Versuchsdaten der Kasten-, Spitzbogen-, Flach- und Ovalekaliber graphisch bearbeitet; der Arbeitsbedarf dieser Kaliber bei derselben Temperatur ergab sich als gleichwertig; ihr Arbeitsbedarf kann also durch eine Formel ausgedrückt werden, und zwar

$$N_{PS} = (0,45 \cdot \chi^2 - 18,08 \cdot \chi + 169) \cdot F \text{ cm}^2 \cdot v \text{ m/s} \tag{17}$$

Der auf diese Weise errechnete Wert weist im Höchstfalle eine 20prozentige Abweichung von den Versuchsergebnissen auf.

In dieser Formel ist $\chi = \frac{t \text{ } ^\circ\text{C}}{100}$, d. h. ein Hundertstel der Walztemperatur, F die Abnahme in cm^2 und V die mittlere Walzgeschwindigkeit in m/s . Rhombische und quadratische Kaliber haben einen um 30 % höheren Arbeitsaufwand; die Formel lautet entsprechend:

$$N_{PS} = 1,3 (0,45 \chi^2 - 18,08 \chi + 169) \cdot F \text{ cm}^2 \cdot v \text{ m/s} \tag{18}$$

A. Geleji.

Dauerfestigkeitseigenschaften einiger Sonderschienenstähle.

Bei den Bemühungen zur Ermittlung der Ursachen der Entstehung von Querrissen in Schienen sind auch die Dauerfestigkeitseigenschaften der Schienenstähle in die Untersuchungen einbegriffen worden. J. R. Freeman und R. D. France¹⁾ berichten über eine Reihe derartiger Versuche an vergüteten oder legierten Sonderschienenstählen. Die Schienen wurden nach dem Kenny-Verfahren in folgender Weise vergütet. Nach dem Walzen kühlen die Schienen in üblicher Weise ab, bis die Prüfung mit einem Magneten ergab, daß der Schienenfuß schwach magnetisch zu werden begann. Dann wurden die Schienen in Wasser für eine genau festgelegte Dauer von 30 oder 15 s abgeschreckt und darauf sofort in Oefen gebracht, deren Temperatur auf 510° eingestellt war. Nach 1½stündigem Anlassen kühlen sie weiter an der Luft ab. Von legierten Schienen wurden Stähle mit erhöhtem Mangan-gehalt (zwischen 1,2 und 1,7%) untersucht. Zum Unterschied von dem austenitischen Manganstahl sind sie als mittellegierter Manganstahl bezeichnet. Ferner gelangten zur Untersuchung ein ähnlicher Manganstahl geringeren Kohlenstoffgehaltes (0,45%) mit 0,38% Mo und ein mittellegierter, mit Zirkon desoxydierter

¹⁾ Bur. Standards J. Research 4 (1930) S. 851/74.

Zahlentafel 1. Dauerfestigkeit von Sonderschienenstählen.

Stahlbezeichnung	Zusammensetzung							Brinellhärte	Streckgrenze kg/mm ²	Zugfestigkeit kg/mm ²	Dehnung bei 50 mm Meßlänge %	Einschnürung %	Dauerfestigkeit kg/mm ²	Dauerfestigkeit Zugfestigkeit
	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Mo %	Zr %							
Vergüteter Stahl, 30 s Härtung	0,73	0,25	0,60	0,026	0,050	—	—	358,8	81,0	121,5	9,0	14,0	51,5	0,423
Vergüteter Stahl, 15 s Härtung	0,74	0,31	0,63	0,024	0,070	—	—	316,2	63,0	109,0	14,3	27,13	52,0	0,47
Vergleichsstahl, normal behandelt	0,82	0,34	0,67	0,023	0,040	—	—	284,0	60,25	98,0	11,0	15,2	40,5	0,415
Mittellegierter Manganstahl	0,655	0,29	1,53	0,030	0,057	—	—	279,0	62,0	104,5	13,16	24,93	47,3	0,463
Mittellegierter Manganstahl mit Molybdänzusatz	0,590	0,21	1,21	0,022	0,045	—	—	253,5	53,25	92,0	15,5	28,87	38,2	0,413
Mittellegierter Manganstahl mit Zirkon behandelt	0,45	0,16	1,70	0,024	0,010	0,38	—	270,0	—	90,3	18,0	44,0	44,0	0,49
Mittellegierter Manganstahl, mit Zirkon behandelt	0,65	0,32	1,59	0,014	0,032	—	0,09	290,0	63,3	102,0	16,0	34,0	45,7	0,45

Manganstahl mit 0,09 % Zr. Ein hochgekohler, in Amerika normaler Schienenstahl mit 0,82 % C und 0,67 % Mn wurde als Vergleichsstahl geprüft.

Die Proben zur Bestimmung der Dauerfestigkeit wurden dem Schienenkopf in der Längsrichtung entnommen und sechs Proben über den Schienenkopfschnitt so verteilt, daß die Hälfte dicht unter der Lauffläche lag, die übrigen Proben darunter. Mit Rücksicht auf die Abhängigkeit der Dauerfestigkeit von der Härte des Stahles wurde eine Härteprüfung über den Schienenkopfschnitt und eine Festigkeitsprüfung im Schienenkopf vorgenommen, wobei sich die gleichmäßige Härtung im Schienenkopf der vergüteten Proben ergab. Die Proben für die Dauerprüfung wurden in der Maschine nach R. R. Moore einer Wechselbiegebeanspruchung für die Dauer von mindestens 10⁷ Umdrehungen der Probe unterworfen, wenn der Bruch nicht vorher eintrat. Eine Probe jeder Gruppe lief jedoch für die Dauer von 25 · 10⁶ Probenumdrehungen mit einer Belastung dicht unterhalb der ermittelten Dauerfestigkeit. Eine solche Probe wurde dann nochmals bis erheblich über die Dauerfestigkeit belastet, um festzustellen, ob eine Unterbelastung erfolgt war.

Die Streuung der Versuchsergebnisse war nicht besonders groß. Die im Inneren des Schienenkopfes entnommene Probe ergab durchweg etwas niedrigere Werte als die übrigen, außen gelegenen Proben. Nur bei den vergüteten Schienen war die Dauerfestigkeit der Innenprobe erheblich geringer als die aller anderen Proben. Im übrigen aber ergab sich, daß durch Schienenvergütung die Dauerfestigkeit gegenüber normal behandelten Schienen bedeutend gesteigert werden kann. Auch die legierten Schienenstähle zeigten eine höhere Dauerfestigkeit. Der mittellegierte Manganstahl mit dem geringsten Kohlenstoff- und Manganengehalt und niedrigster Dauerfestigkeit entspricht etwa den besten Schienen üblicher Zusammensetzung. Eine Uebersicht über die Versuchsergebnisse ist in der Zahlentafel 1 gegeben.

Es wurden außerdem noch zwei normale Schienen einer Schmelzung geprüft, von denen die eine Querrisse aufwies, während die andere unter den gleichen Betriebsverhältnissen fehlerlos geblieben war. Das Ergebnis der Dauerprüfung war, daß die Werte der querrissigen Schiene stark streuten und etwas niedriger lagen als die der unbeschädigten Schiene. Die stark abweichenden Werte sind auf das Vorhandensein feiner Ribbildungen zurückzuführen. Im gesunden Teil der querrissigen Schiene ergaben sich dagegen Prüfwerte, die durchaus innerhalb der Grenzen der bei gesundem Werkstoff ermittelten Werte liegen. Dieses Ergebnis entspricht den früheren Feststellungen, nach denen die Werkstoffbeschaffenheit in querrissigen und fehlerfreien Schienen grundsätzlich nicht verschieden ist.

Dr.-Ing. K. Riedel.

Einfluß von Umwickelungen der Schweißstäbe auf die Festigkeit der Schweißse.

K. Baumgärtel¹⁾ vergleicht die mechanischen Eigenschaften von Schweißungen mit ummantelten und blanken Stäben, sucht die dabei auftretenden Unterschiede zu erklären und zieht daraus für die ummantelten Stäbe günstige Schlüsse. Er vergleicht hierbei einen blanken mit zwei ummantelten und vier getauchten Stäben. (Die ummantelten und getauchten Stäbe sind englischer und die blanken unbekannter Herkunft.) Für die Umhüllung gibt er die Vorschriften in Zahlentafel 1 an.

Zahlentafel 1. Chemische Zusammensetzung von Schweißstabumhüllungen.

Bezeichnung des Schweißstabes	Chemische Zusammensetzung in %									
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	P ₂ O ₅	MnO	Glühverlust	Alkalien	FeO
Getaucht	2,08	6,02	2,27	46,43	1,58	0,11	6,31	26,66	Rest	—
	0,82	2,09	1,94	51,67	1,52	0,09	5,21	23,37	Rest	—
	23,00	5,69	47,68	0,80	1,17	0,18	0,44	2,74	Rest	19,89
Ummantelt	0,62	2,28	0,97	58,38	1,91	0,11	0,26	29,20	Rest	—
	32,72	5,47	50,05	1,48	0,91	0,12	0,39	3,60	Rest	—
	28,96	1,66	63,56	1,08	0,61	0,30	0,17	3,60	Rest	—

Ein kurzer Auszug aus den Festigkeitswerten und Biege- winkeln ist in Zahlentafel 2 enthalten; die eingeklammerten Zahlen bedeuten die Höchst-, die übrigen die Mittelwerte.

Zahlentafel 2. Zusammenstellung der Ergebnisse von Zug- und Biegeversuchen an geschweißten Versuchsstäben.

Dicke des Stabes mm	Schweiß- stab	Vor- bereitung der Naht	Zugfestig- keit kg/mm ²	Dehnung in %	Biege- winkel beim ersten Anriß
I. Gleichstrom					
6	blank	stumpf	24,7 (30,3)	0,8 (1,2)	51,8 ^o
		V	41,8 (43,3)	4,6 (7,0)	39,5 ^o
6	getaucht	stumpf	43,2 (47,4)	8,5 (13,0)	82,1 ^o
		V	42,3 (45,0)	6,1 (6,6)	122,6 ^o
6	"	stumpf	36,8 (40,0)	4,4 (5,6)	110,4 ^o
		V	45,0 (48,7)	9,8 (14,0)	134,0 ^o
6	ummantelt	stumpf	44,5 (45,4)	8,15 (9,2)	89,8 ^o
		V	45,0 (46,2)	11,8 (12,5)	104,5 ^o
6	"	stumpf	32,7 (35,0)	3,0 (3,6)	56,5 ^o
		V	32,0 (36,8)	2,6 (3,8)	56,5 ^o
6	"	stumpf	38,8 (42,5)	4,75 (6,5)	52,0 ^o
		V	32,0 (33,9)	2,9 (3,3)	94,5 ^o
6	"	stumpf	36,6 (42,5)	2,7 (4,3)	40,2 ^o
		V	32,7 (34,4)	1,7 (2,0)	40,0 ^o
12	blank	V	36,4 (37,6)	3,2 (3,5)	26,7 ^o
		V	38,6 (39,0)	6,0 (7,6)	100,8 ^o
12	getaucht	V	39,3 (41,3)	6,5 (7,9)	89,6 ^o
		V	41,3 (45,2)	7,5 (12,0)	87,5 ^o
12	ummantelt	V	27,7 (31,9)	1,7 (2,0)	—
		V	34,9 (37,2)	4,0 (5,2)	—
12	"	V	36,8 (38,3)	2,8 (2,8)	—
		V	28,2 (30,1)	1,9 (3,0)	30,0 ^o
20	blank	V	37,1 (37,7)	6,6 (8,6)	37,0 ^o
		V	32,9 (33,3)	5,7 (6,1)	63,8 ^o
20	getaucht	X	37,1 (38,6)	9,6 (15,0)	76,5 ^o
		V	32,1 (33,6)	5,6 (6,4)	80,7 ^o
20	ummantelt	X	40,3 (42,6)	11,9 (16,0)	102,5 ^o
		V	38,5 (41,2)	9,2 (12,0)	61,5 ^o
20	"	X	41,0 (42,1)	12,0 (12,2)	100,0 ^o
		V	—	—	—
II. Wechselstrom					
6	blank	stumpf	28,6 (28,6)	—	56,5 ^o
		V	34,4 (39,0)	1,8 (3,0)	18,0 ^o
6	getaucht	stumpf	36,5 (40,3)	4,0 (4,2)	77,1 ^o
		V	43,0 (48,6)	8,0 (12,8)	119,4 ^o
6	"	stumpf	42,5 (44,7)	7,3 (8,0)	126,3 ^o
		V	45,1 (46,6)	9,7 (12,5)	138,2 ^o
6	ummantelt	stumpf	47,9 (48,4)	11,8 (13,4)	105,7 ^o
		V	43,6 (47,7)	5,6 (8,2)	135,2 ^o
6	"	stumpf	34,2 (35,8)	3,1 (4,5)	47,5 ^o
		V	34,1 (37,3)	3,2 (5,0)	31,5 ^o
6	"	stumpf	38,9 (41,3)	3,4 (4,6)	83,2 ^o
		V	42,2 (44,8)	3,3 (4,0)	127,0 ^o
6	"	stumpf	29,7 (31,1)	1,5 (1,5)	32,0 ^o
		V	31,9 (32,6)	1,4 (1,5)	25,3 ^o
12	blank	V	29,8 (34,3)	1,5 (3,0)	22,5 ^o
		V	38,4 (39,3)	5,2 (6,0)	85,0 ^o
12	getaucht	V	40,5 (44,5)	7,6 (11,0)	144,0 ^o
		V	40,7 (41,5)	8,0 (8,2)	95,5 ^o
12	"	V	31,9 (32,4)	3,1 (4,6)	—
		V	35,4 (38,4)	3,6 (4,8)	—
12	ummantelt	V	30,8 (36,1)	1,6 (2,5)	—
		V	—	—	—

Zu diesen Werten ist folgendes zu sagen: Bedeuten diese Zahlen wirklich einen Durchschnitt aus guten blanken und um- mantelten Drähten? Die blanken sind schon dadurch im Nachteil, da sechs ummantelten nur einer gegenübergestellt wird. Bei Durchsicht der Werte wird es zweifelhaft, ob es sich wirklich um gut ausgebildete Lehrscheißer handelt. Die in einigen Fällen erzielten niedrigen Werte, z. B. die Zugfestigkeit von 24,7 kg/mm² und ein Biege- winkel von 39,5^o für St 37 lassen Zweifel darüber auftauchen. Es scheint, daß es sich entweder um einen schlechten Draht oder um einen schlechten Schweiß- ergehn hat. Der Biege- winkel ist bei

¹⁾ Forsch.-Arb. Gebiet Ing.-Wes. (1930) H. 336, S. 1/33.

blanken Drähten allgemein kleiner als bei ummantelten. Es ist aber fraglich, ob ein großer Biegewinkel immer nötig ist, z. B. wird er bei statischen Beanspruchungen nicht notwendig sein. Es sei in diesem Zusammenhang auf die Ausführungen von K. Daeves¹⁾ verwiesen, der darlegt, daß die Schweißstelle nicht die Aufgabe hat, sich zu dehnen.

Was den Wechselstrom betrifft, so machen die heutigen blanken Drähte noch keinen Anspruch darauf, in allen Fällen gut verwendbar zu sein, obwohl auch hier zu erwarten ist, daß blanken Drähte hierfür ausgebildet werden.

Als besonderen Nachteil der blanken Elektrode stellt der Verfasser die starke Stickstoff- und Sauerstoffaufnahme hin. Es ist richtig, daß bei blanken Elektroden etwas mehr von diesen Gasen, besonders Stickstoff aufgenommen wird. Der Unterschied ist sehr gering; denn die aufgenommene Menge beträgt bei blanken Elektroden durchschnittlich bis 0,08 und bei ummantelten 0,06 %²⁾. Zum Sauerstoffgehalt ist zu bemerken, daß er nur dann schadet, wenn die Schweiße geschmiedet werden soll. Er ist durch Legierung des Schweißstabes mit Mangan oder einem anderen sauerstoffbindenden Element in eine unschädliche Form überzuführen.

Der Berichterstatter hat den Eindruck, daß der persönliche Einfluß des Schweißers nicht genügend berücksichtigt und vielleicht auch nicht die richtige Auswahl mit den Drähten getroffen wurde.

Die Ansicht des Berichterstatters geht dahin, daß sich eine Teilung des Arbeitsgebietes zwischen blanken und ummantelten Elektroden einstellen wird, und daß man kein allgemeines Urteil zugunsten der einen oder der anderen Elektrodenart abgeben kann. Die ummantelten Elektroden werden bei schwer zugänglichen Stellen, bei Dünnblechschweißung sowie bei Verwendung einiger besonderer Wechselstromgeräte beliebter sein, im übrigen aber werden die blanken Drähte in den meisten Fällen, besonders bei Gleichstromschweißung, vorzuziehen sein. *F. Ratz.*

Beiträge zur Eisenhüttenchemie.

(Januar bis März 1931.)

1. Allgemeines.

Die Aufgabe der chemischen Spektralanalyse besteht in der Ermittlung der chemischen Zusammensetzung eines Werkstoffes aus seinem Spektrum. Sie unterstützt in vielen Fällen die chemische Analyse, sie ermöglicht aber auch die Lösung von Aufgaben der Analyse, die mit chemischen Verfahren überhaupt nicht ausführbar sind. Zu den letzten gehören die Fälle, in denen eine Vollanalyse bei nur sehr geringen Stoffmengen oder in denen die Feststellung und möglichst quantitative Bestimmung kleinster Mengen von Verunreinigungen verlangt wird. Solche kleinsten Mengen können als gleichmäßig verteilte Verunreinigungen vorhanden sein; es kann sich aber auch um ganz kleine Einschlüsse, Körnchen o. dgl. in einem Werkstoff handeln, dessen Natur und Zusammensetzung bestimmt werden soll. Einige der besonderen Aufgaben, die im Laufe der letzten Zeit mit der chemischen Spektralanalyse gelöst wurden und nur mit ihr gelöst werden konnten, veröffentlicht W. Gerlach³⁾, und zwar macht er Mitteilungen über die Grenzen der Nachweisbarkeit, über die Lokalanalyse, die Prüfung reiner Metalle, die Aufklärung abweichender Atomgewichte, den Nachweis von Quecksilber. Die gegebenen Beispiele beweisen die Vielseitigkeit der Verfahren der quantitativen und qualitativen chemischen Spektralanalyse; sie stellen Aufgaben dar, bei denen die chemische Analyse von besten Sachkennern experimentell als versagend erkannt wurde.

G. Scheibe, C. F. Linström und O. Schnettler⁴⁾ geben ein Verfahren zur Steigerung der Genauigkeit in der quantitativen Emissionsspektralanalyse und seine Prüfung bekannt. Sie untersuchten die Eigenschaften der photographischen Platte genauer auf ihre Verwendbarkeit für spektrographische Analysen; besonders maßen sie die Abhängigkeit der Gradation von der Wellenlänge mit einem logarithmischen Sektor und mit einem Platinstufenkeil. Mit einem thermoelektrischen Photometer, das auch für technische Zwecke geeignet ist, wurde das Verhalten der Intensität von Spektrallinien und die Beziehungen zum Termeschema quantitativ untersucht. Unter Verwendung geeigneter Spektrallinien des Grundstoffes als Intensitätsmarken entwickelten sie ein Verfahren zur spektrographischen Gehaltsbestimmung eines Zusatzstoffes in beliebigen Prozentsätzen, bei dem die wechselnden Eigenschaften der photographischen Platte ausgeschaltet wurden. Bei Einzelbestimmungen wird eine Genauigkeit von $\pm 3\%$, für das Mittel

aus mehreren Bestimmungen eine solche von 1 bis 2% vom Gehalt des Zusatzstoffes erreicht. Die Auswertung geschieht mit einem einfachen graphischen Verfahren aus drei Galvanometerausschlägen des Photometers.

2. Apparate und Einrichtungen.

Bei den von E. Vossieck und A. Schmitz¹⁾ beschriebenen gasanalytischen Apparaten wird die Absorption und Verbrennung in zwei voneinander unabhängigen Geräten vorgenommen, die es gestatten, zwei Analysen zu gleicher Zeit in Arbeit zu haben. Eine wesentliche Neuerung und Verbesserung stellt das neue ventillose Absorptionsgefäß mit doppelter Waschwirkung in Verbindung mit der Kompensation und der Anordnung der Kapillare durch Schlauchverbindungen zu einer Brücke dar. In Fortfall kommen die Schlauchverbindungen unterhalb der Gefäßhähne, die Berührung der Absorptionsflüssigkeit mit Gummi fällt aus. Die Vorteile der verbesserten Verbrennungseinrichtung bestehen in der Anordnung der Einzelbestandteile auf einem kleineren Raum durch Umbiegung des bisher gebräuchlichen geraden Röhrchens zur U-Form, besserer Uebersichtlichkeit und Handlichkeit. Die Beheizung liegt für sich getrennt, leicht bedienbar am Ende der Apparate. Die Kühlung beider Schlauchverbindungen der Verbrennungsröhrchen geschieht in starker Weise an einer Stelle durch ein kleines Kästchen, das mit Wasserzu- und -ablauf versehen ist. Der Apparat wird als tragbar und fest angebracht gebaut.

3. Roheisen, Stahl, Erze, Schlacken, Zuschläge, feuerfeste Stoffe u. a. m.

Zur Entfernung des Schwefels bei der Kohlenstoffbestimmung durch unmittelbare Verbrennung beschickt Wm. H. Blatschley²⁾ das Verbrennungsrohr an der Gasaustrittsseite mit lose gepacktem Bleisuperoxyd, das im heißen Teil des Rohres zwischen Asbestpfropfen liegen muß. Das Schwefeldioxyd wird hierdurch unter Bildung von Bleisulfat oxydiert, während das entstehende Gas vollkommen frei von Schwefeldioxyd wird.

Die Empfindlichkeit der Dimethylglyoximreaktion in reinen Nickellösungen läßt nichts zu wünschen übrig; hingegen darf nicht übersehen werden, daß der Nachweis und die Bestimmung von Nickel neben viel Kobalt erhebliche Schwierigkeiten bereitet. Die Beeinträchtigung der Nickelreaktion durch gleichzeitig anwesendes Kobalt beruht darauf, daß sich auch Kobalt mit Dimethylglyoxim unter Bildung von löslichen Komplexverbindungen umsetzt; bekanntlich erfolgt ja auf Zusatz von Dimethylglyoxim zu einer ammoniakalischen oder essigsäuren Kobaltlösung augenblicklich eine Gelb- bis Braunfärbung, und es lassen sich aus solchen Lösungen auch Kobaltdimethylglyoximsalze bekannter Zusammensetzung erhalten. Die Bildung von Nickeldimethylglyoxim vor oder neben Kobaltdimethylglyoxim hängt von den betreffenden Reaktionsgeschwindigkeiten und demnach von der Menge an Nickel, Kobalt und zugesetztem Dimethylglyoxim ab; dem letzten ist aber durch die verhältnismäßig geringe Löslichkeit im Wasser und Alkohol eine Grenze gesetzt, so daß bei großen Kobaltgehalten die Bildung von Nickeldimethylglyoxim weitgehend zurückgedrängt werden kann. Dazu kommt noch, daß Nickeldimethylglyoxim in Kobaltdimethylglyoxim merklich löslich ist. Eine weitere Beeinträchtigung des Nachweises von Nickel neben Kobalt erfolgt auch dann, wenn noch dreiwertige Eisensalze zugegen sind. Dem von F. Feigl und H. J. Kapulitzas³⁾ beschriebenen neuen Verfahren zum Nachweis und zur Bestimmung kleinster Nickelmengen neben viel Kobalt mit Dimethylglyoxim liegt die verschiedene Beständigkeit der komplexen Zyanide genannter Grundstoffe zugrunde. Diese verschiedene Komplexbeständigkeit macht sich nach den angestellten Untersuchungen auch gegenüber Formaldehyd in einer analytisch auswertbaren Form geltend. Während die Lösung der Kobaltzyanverbindung auf Zusatz von Formaldehyd völlig unverändert bleibt, wird eine Lösung der Nickelzyanverbindung unter Bildung von Nickelzyanid zersetzt, das sich mit Dimethylglyoxim zu Nickeldimethylglyoxim umsetzen kann. Der Nachweis von Nickelpuren in Kobaltsalzen durch Zerlegung der komplexen Nickelzyanverbindung mit Formaldehyd ist sowohl auf makro- als auch auf mikrochemischem Wege durchführbar. Eisen wird mit Kaliumzyanid in gleicher Weise wie Kobalt und Nickel in die entsprechende Eisenkomplexverbindung übergeführt, die gegenüber Formaldehyd beständig ist und den Nickelnachweis nicht beeinträchtigt.

Zur quantitativen Nickelbestimmung neben großen Kobaltmengen wird die Nickel und Kobalt enthaltende Lösung mit

¹⁾ St. u. E. 51 (1931) S. 258/59.

²⁾ J. Fuchs: Z. V. d. I. 74 (1930) S. 1569/72.

³⁾ Naturw. 19 (1931) S. 25/28.

⁴⁾ Z. angew. Chem. 44 (1931) S. 145/51.

¹⁾ Chem. Fabrik 1930, S. 529/31.

²⁾ Ind. Engg. Chem., Analyt. Ed. 3 (1931) S. 13.

³⁾ Z. anal. Chem. 82 (1930) S. 417/25.

einer gesättigten Kaliumcyanidlösung versetzt, bis der zunächst entstehende Niederschlag wieder in Lösung geht. Dann wird zur Ueberführung des gebildeten $K_4[Co(CN)_6]$ in $K_3[Co(CN)_6]$ 3prozentiges Wasserstoffsperoxyd hinzugegeben und einige Minuten erwärmt. Erscheint die Lösung nicht honiggelb, so ist dies durch weiteren Zusatz von Wasserstoffsperoxyd zu erreichen. Zur Entfernung des überschüssigen Wasserstoffsperoxyds wird unter öfterem Umrühren erhitzt und bis etwa ein Viertel des ursprünglichen Flüssigkeitsvolumens eingedampft. Sollte es zur Bildung kleiner Niederschlagsmengen kommen, die durch weiteren Kaliumcyanidzusatz nicht in Lösung gehen, so wird abfiltriert und das klare Filtrat auf 200 bis 300 cm³ verdünnt. Hierauf wird im Ueberschuß festes Dimethylglyoxim zugesetzt und zu der 50 bis 60° warmen Lösung unter Umrühren Formaldehyd zugefügt, bis dessen Geruch vorherrscht. Nach 1½stündigem Stehen wird das Nickeldimethylglyoxim, das auch festes Dimethylglyoxim enthält, abfiltriert. Um das letzte zu entfernen, wird der Niederschlag in Salzsäure gelöst, filtriert und in der klaren Lösung die Fällung des Nickels in der üblichen Weise mit einer 1prozentigen alkoholischen Dimethylglyoximlösung wiederholt.

Unlängst veröffentlichte W. Wertz¹⁾ eine neue jodometrische Vanadinbestimmung in Edeltählen und Ferrovanadin. Gegen diese Bestimmung wurden Bedenken geäußert, ob nicht doch störende Nebenreaktionen auftreten. Fernerhin wurde beobachtet, daß bei Blindversuchen ein zu großer Verbrauch an Natriumthiosulfatlösung erforderlich sei und dadurch die erhaltenen Werte ungenau würden. Die geäußerten Bedenken gaben W. Wertz²⁾ Veranlassung, das beschriebene Verfahren einer kritischen Nachprüfung zu unterziehen. Hiernach genügt bei Blindversuchen die angegebene Kochdauer von 15 min nicht, um den größeren Ueberschuß an Ammoniumpersulfat zu zerstören. Erst nach 30 bis 35 min langem Kochen ist mit Sicherheit alles Ammoniumpersulfat zersetzt. Die geäußerten Bedenken wegen einer Oxydation des dreiwertigen Chroms durch Ammoniumpersulfat zu Chromat sind unbegründet; diese Reaktion findet ohne Silbernitrat nicht statt. Bei hochlegierten, chromhaltigen Stählen darf das Abfiltrieren des störenden Chromkarbides erst nach dem Oxydieren mit Salpetersäure erfolgen. Vanadinkarbid geht mit Phosphor-Salpetersäure restlos in Lösung. Eine weitere Störung wird durch das Chromkarbid dadurch verursacht, daß es bei weiterer Zersetzung während des Kochens reduzierend auf Vanadat einwirkt. Ein erheblicher Mehrverbrauch an Natriumthiosulfatlösung kann hervorgerufen werden, wenn bei chromhaltigen Stählen das Ammoniumpersulfat zugesetzt wird, bevor die braunen Dämpfe von Stickstoffdioxid verköcht sind; außerdem tritt immer wieder Nachfärbung ein. Unter Zugrundelegung der neuerlichen Feststellungen ist für die Vanadinbestimmung in Edeltählen folgende abgeänderte Arbeitsweise festgelegt worden.

In einem 500-cm³-Erlenmeyer-Kolben werden 1 bis 3 g Späne mit 25 cm³ Phosphorsäure vom spezifischen Gewicht 1,70 und 200 cm³ Wasser so lange gekocht, bis alle Späne in Lösung gegangen sind. Das dauert im allgemeinen 10 bis 15 min. Die Lösung wird mit Salpetersäure (1,40 spez. Gew.) oxydiert, mit 5 cm³ als Ueberschuß versetzt und einige Minuten gekocht, um das Stickstoffdioxid auszutreiben. Bleibt bei hochlegierten Chromstählen ungelöstes Chromkarbid zurück, so muß die Lösung filtriert werden, und zwar zweckmäßig über eine Porzellanfilternutsche. Dann wird die Lösung mit 10 cm³ einer 5prozentigen Ammoniumpersulfatlösung versetzt und 35 min lang gekocht. Hierauf werden 25 cm³ Phosphorsäure (1,70 spez. Gew.) zugegeben, dann wird auf Zimmertemperatur abgekühlt. Die Lösung wird mit 2 bis 10 cm³ einer 0,2-n-Kaliumjodidlösung versetzt und gut durchgeschüttelt. Für 3 g Einwaage und einen Vanadinhalt von ungefähr 1% genügen 6 cm³. Nach 5 min wird das ausgeschiedene Jod mit 0,05-n-Natriumthiosulfatlösung titriert. Der Gesamttrauminhalt der Lösung ist auf etwa 200 cm³ zu halten, was einer Phosphorsäurekonzentration von 1 : 3 entspricht. Die zweckmäßigste Temperatur liegt bei 19 bis 22°.

Von Ferrovanadin wird 1 g in einem 500-cm³-Meßkolben mit 50 cm³ Salpetersäure (spez. Gew. 1,20) gelöst. Von der aufgefällten Lösung werden 50 cm³ = 0,1 g in einem 500-cm³-Erlenmeyer-Kolben abgemessen, mit 50 cm³ Phosphorsäure, 150 cm³ Wasser und 5 cm³ Salpetersäure (spez. Gew. 1,40) aufgeköcht und wie oben weiterbehandelt.

Th. R. Cunningham und H. L. Hammer³⁾ machen mit einer kolorimetrischen Schnellbestimmung von Molyb-

¹⁾ Z. anal. Chem. 81 (1930) S. 448/50; vgl. St. u. E. 51 (1931) S. 558.

²⁾ Z. anal. Chem. 83 (1931) S. 161/64.

³⁾ Ind. Engg. Chem., Analyt. Ed. 3 (1931) S. 106/07.

dän in reinen Kohlenstoff- und legierten Stählen bekannt. Je nachdem der Molybdängehalt mehr oder weniger als 0,10% beträgt, wird 0,5 oder 1 g der Probe in einem 150-cm³-Becherglas mit 25 cm³ Schwefelsäure (1 : 4) bei einer Temperatur von etwa 60° behandelt. Nach beendeter Lösung werden 3 cm³ 30prozentiges Wasserstoffsperoxyd zugegeben und die Lösung einige Minuten gekocht. Dann wird filtriert und der Rückstand mit Wasser ausgewaschen. Filtrat und Waschwässer werden vereinigt und in einem 250-cm³-Becherglas zur vollständigen Zersetzung des Ueberschusses an Wasserstoffsperoxyd auf einen geringen Rauminhalt eingedampft. Das Wasserstoffsperoxyd zerstört die Kohlenwasserstoffe und reduziert zum Teil das Molybdän. Bei reinen Kohlenstoff- oder wolframhaltigen Stählen kann das Filtrieren unterbleiben. 1 g Weinstein- oder Zitronensäure wird zugegeben, dann wird die Lösung mit 10prozentiger Natronlauge wenig alkalisch gemacht und mit einem Ueberschuß von 10 cm³ Schwefelsäure (1 : 1) angesäuert. Die Weinstein- oder Zitronensäure hält das Wolfram zurück. Sind nur geringe Mengen Wolfram zugegen, so kann diese Behandlung unterbleiben. Die kalte Lösung wird in einen mit Glasstopfen versehenen Scheidetrichter gebracht, mit kaltem Wasser auf 100 cm³ verdünnt und mit 10 cm³ 5prozentiger Kaliumthiozyanatlösung behandelt. Der Inhalt des verschlossenen Glasgefäßes wird mehrere Minuten stark geschüttelt, dann werden 5 bis 10 cm³ Zinnchlorürlösung zugegeben und das Schütteln mehrere Minuten wiederholt. Durch das Zinnchlorür wird das Ferri- zu Ferroeisen und das sechswertige Molybdän zu fünf- oder vierwertigem reduziert. Das Kaliumthiozyanat geht mit dem reduzierten Molybdän eine komplexe Kalium-Molybdän-Thiozyanatverbindung ein, die der Lösung eine bernsteingelbe bis rotbraune Färbung verleiht.

Die Lösung wird auf fast Zimmertemperatur abgekühlt und ausgeäthert. Die untere oder Säureschicht enthält fast alles Eisen, Chrom, Nickel und Wolfram, die obere oder Aetherschicht sozusagen alles Molybdän. Dieses wird kolorimetrisch bestimmt. Das Verfahren wird empfohlen für Stähle bis höchstens 1% Mo; jedoch wurden auch bei Gehalten bis 2,5% Mo gute Ergebnisse erhalten.

Es ist bekannt, daß Platin unter Umständen sich leicht mit Eisen legiert. Diese Tatsache untersuchte R. Stumper¹⁾ etwas genauer im Zusammenhang mit der chemischen Analyse feuerfester Stoffe. Für diese Untersuchung über den Einfluß des Aufschlußverfahrens auf die Eisenbestimmung in feuerfesten Stoffen lag eine größere Probe eines im Porzellanmörser vorzerkleinerten und im Achatmörser feinstgepulverten Schamottesteines mit 2,72% Fe₂O₃ vor. Der Analysengang wurde dem vorliegenden Untersuchungszweck angepaßt: 0,5 g der feinstgepulverten Probe wurden mit 10 g Natriumkaliumkarbonat im Platintiegel während 15 bis 20 min bis zur vollständigen Lösung aufgeschlossen, die erkaltete Schmelze in eine Porzellan-schale gebracht, der Tiegel mit heißem Wasser ausgespült und die Schmelze in verdünnter Salzsäure gelöst. Alsdann wurde der Tiegel mit Salzsäure (spez. Gew. 1,12) ausgeköcht und die Lösung in die Schale zugegeben. Der nach zweimaligem Eindampfen und nachfolgendem Abrauchen hinterbliebene Rückstand wurde mit Kaliumbisulfat aufgeschlossen, die Schmelze in Wasser gelöst und die Lösung zu dem sauren Filtrat der Kieselsäure hinzugefügt. Das beim Aufschluß in Lösung gegangene Platin wurde mit Schwefelwasserstoff ausgefällt und entfernt. Hierauf wurde die Lösung oxydiert; Tonerde, Eisenoxyd und Titanoxyd wurden mit Ammoniak gefällt, und im Niederschlag wurde das Eisen titrimetrisch mit Titantrichlorid bestimmt.

Bei den Versuchen, die sich mit der Eisenaufnahme des Platintiegels befaßten, wurde der Analysengang zweckentsprechend abgeändert. Zur Trennung des in der Schmelze und in der Platinwand des Tiegels befindlichen Eisens wurde der Tiegel zunächst mit Salzsäure ausgewaschen und ausgeköcht, dann wurden die leeren Tiegel ½ h im Muffelofen geglüht. Hierbei trat eine Oxydation der oberflächlich gebildeten Eisen-Platin-Legierung oder -Verbindung ein, die sich in einer Braunfärbung der Tiegellinnenwand bemerkbar machte. Nach diesem Oxydationsvorgang wurde ein Aufschluß mit Kaliumbisulfat vorgenommen und die Schmelze getrennt behandelt.

Die Aufschlußversuche wurden zunächst in zwei Reihen durchgeführt, einmal auf geschlossenem Gasbrenner, das andere Mal auf offenem Teclu-Brenner. Bei der ersten Versuchsreihe diente als Aufschlußofen ein mit Leuchtgas beheiztes geschlossenes Ofchen. Die Flamme umhüllte den Tiegel vollständig. Bei diesen Versuchen wurde die höchste Eisenaufnahme des Platintiegels festgestellt. Bei einer Aufschlußtemperatur von 1025 bis 1050° und Aufschlußzeiten von 20, 30 und 40 min waren 62,4, 77,3

¹⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 4 (1930/31) S. 439/41 (Gr. E. Nr. 152).

und 77,3% des vorhandenen Eisenoxydgehaltes von der Tiegelwand aufgenommen worden. Dabei lagen die Mittelwerte der bei diesen Versuchen gefundenen Eisenoxydgehalte von 2,42, 2,51 und 2,42% noch unterhalb des Sollwertes von 2,72%, was auf zu kurze Glühdauer zur Oxydation der Platin-Eisen-Schicht zurückgeführt wird. Bei der zweiten Versuchsreihe erfolgte der Aufschluß 40 min auf offenem Teclu-Brenner, wobei die Gasflammen den Tiegel umhüllten und der Tiegelboden oberhalb des Reduktionskegels der Flammen zu stehen kam. Auch bei dieser Aufschluß fand eine hohe und von Versuch zu Versuch stark schwankende Eisenaufnahme des Platintiegels statt (77,2 und 56,8%). Bemerkenswert ist jedoch die Tatsache, daß bei diesen Versuchen die Abweichung der gefundenen Eisenoxydgehalte (2,77 und 2,82%) vom Sollgehalt bereits innerhalb der üblichen Fehlergrenzen liegt. Da dieser Versuch zu der Annahme berechtigt, daß die Gas- oder Ofentemperatur von einschneidendem Einfluß auf die beobachtete Erscheinung ist, und daß die Eisenaufnahme anscheinend nur in reduzierender Atmosphäre eintritt, wurden weitere Versuche in dieser Richtung angestellt, z. B. Aufschluß auf offenem Teclu-Brenner unter Zugabe eines Oxydationsmittels, Aufschluß im Silitstabofen, in der Gasmuffel, im elektrisch geheizten Muffelofen. Die Ergebnisse dieser Versuche bestätigten, daß die Eisenaufnahme durch den Platintiegel nur in reduzierender Atmosphäre auftritt, und zwar je nach mehr oder weniger ausgesprochener reduzierender Beschaffenheit der Ofenatmosphäre auch in mehr oder weniger stärkerem Maße. Beim Aufschluß in Oefen dieser Art ist jedesmal eine Nachprüfung der gebrauchten Tiegel vorzunehmen. Beim Aufschluß der Schamotte im elektrischen Platin-Muffelofen mit oxydierender Atmosphäre trat keine Eisenaufnahme durch den Platintiegel auf. Die günstigsten Arbeitsbedingungen hierfür sind: Temperatur 1000°, Zeit 20 bis 25 min. Für die Silitstaböfen, die sich ja immer mehr einbürgern, wird eine Abänderung der Bauart vorgeschlagen in dem Sinne, daß die Silitstäbe nicht durch den Muffelraum geführt werden, sondern daß sie eine geschlossene Muffel von außen beheizen.

4. Brennstoffe, Gase, Oele u. a. m.

Von den quantitativen Bestimmungsverfahren für kleine Mengen Kohlenoxyd ist das Jodpentoxydverfahren schon seit langer Zeit das gebräuchlichste. Es fußt bekanntlich auf der Eigenschaft des Jodpentoxyds, Kohlenoxyd zu Kohlensäure unter Abscheidung von Jod zu oxydieren. Das Verfahren weist einige Mängel auf, die in erster Linie dadurch bedingt sind, daß in dem Temperaturbereich, in dem diese Reaktion rasch genug vor sich geht, um eine brauchbare Bestimmung des Kohlenoxyds zu ermöglichen, das Jodpentoxyd schon recht unbeständig ist. Diese Nachteile veranlaßten A. Schmidt¹⁾ zu experimentellen Untersuchungen zwecks Ausarbeitung eines quantitativen Bestimmungsverfahrens, das rasch und bequem auszuführen ist und

¹⁾ Z. angew. Chem. 44 (1931) S. 152/55.

das auch bei höherem Kohlenoxydgehalt sowie in Gegenwart von Wasserstoff und Methan zuverlässige Ergebnisse liefert, was besonders bei der Untersuchung von Explosionsgasen sehr erwünscht ist. Schmidt ging dabei von der Kohlenoxydverbrennung über Kupferoxyd aus. Um die Verbrennung über Kupferoxyd für ein rasches und genaues Bestimmungsverfahren brauchbar zu machen, mußte in erster Linie die Geschwindigkeit der Verbrennung des Kohlenoxyds so weit erhöht werden, daß man bei einmaligem Ueberleiten über Kupferoxyd mit nicht zu geringer Strömungsgeschwindigkeit quantitative Umsetzung erzielt, wobei man jedoch über 300° nicht hinausgehen darf, da sonst Methan mitverbrennt. Weiterhin mußte der störende Einfluß der Absorption der Kohlensäure durch das Kupferoxyd auf einen möglichst geringen Betrag herabgemindert werden. Die angestellten Versuche ergaben, daß durch Anwendung von feingekörntem Quarz als Kontaktträger für das Kupferoxyd auch bei trockenem Kohlenoxyd quantitative Umsetzung zu Kohlensäure erzielt und dabei die Kupferoxydmenge auf etwa 0,01 g herabgemindert werden kann. Die Absorption der Kohlensäure ist dadurch auf ein Mindestmaß beschränkt. Die sehr oberflächenreiche Beschaffenheit des Kupferoxyds erleichtert die Abgabe der absorbierten Kohlensäure in hohem Maße. Es genügt ein Ausspülen von etwa 15 bis 20 min mit reiner Luft bei 300 bis 350°, um die Kohlensäure quantitativ in die Vorlage zu treiben. Ein Erhitzen auf Rotglut ist hierbei nicht nötig und auch deshalb zu vermeiden, weil dadurch die Aktivität des Quarz-Kupferoxydes stark herabgemindert wird.

P. Schläpfer¹⁾ bemerkt zur gasanalytischen Kohlenoxydbestimmung, daß sich das Jodpentoxydverfahren für die Untersuchung von Verbrennungsgasen, Generator- und Wassergas als sehr praktisch erwiesen habe. Man erkennt auch mit Sicherheit, ob Kohlenoxyd in diesen Gasen zugegen ist und ob es bei der Analyse wirklich entfernt worden ist, ohne mehrere Pipetten anwenden zu müssen.

A. Stadeler.

Maschinentechnische und elektrotechnische Ferienkurse an der Bergakademie Clausthal.

Im neuen Institut für Maschinenkunde und Elektrotechnik der Bergakademie Clausthal (Harz) finden unter Leitung von Professor Süchting wieder zwei praktische Ferienkurse zwecks Auffrischung oder Nachholung der Fertigkeit im Bedienen und Untersuchen von wichtigen Maschinen und Apparaten statt, und zwar:

Kursus I vom 17. bis 22. August 1931 für maschinentechnische Übungen,

Kursus II vom 12. bis 17. Oktober 1931 für elektrotechnische Übungen.

Nähere Angaben enthält das „Auskunftsblatt“, das auf Anfordern vom Institut kostenlos übersandt wird.

¹⁾ Z. angew. Chem. 44 (1931) S. 170.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 26 vom 2. Juli 1931.)

Kl. 7 a, Gr. 27, K 109.30. Maschinell angetriebene Blockschwenkvorrichtung. Fried. Krupp A.-G., Friedrich-Alfred-Hütte, Rheinhausen (Niederrhein).

Kl. 10 a, Gr. 4, K 107 284; Zus. z. Pat. 520 073. Regenerativkoksofen mit Längsregeneratoren. Heinrich Koppers A.-G., Essen, Moltkestr. 29.

Kl. 10 a, Gr. 14, O 39.30; Zus. z. Anm. O 18 357. Verfahren zum Verdichten von Kohle. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., Bochum, Christstr. 9.

Kl. 18 b, Gr. 19, T 37 620. Verfahren zur Erreichung gleichbleibender Strömungsverhältnisse in Konvertern. Kurt Thomas, Düsseldorf, Breite Str. 27.

Kl. 18 b, Gr. 20, V 23 672. Chrom-Kupfer-Stahl. Vereinigte Stahlwerke A.-G., Düsseldorf, Breite Str. 69.

Kl. 31 c, Gr. 17, V 358.30; Zus. z. Pat. 490 283. Verfahren zur Herstellung von Schienen gemäß DRP. 490 283. Vereinigte Stahlwerke A.-G., Düsseldorf, Breite Str. 69.

Kl. 40 a, Gr. 3, B 37.30. Sinterpfanne. Berzelius, Metallhütten-Gesellschaft m. b. H., Duisburg-Wanheim.

Kl. 80 b, Gr. 5, V 13.30. Vorrichtung zur Reinigung mineralischer, aus flüssigem Rohstoff erzeugter Wolle von groben Rohstoffteilchen. Vereinigte Stahlwerke A.-G., Gelsenkirchen.

¹⁾ Die Anmeldungen liegen von dem angegebenen Tage an während zweier Monate für jedermann zur Einsicht und Einsprucherhebung im Patentamt zu Berlin aus.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 26 vom 2. Juli 1931.)

Kl. 7 a, Nr. 1 177 493. Röllgang für Walzwerke mit elektrischem Einzelantrieb der Förderrollen. Fried. Krupp Grusonwerk A.-G., Magdeburg-Buckau.

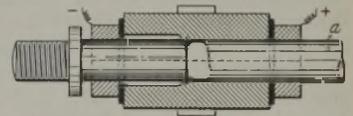
Kl. 7 a, Nr. 1 177 934. Vorrichtung zum Zuführen von Walzstäben in den Warmbetten. Fried. Krupp A.-G., Friedrich-Alfred-Hütte, Rheinhausen (Niederrhein).

Kl. 18 b, Nr. 1 177 528. Rostsicheres Kugel- und Rollenlager. Deutsche Edelstahlwerke A.-G., Krefeld, Gladbacher Str. 578.

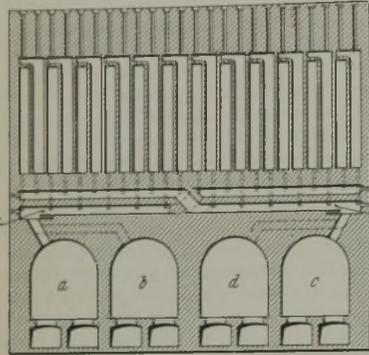
Deutsche Reichspatente.

Kl. 7 c, Gr. 21, Nr. 521 450, vom 22. März 1928; ausgegeben am 25. März 1931. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. Verfahren zum Anstauchen von Bohrenden o. dgl., z. B. von Bohrrohren mit verdickten Enden.

Die Stauchung erfolgt in einer Einrichtung, die mit einer elektrischen Wärmvorrichtung verbunden ist. Diese bringt das Rohr a durch unmittelbare Erhitzung auf die geeignete Stauchtemperatur und erhält sie auch auf ihr.

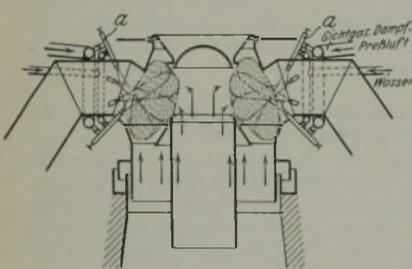


Kl. 10 a, Gr. 4, Nr. 520 073, vom 13. Dezember 1927; ausgegeben am 25. März 1931. Heinrich Koppers A.-G. in Essen. (Erfinder: Friedrich Totzek in Essen.) *Verbundregenerativ-Koks-ofen mit Längsregeneratoren und Beheizung in Zwillingshelzügen.*



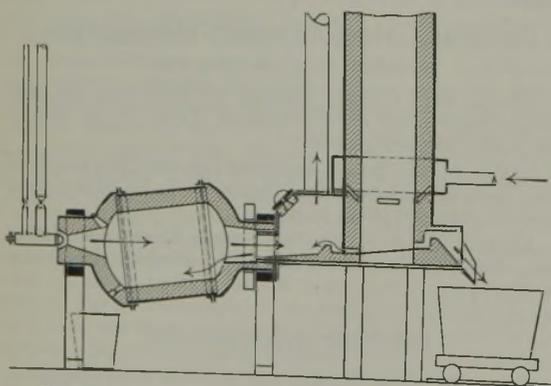
Jeder Regenerator a, b, c, d ist an das äußere Ende eines unter der Ofensohle auf die ganze Kammerlänge hindurchlaufenden Sohlkanals angeschlossen, von dem aus Verbindungen zu den geradzähligen oder zu den ungeradzähligen Heizzügen zweier benachbarter Heizwände bestehen. Unterhalb jeder Ofenkammer befinden sich zwei derartige Sohlkanäle e, f übereinander; der eine von ihnen ist an die jeweils abfallend und der andere an die jeweils aufsteigend beaufschlagten Heizzüge angeschlossen. Die beiden unter einer Ofenkammer liegenden Sohlkanäle kreuzen sich in der Ofenmitte scherenartig.

Kl. 18 a, Gr. 6, Nr. 520 164, vom 15. September 1929; ausgegeben am 7. März 1931. Dr.-Ing. Georg Eichenberg und Dr.-Ing. Nikolaus Wark in Krefeld-Rheinhafen. *Verfahren und Vorrichtung zur Verminderung der Staubverluste bei Schachtöfen.*



Auf den ganzen Gichtumfang und auch auf den Umfang der Gasabzüge werden Kraftströme zugeführt, die unmittelbar auf die senkrecht aufsteigenden und abziehenden Gichtgase nach ihrem Austritt aus der Beschickung, aber noch innerhalb der Gicht einwirken. Dies geschieht durch besondere Einführungsdüsen a, durch die reine Gichtgas-, Dampf- oder Preßluftströme zusammen mit Wasser eingeblasen werden. Das Wasser beschwert die Staubteilchen, so daß diese auf die Beschickung niedersinken.

Kl. 31 a, Gr. 1, Nr. 520 174, vom 8. April 1927; ausgegeben am 7. März 1931. Zusatz zum Patent 480 856. Badische Maschinenfabrik und Eisengießerei vormals G. Sebold und Sebold & Neff in Durlach, Baden. *Verwendung eines zylindrischen, drehbaren Trommelofens.*



Der Trommelofen nach dem Hauptpatent wird als Vorherd für Kupol- und Schachtöfen verwendet. Da dieser Trommelofen dem flüssigen Gut sowohl eine rollende als auch eine schaukelnde Bewegung erteilt, wird gleichzeitig eine Durchmischung, Entgasung, Reinigung und Ueberhitzung des Gutes erzielt.

Kl. 49 h, Gr. 34, Nr. 521 163, vom 22. November 1929; ausgegeben am 25. März 1931. Dipl.-Ing. Kurt Schroeder in Kassel. *Verfahren zum Verbinden von Universaleisen, Formeisen u. dgl. durch Schmelzschweißung.*

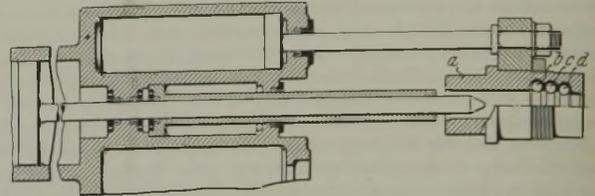
Mindestens an einem der miteinander zu verschweißenden Eisenteile sind Verstärkungen, z. B. in Form von Nasen, Rippen

o. dgl., angewalzt, die bei der Schweißung geschmolzen werden und die Schweißverbindung zwischen den Teilen herstellen, ohne daß ein besonderes Schweißmetall erforderlich ist.

Kl. 7 a, Gr. 14, Nr. 521 444, vom 19. September 1929; ausgegeben am 23. März 1931. Heinrich Stütting in Witten, Ruhr. *Werkstück zur Herstellung gleichwandiger Rohre in Reduzierwalzwerken.*

Die Rohrwand des Werkstückes, das reduziert werden soll, wird an allen den Stellen, an denen es während des Walzvorganges gestaucht wird, um so viel schwächer gehalten, als an diesen Stellen die Stauchung der Wand beträgt.

Kl. 7 b, Gr. 12, Nr. 521 447, vom 13. März 1927; ausgegeben am 24. März 1931. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. *Vorrichtung zur Herstellung von Rohren und ähnlichen Hohlkörpern durch Strecken über einen Dorn.*



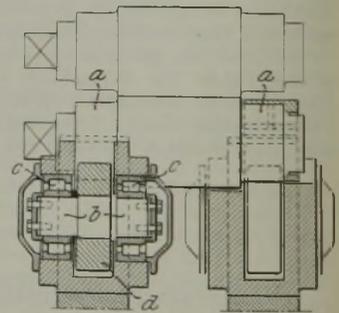
Die Walzringe b, c, d, die an der Innenseite des Streckkörpers a vorgesehen sind, haben keine Zapfen, sondern sind durch Kugeln o. dgl. verbunden und in Pfannen gelagert. Die Kugeln können im Walzring so angeordnet sein, daß sie an der Streckarbeit teilnehmen.

Kl. 31 c, Gr. 15, Nr. 521 528, vom 27. Januar 1925; ausgegeben am 23. März 1931. Charlotte Dechesne geb. Schänning in Stolberg, Rhld. *Verfahren zum Reinigen und Entgasen von flüssigem Metall, besonders Eisen, durch Rütteln.*

Das flüssige Metall wird schon unmittelbar an der Erzeugungsstelle, also entweder im Schmelzgefäß selbst oder im Vorherd allein, durch eine von außen wirkende mechanische Stoß- oder Rüttelvorrichtung in Erschütterung versetzt, während es abläuft. Der untere Teil des Schmelzofens oder auch der Vorherd wird zu diesem Zweck beweglich ausgebildet und mit einer Stoß- oder Rüttelvorrichtung versehen.

Kl. 7 a, Gr. 18, Nr. 521 715, vom 5. März 1929; ausgegeben am 25. März 1931. Maschinenbau-Akt.-Ges. vormals Ehrhardt & Sehmer in Saarbrücken. (Erfinder: Clemens Volkhausen in Saarbrücken.) *Walzenlagerung, besonders für Kaltwalzwerke.*

Jeder Walzenzapfen a ruht auf zwei in Walzlager laufende Stützrollen d. Diese Stützrollen d laufen mit seitlichen Zapfen b in zwei Walzlager c, von denen das innere unterhalb des Walzenballens liegt. Dadurch werden die Walzlager gleichmäßig belastet.



Kl. 18 c, Gr. 3, Nr. 521 732, vom 25. November 1927; ausgegeben am 26. März 1931. Berliner Härtepulver-Gesellschaft m. b. H. in Berlin. *Abdeckmittel für die Einsatz- und Abschreckhärtung.*

Zum Weichhalten bestimmter Stellen beim Einsatzhärten und Abschrecken werden die Werkstücke mit feuerfesten Erden, wie Lehm, Ton u. dgl., bedeckt, denen ein Leichtmetallpulver, z. B. 3 bis 10% Aluminiumpulver, beigemischt ist. Auch kann noch pulverförmiger Bauxit zugefügt werden.

Kl. 7 a, Gr. 9, Nr. 521 840, vom 3. Mai 1925; ausgegeben am 27. März 1931. Engelhardt Achenbach sel. Söhne, G. m. b. H., in Buschhütten, Kr. Siegen i. W. *Verfahren zum Auswalzen von Platten und Blechen, besonders zum Bandwalzen auf Umkehrwalzwerken.*

Das Walzgut wird von Zugmitteln, die an seinen Längsenden angreifen, geradlinig und in ganzer Länge eben bleibend gezogen. Die Zugmittel werden von geeigneten Vorrichtungen gezogen, wozu sie z. B. an Haspeln befestigt sind und von ihnen auf- oder abgewunden werden. Diese Vorrichtungen, also z. B. die Haspel, sind in der Walzgutbahn mindestens um die Länge des fertig angewalzten Walzgutes vom Walzwerk entfernt angeordnet.

Statistisches.

Die Roheisenerzeugung des Deutschen Reiches im Juni 1931¹⁾. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Hämatit-eisen	Gießerei-Roheisen	Gußwaren erster Schmelzung	Bessemer-Roheisen (saures Verfahren)	Thomas-Roheisen (basisches Verfahren)	Stableisen Spiegel-eisen, Ferro-mangan und Ferro-silizium	Puddel-Roheisen (ohne Spiegel-eisen) und sonstiges Eisen	Insgesamt		
								1931	1930	
Juni 1931: 30 Arbeitstage, 1930: 30 Arbeitstage										
Rheinland-Westfalen	36 421	6 737	546	—	347 126	85 070	1 323	475 354	616 359	
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	3 796	9 634			11 120	—		—	22 623	37 471
Schlesien		—			—	—		—	7 676	7 419
Nord-, Ost- u. Mittelddeutschland	11 835	6 909			39 457	15 503		—	47 984	79 414
Süddeutschland	—	—	—	—	—	21 840	26 732			
Insgesamt: Juni 1931	52 052	23 280	546	—	386 583	111 693	1 323	575 477	—	
Insgesamt: Juni 1930	68 960	66 666	746	—	463 624	167 108	291	—	767 395	
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung 19 183 25 580										
Januar bis Juni 1931: 181 Arbeitstage, 1930: 181 Arbeitstage										
Rheinland-Westfalen	175 121	97 155	3 009	—	2 137 640	428 319	3 038	2 838 235	4 521 896	
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	7 566	54 794			51 413	—		—	112 253	251 253
Schlesien		—			—	—		—	32 839	58 433
Nord-, Ost- u. Mittelddeutschland	57 678	77 680			179 509	67 539		—	239 614	594 313
Süddeutschland	—	—	—	—	—	120 965	166 835			
Insgesamt: Januar bis Juni 1931	240 365	229 629	3 009	—	2 317 149	547 271	6 483	3 343 906	—	
Insgesamt: Januar bis Juni 1930	448 840	531 182	3 662	21	3 481 101	1 123 303	4 621	—	5 592 730	
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung 18 475 30 899										

Stand der Hoehöfen im Deutschen Reich¹⁾.

		Hoehöfen				
		vor-handene	in Betrieb befindliche	ge-dämpfte	in Aus-besserung befindliche	zum Anblasen fertig-stehende
Ende	1929	182	95	24	44	19
"	1930	165	63	37	43	22
Januar	1931	163	61	39	42	21
Februar	1931	160	53	45	36	26
März	1931	160	56	42	37	25
April	1931	160	58	41	35	26
Mai	1931	160	59	44	33	24
Juni	1931	160	61	41	34	24

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller.

Belgiens Bergwerks- und Hüttenindustrie im Mai 1931.

		April 1931	Mai 1931
Kohlenförderung t		2 317 590	2 095 520
Kokserzeugung t		410 430	416 680
Brikettherstellung t		161 680	167 420
Hoehöfen im Betrieb Ende des Monats		43	44
Erzeugung an:			
Roheisen t		257 500	271 040
Flußstahl t		245 400	245 570
Stahlguß t		5 670	5 040
Fertigerzeugnissen t		199 600	185 640
Schweißstahl-Fertigerzeugnissen t		4 650	5 230

Die Leistung der französischen Walzwerke im Mai 1931²⁾.

	April 1931 ²⁾	Mai 1931
	in 1000 t	
Halbzeug zum Verkauf	107	103
Fertigerzeugnisse aus Fluß- und Schweißstahl	470	441
davon:		
Radreifen	5	5
Schmiedestücke	7	6
Schienen	44	37
Schwellen	10	8
Laschen und Unterlagsplatten	2	2
Träger und U-Eisen von 80 mm und mehr, Zores- und Spundwandisen	68	67
Walzdraht	21	19
Gezogener Draht	15	15
Warmgewalztes Bandisen und Röhrenstreifen	19	17
Halbzeug zur Röhrenherstellung	6	5
Röhren	13	13
Sonderstahl	14	14
Handelsstabeisen	167	153
Weißbleche	8	7
Andere Bleche unter 5 mm	40	43
Bleche unter 5 mm und mehr	26	25
Universaleisen	5	5

²⁾ Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France.

³⁾ Teilweise berichtigte Zahlen.

Frankreichs Bergbau und Eisenindustrie im Jahre 1928.

Nach amtlichen Ermittlungen¹⁾ wurden im Jahre 1928, verglichen mit dem Vorjahre und dem Jahre 1913, in Frankreich gefördert bzw. erzeugt:

	1913 t	1927 t	1928 t
Kohle	44 640 000 ²⁾	52 875 000	52 440 000
Koks	4 198 000	7 118 000	7 957 000
Eisenerz	21 818 000	45 482 000	49 191 000
Thomas-, Bessemer- u. Puddel-roheisen	4 170 298	7 500 000	8 265 500
Gießereiroheisen u. Gußwaren 1. Schmelzung	953 683	1 530 200	1 569 300
Sonderroheisen	81 216	268 420	237 300
Bessemerstahl	128 391	84 640	72 454
Thomasstahl	2 930 788	5 880 493	6 624 837
Saurer Siemens-Martin-Stahl	1 582 478	32 470	34 463
Basischer Siemens-Martin-Stahl	24 085	2 229 783	2 604 995
Tiegelstahl	21 124	11 919	15 783
Elektrostahl	405 972	109 896	126 959
Schweißstahl	461 073	112 577	103 112
Schienen und Schwellen	69 682	635 900	721 692
Radreifen	968 021	64 600	78 610
Stabeisen	391 397	1 608 917	1 885 662
Träger	194 480	740 981	677 683
Formeisen	573 150	226 805	362 262
Grob- und Feinbleche	216 685	747 069	837 663
Walzdraht	120 756	397 725	612 764
Schmiedestücke	62 195	48 617	50 012
Röhren	101 555	82 512	94 456
Stahlguß	27 056	124 245	184 485
Weißbleche	—	49 211	69 326
Sonstige Fertigerzeugnisse	—	89 565	197 752

¹⁾ Ministère des travaux publics; direction des mines: Statistique de l'industrie minière et des Appareils à vapeur en France et en Algérie pour l'année 1928. (Paris: Imprimerie nationale 1930.)

²⁾ Einschließlich Moselbezirk; ohne Moselbezirk 40 844 000 t.

Luxemburgs Bergbau und Eisenindustrie im Jahre 1930.

Der starke Rückgang der Roheisen- und Stahlerzeugung in Luxemburg, Belgien, Deutschland, Frankreich und dem Saar-gebiet wirkte sich auf Luxemburgs Eisenerzförderung und Absatz besonders ungünstig aus. Die Gesamtförderung³⁾ betrug in 1930 nur 6 649 372 t gegen 7 571 206 t in 1929 und 7 026 832 t in 1928, und war damit die schwächste seit 1924. Der Rückgang war besonders empfindlich in der zweiten Jahreshälfte 1930. In Erwartung einer Besserung der Nachfrage wurde die Förderung im ersten Halbjahr auf einem ziemlich hohen Stande gehalten, obwohl bedeutende Erzmengen auf Lager genommen werden mußten. Da sich jedoch die Lage verschlechterte, mußte man im zweiten Halbjahr Feierschichten einlegen, die gegen Jahresende allgemein wurden. Außerdem wurden sechs Betriebe vollkommen stillgelegt und mehrere hundert Arbeiter entlassen. Von den im Jahre 1930 geförderten Erzen waren 3 820 373 t kieselige

³⁾ Les industries extractives du Grand-Duché de Luxembourg 1930. Statistique et vue d'ensemble. — Vgl. St. u. E. 50 (1930) S. 815.

Zahlentafel 1. Luxemburgs Erzförderung und -ausfuhr im Jahre 1930.

Erzbecken	In Betrieb befindliche Gruben	Zahl der Arbeiter	Förderung		Mittlerer Eisengehalt		Phosphorgehalt		Preis des Erzes		In Luxemburg verkauft oder verbraucht	Ausfuhr nach					Aus Frankreich eingeführt
			Minette (a)	kalkige Minette (b)	a	b	a	b	a	b		Deutschland	Saargebiet	Frankreich	Belgien	zusammen	
Esch	11	1483	1 493 335	61 976	27,6	24,0	0,67	0,54	24,36	20,00	1 291 317	2 545	—	—	130 193	132 738	2 892 954
Rümelingen	8	1613	1 610 884	56 363	27,1	21,3	0,57	0,56	23,53	7,08	1 325 346	100 908	—	—	102 873	203 781	857 312
Petingen	26	2443	3 342 816	84 038	33,2	19,9	0,68	0,67	23,87	10,75	1 771 856	12 080	293 885	162 505	1 009 414	1 477 884	1 285 085
Zusammen	45	5539	6 446 995	202 377	30,4	21,5	0,65	0,60	23,90	12,56	4 388 519	115 533	293 885	162 505	1 242 480	1 814 403	5 035 351
1930	54	5858	7 335 617	235 589	30,5	22,2	0,65	0,58	21,69	12,47	5 179 006	265 258	336 837	62 675	1 606 537	2 271 307	5 125 497

Zahlentafel 2. Luxemburgs Eisenindustrie im Jahre 1929 und 1930.

a) Hochöfen.						
			1930		1929	
Zahl der vorhandenen Hochöfen			45		47	
Zahl der im Betrieb befindlichen Hochöfen			28		38	
Zahl der beschäftigten Arbeiter			6 364		7 463	
Verbrauch an heimischen Erzen			5 174 569		6 065 899	
Verbrauch an fremden Erzen			3 968 439		4 546 383	
Verbrauch an Koks			3 041 634		3 663 930	
	t	Fr	t	Fr		
Erzeugung von Gießereierzeugnissen	51 147	25 520 061	42 638	22 261 895		
Thomasroheisen	2 421 376	1 174 703 727	2 859 250	1 537 518 428		
Puddelroheisen	885	192 250	4 205	2 060 000		
b) Stahlwerke.						
			1930		1929	
Zahl der Stahlwerke			7		7	
Zahl der beschäftigten Arbeiter			2 843		3 182	
Verbrauch an Roheisen			2 418 170		2 922 650	
Schrott			127 197		124 223	
Kalk und Dolomit			366 768		472 336	
	t	Fr	t	Fr		
Erzeugung an Thomasstahl	2 260 276	1 402 818 143	2 669 759	1 684 573 712		
Siemens-Martin-Stahl	5 633	4 788 050	22 536	56 340 000		
Elektrostahl	3 983	3 880 950	9 962	17 433 500		
Thomasschlacke	531 396	120 161 442	635 486	166 144 561		
anderen Schlacken	101 996	12 487 892	124 423	19 010 346		
c) Walzwerke.						
			1930		1929	
Zahl der Walzwerke			6		6	
Zahl der beschäftigten Arbeiter			8 229		8 594	
Verbrauch an Rohblöcken			2 243 654		2 858 503	
	t	Fr	t	Fr		
Herstellung von Halbzeug zum Verkauf	216 033	149 331 390	216 878	174 523 552		
Trägern u. großem Formeisen	406 237	359 890 197	416 712	384 426 684		
Stabeisen u. kleinem Formeisen	776 523	653 833 200	970 165	909 914 575		
Eisenbahnoberbauzeug	156 257	157 796 583	192 756	205 239 707		
Walzdraht	113 023	101 720 700	127 264	128 536 640		
Bandisen	77 869	74 245 700	91 658	96 707 100		
Blechen u. Universaleisen	115 188	120 947 400	111 849	129 744 840		
Sonstigem	322 798	129 629 131	412 655	222 594 926		
d) Gießereien.						
			1930		1929 ¹⁾	
Zahl der in Betrieb befindlichen Gießereien			11		11	
Zahl der beschäftigten Arbeiter			1 268		1 384	
Verbrauch an Roheisen			29 647		38 470	
Schrott			24 947		30 272	
	t	Fr	t	Fr		
Herstellung von Topfguß	642	1 686 200	720	1 876 000		
Maschinen- u. sonstigem Guß	47 646	64 929 487	61 954	82 173 932		

¹⁾ Berichtete Zahlen.

Minette, 2 626 621 t kalkige Minette und 202 378 t eisenhaltige Kalkwacke. Der Eisengehalt schwankte zwischen 30 und 31 %. Die reichere kieselige Minette hat etwa 33 bis 34 % Fe, die kalkhaltige Minette durchschnittlich 27 bis 29 %. Der Phosphorgehalt schwankte zwischen 0,54 und 0,68 %. An Vorräten waren am Ende des Jahres 995 270 t gegen 601 600 t zu Ende 1929 vorhanden. Die Tagesleistung sank von 25 052 t im Jahre 1929 auf 23 168 t im Berichtsjahr. An Arbeitern wurden insgesamt 5539 (1929: 5858), darunter 2636 Fremde (47,6 % gegen 49,8 % i. V.), beschäftigt. Die Jahresförderung je Arbeiter sank von 1292 t im Jahre 1929 auf 1200 t im Berichtsjahre. Der Gesamtwert der luxemburgischen Erzförderung im Jahre 1930 wird auf 156 Mill. Fr geschätzt.

Zahlentafel 1 gibt eine Uebersicht über Luxemburgs Erzförderung und -ausfuhr im Jahre 1930.

In der luxemburgischen Eisenindustrie setzte sich nach dem Bericht der luxemburgischen Handelskammer für das Jahr 1930 der Rückgang der Erzeugung, der sich Ende 1929 bemerkbar gemacht hatte, in verstärktem Maße im Berichtsjahre fort und betrug in den letzten Monaten etwa 25 % der durchschnittlichen Erzeugung. Gegenwärtig ist der Erzeugungsausfall noch stärker und beziffert sich auf ungefähr 30 %. Die Erzeugungsverminderung in Luxemburg ist eine Folge der nachlassenden Aufnahmefähigkeit der Auslandsmärkte. Der Erzeugungsrückgang betrug bei Gießereierzeugnissen 15 % und bei Stahl 16 %. Abgesehen von Halbzeug, wo sich die Herstellung auf der früheren Höhe behauptete und einer Zunahme um 3 % bei Blechen und Universaleisen, wiesen alle Walzerzeugnisse einen Rückgang auf, der bei Eisenbahnoberbauzeug 19 % betrug, bei Trägern und schwerem Formeisen 2,5 %, bei Stabeisen und kleinen Profilen 20 %, bei Walzdraht 11 % und bei Bandisen 15 %. Anhaltspunkte für eine baldige Besserung bestehen nicht. Länder wie China, Englisch-Indien, Südamerika, befinden sich in politischen, wirtschaftlichen und geldlichen Schwierigkeiten und haben ihre Auslandskäufe beträchtlich eingeschränkt. Schließlich haben die politische Atmosphäre auf der ganzen Welt, die ausgesprochene Börsenkrise und der Tiefstand der Preise für landwirtschaftliche Erzeugnisse eine allgemeine Vertrauenskrise geschaffen, die sich in der Furcht äußert, Aufträge auf lange Sicht zu erteilen. Die Rohstoffversorgung ist verhältnismäßig günstig geblieben. Die Werke mußten infolge der Einschränkung der Roheisenerzeugung Eisenerze auf Lager nehmen. Koks wurde überreichlich angeboten. Die sehr schwere Krise, die während des ganzen Jahres geherrscht hat, und die sich seitdem unglücklicherweise noch verschärft hat, hat für Luxemburg nicht gleich schwere Rückschläge gebracht wie für die benachbarten Länder. Von einigen Ausnahmen abgesehen, konnten Betriebsstilllegungen vermieden werden. Die Beschaffung von Arbeitskräften hat keine Schwierigkeiten bereitet. In sozialer Hinsicht ist das Jahr ruhig verlaufen. Gegen Ende des Jahres sank die Maßzahl, was sich in den ersten Monaten des laufenden Jahres mit Beschleunigung fortsetzte. Während in Belgien z. B. die gleiche Erscheinung recht beträchtliche Lohnherabsetzungen zur Folge hatte, wurde damit in Luxemburg erst in letzter Zeit begonnen. Selbstverständlich muß die luxemburgische Eisenindustrie, die auf dem Weltmarkt in schwerem Wettkampf steht, ihre Löhne allmählich den gesunkenen Lebenshaltungskosten wieder angleichen. Bei den augenblicklichen schwierigen Verhältnissen spielt die Frage der Gesteuungskosten eine besondere Rolle. Die Frachtkosten belasten die Eisenindustrie besonders schwer; sie hört deshalb nicht auf, eine rationellere Verwaltung der Eisenbahnen zu fordern. Eine der ständigen Sorgen der luxemburgischen Eisenindustrie ist, ihre Einrichtungen auf der Höhe der Technik zu halten; die Erneuerungsarbeiten, die seit einer Reihe von Jahren in Angriff genommen wurden, sind durch die Krise nicht unterbrochen worden.

Zahlentafel 2 unterrichtet über den Stand der luxemburgischen Eisenindustrie in den Jahren 1929 und 1930.

Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im Mai 1931.

	Puddel-	Besse- mer-	Gieße- rei-	Tho- mas-	Ver- schie- denes	Ins- gesamt	Besse- mer-	Tho- mas-	Siem- ens- Martin-	Tiegel- guß-	Elektro-	Ins- gesamt	Davon Stahlguß
	Roheisen 1000 t zu 1000 kg						Flußstahl 1000 t zu 1000 kg						
Januar 1931	28	137	603	33	801	10	511	210	1	14	746	24	
Februar.	33	118	554	21	726	9	478	193	1	12	693	23	
März	20	128	593	34	775	10	504	195	1	12	722	25	
April	34	116	556 ¹⁾	33	739 ¹⁾	10	471	183	1	10	675	24	
Mai	31	112	557	25	725	9	463	188	1	13	674	22	

¹⁾ Berichtigte Zahlen.

Großbritanniens Roheisen- und Rohstahlerzeugung im Mai 1931.

	Roheisen 1000 t zu 1000 kg					Am Ende des Monats in Betrieb befindliche Hochöfen	Rohblöcke und Stahlguß 1000 t zu 1000 kg				Herstel- lung an Schweiß- stahl 1000 t	
	Häma- tit-	ba- sisches	Gießerei-	Puddel-	zusammen einschl. sonstiges		Siemens-Martin-		sonstiges	zu- sammen		dar- unter Stahl- guß
							sauer	basisch				
Januar 1931	86,0	131,1	95,2	15,7	342,6	83	88,6	303,3	16,8	408,7	7,8	17,3
Februar.	83,7	124,9	88,3	13,9	323,3	81	123,8	348,5	21,9	494,2	9,7	16,3 ¹⁾
März	86,2	133,3	113,4	16,4	362,8	81	116,0	367,0	26,1	508,1	10,9	16,9 ¹⁾
April	75,2	124,8	98,8	16,5	328,4	78	90,3	289,9	23,6	403,8	10,0 ¹⁾	12,8
Mai	89,5	124,4	108,8	14,5	352,0	80	98,9	320,5	22,7	442,1	11,6	

¹⁾ Berichtigte Zahlen.

Der Außenhandel der Niederlande im Jahre 1930¹⁾.

	Einfuhr		Ausfuhr	
	1929 t	1930 t	1929 t	1930 t
Steinkohlen	9 618 406	9 113 241	6 686 961	6 723 282
Koks	370 822	289 275	1 940 295	2 079 545
Steinkohlenbriketts	327 283	330 518	104 620	193 886
Braunkohlen	—	55	—	—
Braunkohlenbriketts	185 657	164 887	28 849	14 920
Eisenerz	460 926	534 044	2 937	2 097
Manganerz	13 657	2 760	1 286	971
Alteisen	15 140	22 982	263 284	156 010
Roheisen u. Eisenlegierungen	30 508	32 840	179 276	209 727
Rohblöcke, vorgew. Blöcke	1 885	1 809	14 179	7 968
Stabeisen, Formeisen, Band- eisen	394 147	333 170	26 304	25 128
Träger	122 244	101 431	5 135	5 977
Eisenbahnoberbauzeug	70 884	57 722	3 098	6 190
Achsen, Radreifen usw.	10 601	7 351	1 269	457
Röhren	136 992	96 273	11 370	4 075
Grob- und Feibleche	289 517	210 410	8 431	6 890
Weißbleche	55 650	54 178	188	235
Draht und Drahterzeugnisse	67 604	57 137	2 826	4 688
Nägel	8 784	9 147	14 057	10 978
Sonstige Erzeugnisse aus Eisen und Stahl	81 131	107 845	68 589	42 678
Hochofenschlacke	230 471	397 401	6 086	95
Thomasschlacke	368 857	383 984	300	355

¹⁾ Nach den monatlichen Nachweisen über den auswärtigen Handel der Niederlande. — Comité des Forges de France, Bull. Nr. 4153 (1931).

Eisenerzförderung und -versand der Vereinigten Staaten im Jahre 1930.

Nach den Ermittlungen des United States Bureau of Mines¹⁾ belief sich die Eisenerzförderung der Vereinigten Staaten ausschließlich des mehr als 5 % Mangan enthaltenden Erzes im Jahre 1930 auf 59 343 203 t (zu 1000 kg) gegen 74 196 164²⁾ t im Vorjahre, hatte somit eine Abnahme von 20 % aufzuweisen. Von der Förderung waren 56 150 210 (1929: 70 966 819) t Hämatit,

¹⁾ Iron Age 127 (1931) S. 1847-B.

²⁾ Berichtigte Zahl.

2 459 950 (2 439 522) t Magnetit, 732 024 (788 020) t Brauneisenerze und 1019 (1803) Karbonat. Hauptförderbezirke sind Minnesota mit 35 070 032 (1929: 46 493 032) t, Michigan 13 760 985 (15 703 699) t, Alabama 5 830 294 (6 556 324) t, Wisconsin 1 342 502 (1 634 308) t und Pennsylvania 980 072 (1 109 485) t.

In den sonstigen Bezirken wird weniger als 1 Mill. t gefördert. Die Verladungen ab Grube fielen von rd. 76 798 400 t im Jahre 1929 auf 56 084 441 t im Berichtsjahre oder um 27 %. Die Erzvorräte beliefen sich am Ende des Jahres 1930 auf 10 549 282 t gegen rd. 7 215 600 t zu Ende des Vorjahres, nahmen also um rd. 46 % zu. Der Durchschnittswert je t Erz ab Grube stellte sich auf 2,64 \$ gegen 2,61 \$ im Vorjahre.

Herstellung an Fertigerzeugnissen aus Fluß- und Schweißstahl in Großbritannien im April 1931¹⁾.

Erzeugnisse	März 1931	April 1931
	1000 t zu 1000 kg	
Flußstahl:		
Schmiedestücke	14,4	11,1
Kesselbleche	3,1	2,8
Grobbleche 3,2 mm und darüber	50,6	41,7
Feinbleche unter 3,2 mm, nicht verzinkt	30,9	30,7
Weiß-, Matt- und Schwarzbleche	54,5	57,3
Verzinkte Bleche	34,4	31,5
Schienen von 24,8 kg je lfd. m und darüber	61,0	43,6
Schienen unter 24,8 kg je lfd. m	4,1	2,7
Rillenschienen für Straßenbahnen	0,7	2,9
Schwellen und Laschen	10,7	6,8
Formeisen, Träger, Stabeisen usw.	122,1	109,1
Walzdraht	18,1 ²⁾	15,8
Bandeisen und Röhrenstreifen, warmgewalzt	12,7 ²⁾	13,5
Blank gewalzte Stahlstreifen	3,7	3,6
Federstahl	5,1	4,2
Schweißstahl:		
Stabeisen, Formeisen usw.	9,4	8,5
Bandeisen und Streifen für Röhren	3,6 ²⁾	2,9
Grob- und Feibleche und sonstige Erzeugnisse aus Schweißstahl	0,1	—

¹⁾ Nach den Ermittlungen der National Federation of Iron and Steel Manufacturers. — ²⁾ Berichtigte Zahlen.

Wirtschaftliche Rundschau.

Die Lage des französischen Eisenmarktes im Juni 1931.

Die umfangreichen Vorräte in verschiedenen Erzeugnissen und die Knappheit der sich bietenden Aufträge zwangen die französischen Werke zu Beginn des Monats, die Politik der Zugeständnisse fortzusetzen. Auf dem Ausfuhrmarkt war die Lage besonders schwierig; nach Mitteilungen aus Belgien hat das Werk Ougrée eine neue Walzenstraße in Betrieb genommen und bereitet auf den Auslandsmärkten zusammen mit anderen belgischen Werken, z. B. La Providence, den schärfsten Wettbewerb. Alles dies war natürlich nicht dazu angetan, das Vertrauen auf dem Ausfuhrmarkt auch nur ein wenig zurückzugewinnen. Auch im Verlaufe des Monats blieb die Geschäftstätigkeit ungenügend. Obwohl sich auf keinem Absatzgebiet irgendwelche Festigkeit bemerkbar machte, setzte jedoch eine Anzahl Werke den Preisforderungen der Käufer einen entschlosseneren Widerstand ent-

gegen, was die Abnehmer in einigen Fällen zu Deckungskäufen veranlaßte. Ende Juni herrschte trotzdem sowohl in der Eisenindustrie als auch bei den Konstruktionswerkstätten zumeist Ruhe. Die Arbeitseinschränkungen bei den großen Werken beeinflussten den Markt ungünstig. Vorläufige Verhandlungen in Brüssel und Paris zusammen mit den belgischen und luxemburgischen Werken bezweckten die Verlängerung der Internationalen Rohstahlgemeinschaft auf neuer Grundlage. Die Verhandlungen werden am 17. Juli in Brüssel weitergeführt.

Der Roheisenmarkt litt zu Beginn des Monats unter dem Angebot der sehr erheblichen Vorräte. Kleine Mengen Hämatitroheisen wurden an englische Abnehmer zu 45/— sh fob Antwerpen geliefert; das Inlandsgeschäft blieb ruhig bei Preisen von etwa 250 bis 255 Fr ab Werk. Die Hersteller von Gießereiroheisen widersetzen sich dem Preisdruck der Verbraucher. Gießereiroheisen Nr. 3 P. L. wurde zu 305 Fr, Frachtgrundlage Longwy, gehandelt. Geringe Mengen für Lieferung im Juli wurden zu 300 Fr abgeschlossen. Zu diesem

In Draht und Drahterzeugnissen war zu Beginn des Monats die Geschäftslage sehr ruhig. Die Verhandlungen zur Verlängerung des Internationalen Walzdrahtverbandes regten die Kauf tätigkeit etwas an, so daß sich die Lage ein wenig befestigte. Am Monatsende trat jedoch wieder ein Rückschlag ein, und die verkauften Mengen erreichten nicht den üblichen Umfang. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :		
Weicher blanker Flußstahldraht Nr. 20	1000—1050	
Angelassener Draht Nr. 20	1100—1150	
Verzinkter Draht Nr. 20	1200—1250	
Drahtstifte T. L. Nr. 20, Grundpreis	1150—1200	
Runder Thomaswalzdraht	760	
Runder Siemens-Martin-Draht	860	
Viereckiger Thomaswalzdraht	790	
Viereckiger Siemens-Martin-Draht	890	
Betondraht	760	

Ausfuhr ²⁾ :		
3/16 zölliger runder Draht	5.-	

Das Schrottgeschäft ruhte fast vollständig. Die Preise sanken in einem Maße, in dem die Lagerhalter gezwungen waren, ihre Vorräte abzustoßen. Ende Juni kam aus Polen einiger Bedarf; Spanien suchte Schienen und Achsen. Die Preise sind jedoch so niedrig, daß sie kaum die Selbstkosten und Frachten decken. Aus dem Bezirk von Toulon wird die vollständige Arbeits-einstellung der Werkstätten zur Verschrottung alter Schiffe gemeldet.

Die Lage des belgischen Eisenmarktes im Juni 1931.

Das belgische Eisengeschäft war zu Beginn des Monats Juni mittelmäßig. Die Käufer hielten allgemein zurück, und die Preise blieben schwach. Im Ausland wird vielfach versucht, die belgischen Werke für das Daniederliegen des Marktes verantwortlich zu machen; festzustellen ist jedenfalls, daß sowohl die belgischen als auch die luxemburgischen und französischen Werke alle Mittel anwenden, um die sich bietenden Aufträge an sich zu reißen. Im Laufe des Monats kam es zu einer leichten Besserung, vor allen Dingen, weil die Werke den Käufern stärkeren Widerstand boten. Der Auftragseingang in Halbzeug besserte sich und wurde bis zum Monatschluß sogar einigermaßen lebhaft. Auch Stabeisen, Mittel- und Feinbleche wurden wieder stärker gefragt. Im Inland und für den Fernen Osten kamen einige größere Abschlüsse zustande. Kurz, der Preisrückgang kam zum Stillstand, und in einigen Erzeugnissen war eine Festigung unverkennbar; in vielen Fällen verweigerten die Werke irgendwelche Preiszugeständnisse.

Auf dem Roheisenmarkt waren Abschlüsse in Gießerei-roheisen knapp und die Preise umstritten. Im allgemeinen forderte man 460 bis 470 Fr ab Werk. Der Grundpreis blieb mit 610 Fr unverändert. Thomasroheisen wurde kaum gehandelt, und der Preis überschritt im Inlande nicht 410 Fr. Im Laufe des Monats machte sich infolge des entschlossenen Widerstandes der Werke eine kleine Besserung bemerkbar; jede weitere Preiserhöhung hätte zu Verlusten für die Werke führen müssen. Ende Juni war der Roheisenmarkt fest bei weiter gebesserten Preisen.

Auf dem Halbzeugmarkt war die Geschäftstätigkeit zu Beginn des Monats wenig umfangreich. Die meisten Notierungen standen nur auf dem Papier. In vorgewalzten Blöcken bestand praktisch überhaupt kein Geschäft. In Knüppeln und Platinen war die Lage ein klein wenig günstiger, ohne daß man jedoch von umfangreicheren Abschlüssen sprechen könnte. Im Laufe des Monats besserte sich dann die Tätigkeit, und besonders in Platinen trat stärkere Nachfrage hervor. Ende Juni hatte sich der Halbzeugmarkt von allen Eisenzweigen am günstigsten gestaltet; bei steigenden Preisen konnten zahlreiche und meist eilige Aufträge gebucht werden. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ²⁾ :		
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	1. 6.	30. 6.
Vorgewalzte Blöcke, 120 bis 140 mm	570	575
Vorgewalzte Blöcke, 100 bis 120 mm	590	590
Knüppel, 60 mm und mehr	600	600
Knüppel, 50 bis 60 mm	630	615
Knüppel, unter 50 mm	650	640
Platinen, 30 kg und mehr	675	665
Platinen, unter 30 kg	655	630—650
Platinen, 10 bis 12 mm	670	660
Platinen, 10 bis 12 mm	690	680

Ausfuhr ²⁾ :		
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	3.- bis 3.1.-	3.1.- bis 3.2.-
Vorgewalzte Blöcke, 120 bis 140 mm	3.2.6 bis 3.3.-	3.3.6 bis 3.4.-
Vorgewalzte Blöcke, 100 bis 120 mm	3.3.6 bis 3.4.-	3.4.6 bis 3.5.-
Knüppel, 63 bis 102 mm	3.3.-	3.3.- bis 3.4.-
Knüppel, 51 bis 57 mm	3.2.-	3.2.6 bis 3.3.-
Platinen, 30 kg und mehr	3.4.-	3.6.-
Platinen, unter 30 kg	3.5.-	3.7.-
Röhrenstreifen, Grundpreis	4.10.-	3.17.6 bis 4.-

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk Osten, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

²⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Der Walzzeugmarkt war zu Beginn des Monats unübersichtlich, wodurch besonders Stabeisen, Walzdraht und Band-eisen beeinflusst wurden. Nur Träger behaupteten sich einigermaßen. Die Preise schwankten in einem Maße, daß es oft unmöglich war, sich ein zutreffendes Bild der Marktlage zu verschaffen. Um die Monatsmitte begann dann eine Aufwärts-entwicklung besonders in Stabeisen. Auch die Nachfrage nach Trägern und Walzdraht wurde besser. Gegen Ende des Monats nahm die Kauf tätigkeit erheblich zu, und die Preise zogen an. Besonders der Stabeisenmarkt war sehr lebhaft. Die Werke wurden zurückhaltender bei der Hereinnahme der Aufträge und forderten Preise bis zu £ 3.12.6, die jedoch von der Kund-schaft abgelehnt wurden. Obwohl es dadurch zu einigen Un-stimmigkeiten zwischen den Werken und ihren Abnehmern kam, entschlossen sich die letzteren zu erheblichen Käufen, um ihren dringenden Bedarf zu decken. Fest steht jedenfalls, daß die Verbraucher in den meisten Fällen kaum noch über Vorräte ver-fügen. Das Trärgeschäft besserte sich gleichfalls etwas, litt jedoch unter dem Angebot französischer Werke. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Belgien (Inland ¹⁾):		
Handelstabeisen	1. 6.	30. 6.
Träger, Normalprofile	630—640	640—650
Breitflanschträger	630—640	630
Winkel, Grundpreis	645—655	640
Gezogenes Rundeisen	640—645	640—645
Gezogenes Vierkanteisen	1200	1175
Gezogenes Sechskanteisen	1225	1200
Walzdraht	1300	1275
Federstahl	850	850
	1350—1450	1350—1450

Belgien (Ausfuhr ²⁾):		
Handelstabeisen	3.10.- bis 3.11.-	3.10.6 bis 3.11.-
Rippeneisen	3.12.- bis 3.13.-	3.12.- bis 3.13.-
Träger, Normalprofile	3.5.- bis 3.6.-	3.7.- bis 3.7.6
Breitflanschträger	3.6.- bis 3.7.-	3.8.6 bis 3.9.-
Große Winkel	3.8.- bis 3.9.-	3.9.- bis 3.10.-
Mittlere Winkel	3.9.- bis 3.10.-	3.10.- bis 3.11.-
Kleine Winkel	3.10.- bis 3.11.-	3.11.- bis 3.12.-
1/4 zölliges Rund- und Vierkanteisen	3.19.- bis 4.1.-	3.16.- bis 3.19.-
3/16 zölliges Rund- und Vierkanteisen	4.1.- bis 4.3.-	4.- bis 4.2.6
Wärmegewalztes Bandeseisen, 1,5 mm	4.3.- bis 4.6.-	4.- bis 4.2.6
Kaltgewalztes Bandeseisen, 22 B. G.	7.7.6 bis 7.10.-	7.5.- bis 7.7.6
Kaltgewalztes Bandeseisen, 24 B. G.	7.12.6 bis 7.13.-	7.10.- bis 7.12.6
Kaltgewalztes Bandeseisen, 26 B. G.	7.17.6 bis 8.-	7.15.- bis 7.17.6
Gezogenes Rundeisen	6.7.6	6.10.-
Gezogenes Vierkanteisen	6.12.6	6.15.-
Gezogenes Sechskanteisen	7.-	7.2.6
Schienen	6.10.-	6.10.-
Laschen	8.10.-	8.10.-

Luxemburg (Ausfuhr ²⁾):		
Handelstabeisen	3.9.6 bis 3.10.6	3.11.- bis 3.11.6
Träger, Normalprofile	3.5.- bis 3.5.6	3.7.6 bis 3.8.-
Breitflanschträger	3.6.6 bis 3.7.-	3.8.6 bis 3.9.-
1/4 zölliges Rund- und Vierkanteisen	3.19.6 bis 4.1.-	3.16.6 bis 3.19.6

Der Schweißstahlmarkt blieb fast während des ganzen Monats schwach. Der Auftragseingang war durchaus ungenügend und reichte nicht zu einem regelmäßigen Betrieb der Werke. Im Laufe des Monats kamen nur in einigen Sondersorten Bestel-lungen herein. Auch aus der Wiederbelebung der anderen Eisen-zweige konnte der Schweißstahlmarkt keinen Nutzen ziehen; sowohl im Inlands- als auch im Auslandsgeschäft blieb die Tätig-keit gering. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :		
Schweißstahl Nr. 3, beste Qualität	1. 6.	30. 6.
Schweißstahl Nr. 3, gewöhnliche Qualität	700	690—700
Schweißstahl Nr. 4	635—640	640—650
Schweißstahl Nr. 5	1200	1200
Schweißstahl Nr. 5	1400	1375
Ausfuhr ¹⁾ :		
Schweißstahl Nr. 3, beste Qualität	3.11.6 bis 3.13.-	3.11.- bis 3.12.-
Schweißstahl Nr. 3, gewöhnliche Qualität	3.7.- bis 3.7.6	3.8.-

Auf dem Blechmarkt konnten sich zu Beginn des Monats lediglich Feinbleche behaupten; in allen übrigen Blechsorten war die Geschäftstätigkeit gering. Erst in den allerletzten Tagen des Monats machte sich eine Wiederbelebung bemerkbar. Grob-bleche wurden allerdings weniger gefragt. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :		
Gewöhnliche Thomasbleche:		
5 mm und mehr	1. 6.	30. 6.
3 und 4 mm	740—750	735—740
Sonder-Thomasbleche, gegläht und ge-richtet:	760—770	755—760
0,5 mm (erste Wahl)	1800	1700
0,7 mm	1700	1600
0,9 mm	1600	1500
1,2 mm	1500	1400
1,5 mm	1400	1350
2,0 mm	1300	1300
Polierte Thomasbleche, 0,5 mm und mehr	2700	2700

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Ausfuhr):	1. 6.	30. 6.
Gewöhnliche Thomasbleche:		
4,76 mm und mehr	4.3- bis 4.3.6	4.1- bis 4.1.6
3,18 mm	4.3.6 bis 4.4.6	4.1.6 bis 4.2.-
2,4 mm	4.7.- bis 4.8.6	4.1.2- bis 4.1.2.6
1,6 mm	4.14.- bis 4.15.6	4.1.5- bis 4.1.7.6
1,0 mm (geglüht)	6.2.6 bis 6.5.-	6.1.5- bis 6.1.7.6
0,5 mm (geglüht)	8.- bis 8.2.-	7.1.7.6 bis 8.-
Verzinkte Wellbleche, 0,63 mm	10.2.6	10.-
Verzinkte Wellbleche, 0,5 mm	11.7.6	11.10.-

Der Markt für Draht und Drahterzeugnisse zeigte keine Merkmale der Besserung. Das Auslandsgeschäft war durch den Wettbewerb stark umstritten bei weiter nachgebenden Preisen. Im Inlande konnten zwar die Notierungen aufrecht erhalten werden, Abschlüsse waren jedoch ganz unbedeutend. Es kosteten in Fr je t:

Drahtstifte	1700
Blanker Draht	1550
Angelassener Draht	1700
Verzinkter Draht	2100
Stacheldraht	2150

Auf dem Schrottmarkt war die Nachfrage unbedeutend; andersseits weigerten sich die Lagerhalter, zu den augenblicklichen Preisen zu liefern. Im Laufe des Monats wurden die Ausfuhrerlaubnisse rückgängig gemacht; man erwartet hierdurch in nächster Zeit eine Besserung der Nachfrage. Es kosteten in Fr je t:

	1. 6.	30. 6.
Sonderschrott	285-295	285-290
Hochofenschrott	270-280	270-275
Siemens-Martin-Schrott	260-270	260-270
Drehspäne	200-210	200-210
Schrott für Schweißstahlpakete	270-280	270-280
Schrott für Schweißstahlpakete (Seiten- und Deckstücke)	280-290	280-290
Maschinenguß erster Wahl	380-390	370-380
Maschinenguß zweiter Wahl	360-370	340-360
Brandguß	315-325	300-310

Die Lage des englischen Eisenmarktes im Juni 1931.

Die Geschäftslage auf dem britischen Eisen- und Stahlmarkt hat in der ersten Junihälfte den tiefsten Stand seit Dezember 1930 erreicht. Der Umfang der von den Londoner Ausfuhrhäusern erteilten Aufträge ging erheblich zurück und wurde auch durch die zunehmende Tätigkeit auf dem heimischen Markt nicht ausgeglichen. Die Lagerhalter ließen ihre Vorräte auf ein Mindestmaß zusammenschumpfen und begnügten sich damit, sie durch ganz geringfügige Käufe zu ergänzen. Der Maschinenbau kaufte praktisch nichts, da während des größeren Teils des Monats schwere Befürchtungen wegen Lohnstreitigkeiten und damit verbundenen Arbeitsniederlegungen in der Maschinenindustrie bestanden. Die Schiffbauindustrie, die für die Eisen schaffende Industrie von besonderer Bedeutung ist, war in ganz besonders gedrückter Lage. An Clyde und Tyne waren die wenigen in Bau befindlichen Schiffe schnell fertiggestellt, und zu Ende des Monats war kein einziges Schiff mehr in Arbeit. Später erhielt eine Clyde Firma einen Auftrag aus Portugal auf vier Torpedoboote; auch waren einige Anfragen nach Dampfschiffen im Umlauf. Die Schiffsbauer erhoben Einspruch dagegen, daß die Walzwerke an den Preisen festhielten, und verschiedene Schiffbauern sollen sich mit dem Gedanken tragen, auf das britische Stahl-Rabattschema zu verzichten, wenn die Preise nicht auf der Juliversammlung der Stahlwerks-Vereinigung herabgesetzt werden. Politische Ereignisse zu Beginn des Monats trugen mittelbar zu dem Tiefstand bei, insbesondere der vorläufige Bericht des Ausschusses zur Untersuchung der Ausgaben für die Arbeitslosenversicherung, der einen geradezu hoffnungslosen Stand der Zahlungsfähigkeit feststellt; Aenderungsvorschläge wurden von der Regierung unbeachtet gelassen, auch keine der politischen Parteien scheint gewillt, dieses Problem zu meistern. Ferner verursachte die Lage in Deutschland allgemeines Unbehagen. Zu Mitte des Monats herrschte vollkommene Mutlosigkeit, und in dieser Zeit war es den Händlern fast unmöglich, Geschäfte zu tätigen. In der dritten Juniwoche setzte eine leichte Besserung ein. Das Sinken der Festlandspreise ließ nach; eine etwas bessere Stimmung wurde von einigen Ausfuhrmärkten berichtet, und schließlich machte der Vorschlag des Präsidenten Hoover auf Aufschub der Kriegsschuldenzahlungen einen ausgezeichneten Eindruck. Es wurden mehr Aufträge erteilt, und eine lang vermißte günstige Beurteilung der Marktlage machte sich bemerkbar. Die Vergebung umfangreicher russischer Aufträge nach Deutschland trug dazu bei, die Stimmung auf dem Markte zu bessern. Die Preise für Festlandsstahl zogen in den letzten Junitagen verschieblich um 2/- bis 3/- sh je t an,

¹⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

und einige Festlandswerke lehnten Aufträge ab, wenn nicht Spezifikationen innerhalb zehn Tage versprochen wurden.

Abgesehen von dem erwähnten Auftrag auf vier Torpedoboote für die portugiesische Regierung kamen nur sehr wenig Ausfuhraufträge herein. Bemerkenswert war eine Bestellung auf Schmiedestücke für Kanada, die bisher von amerikanischen Stahlwerken geliefert wurden. Die Ausfuhrhändler klagten bis Ende Juni sehr über den Mangel an Geschäft; viele Stahlwerke arbeiteten nur mit einem kleinen Teil ihrer Anlagen.

Die Verhältnisse auf dem Erzmarkt wollen sich anscheinend nicht mehr bessern. Geschäft bestand im Juni fast kaum, und die tatsächlichen Lieferungen erfolgten alle auf alte Verträge hin. Zu Monatsbeginn lagen die Preise für bestes Bilbao Rubio schwach bei 15/3 sh cif für sofortige Lieferung mit einer Fracht Bilbao-Middlesbrough von 4/3 sh. Der Preis für nordafrikanischen Roteisenstein betrug nominell 15/9 sh cif und die Fracht frei Tees-Häfen ungefähr 5/9 sh. Um die Monatsmitte wurden Nachlässe für zukünftige Geschäfte gewährt, um dem erwarteten Anziehen der Frachten zu begegnen. Ende Juni standen die Preise auf dem Papier; bestes Bilbao Rubio ging zurück auf 15/- sh und nordafrikanischer Roteisenstein auf 15/6 sh.

Das Geschäft in Roheisen war, bei allerdings nur kleinem Umfang, stetig. Die Preise blieben während des ganzen Monats unverändert, da die Werke hartnäckig an ihnen festhielten und sie nur außerhalb ihrer eigenen Bezirke ermäßigten, um mit den dortigen Werken in Wettbewerb treten zu können. Die Clevelandwerke insbesondere behaupteten ihre Preise auf der Grundlage von 58/6 sh fob und frei Eisenbahnwagen für Cleveland-Gießereihoheisen Nr. 3, trotz des Widerspruchs der Verbraucher im Middlesbrougher Bezirk. Sie setzten aber die Preise in Schottland und Lancashire erheblich herab, um dort Geschäfte abzuschließen, hatten allerdings dabei keinen besonderen Erfolg. Andererseits bereiteten die mittellenglischen Werke heftigen Wettbewerb im Cleveland-Bezirk, und obwohl sie ihre Zonenpreise von 62/6 sh für Northamptonshire-Gießereihoheisen Nr. 3 und 66/- sh für Derbyshire-Gießereihoheisen Nr. 3 frei Black Country-Stationen aufrecht erhielten, nahmen sie im Cleveland-Bezirk Aufträge unter diesen Preisen an. Man ist allgemein der Ansicht, daß auch eine Preisermäßigung keine Geschäfte bringen würde, da es den weiterverarbeitenden Werken sehr schlecht ginge und keine Aussicht auf baldige Besserung bestünde. Die Nachfrage nach britischem Roheisen vom Ausland war unbedeutend; tatsächlich nahmen die Verbraucher nur Mengen auf frühere Verträge hin ab, was zu der Befürchtung Veranlassung gab, daß nach deren Erfüllung die Lagerbestände schnell anwachsen würden. Verhältnismäßig geringe Mengen Festlands-Gießereihoheisen wurden von britischen Verbrauchern gekauft; denn allgemein gesprochen waren die Preise von 47/- bis 48/- sh für Gießereihoheisen Nr. 3 und 46/- bis 47/- sh für basisches Roheisen zu hoch, um die Käufer anzureizen.

Die Lage auf dem Halbzeugmarkt verschlechterte sich im Berichtsmonat fortgesetzt. Zu Monatsbeginn behaupteten die britischen Werke, obwohl sie heftigem Wettbewerb bei geringer Nachfrage ausgesetzt waren, ihre Preise ziemlich fest auf £ 5.2.6 für Knüppel und £ 5.- für Platinen. Die Mehrzahl der Aufträge, die sie hereinbekamen, bezog sich auf geringe Mengen zu sofortiger Lieferung; auch nach Stahlknüppeln besserer Güte bestand geringe, aber stetige Nachfrage. Die Preise für Festlands-halbzeug in Thomasgüte betragen: für acht- und mehrzöllige vorgewalzte Blöcke £ 2.19.-, für sechs- bis siebenzöllige £ 3.-, für zwei- und zweieinviertelzöllige Knüppel £ 3.3.-, für zweieinhalb- bis vierzöllige Knüppel £ 3.2.-, für leichte Platinen £ 3.4.- und für schwere £ 3.3.6. Die Notierungen für vorgewalzte Blöcke änderten sich nicht sehr, wogegen die Knüppelpreise auf £ 3.1.- für zweieinhalb- bis vierzöllige abbröckelten; der Markt befand sich jedoch in so schlechter Verfassung, daß zwei- und zweieinviertelzöllige Knüppel zum gleichen Preise zu haben waren. In der zweiten Juniwoche wurde der Markt durch die Nachricht beunruhigt, daß ein Auftrag auf 5000 t zweizöllige Knüppel von einem französischen Werk zu £ 2.19.- übernommen worden sei. Der Platinenpreis sank auf £ 3.3.- für leichte und schwere Platinen, doch sollen auch Aufträge zu £ 3.2.6 für leichte Platinen von einigen Werken angenommen worden sein. Die Händler zogen aus dieser Marktlage Nutzen und konnten sich im allgemeinen mit guter Gewinnspanne eindecken. Die britischen Werke glaubten, daß durch die niedrigen Preise für Festlandsstahl ein Druck auf ihre eigenen Preise ausgeübt werden sollte; Geschäfte in englischen Knüppeln und Platinen sollen indessen unter £ 4.15.- abgeschlossen worden sein. Dadurch, daß sich eine Anzahl festländischer Werke, hauptsächlich deutsche Werke, vom Markt zurückzogen oder Preise forderten, die beträchtlich über den herrschenden lagen, machte sich in der dritten Juniwoche

Zahlentafel 1. Die Preisentwicklung am englischen Eisenmarkt im Juni 1931.

	5. Juni		12. Juni		19. Juni		26. Juni	
	Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d	Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d	Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d	Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d
Gießereirohisen Nr. 3	2 18 6	2 7 0	2 18 6	2 7 0	2 18 6	2 7 0	2 18 6	2 7 0
Basisches Roheisen	2 16 0	2 6 0	2 16 0	2 6 0	2 16 0	2 6 0	2 16 0	2 6 0
Knüppel	5 2 6	3 3 0	5 2 6	3 1 0	5 0 0	3 2 0	5 0 0	3 3 0
Platinen	5 0 0	3 4 0	5 0 0	3 3 0	5 0 0	3 3 0	5 0 0	3 6 0
Walzdraht	7 10 0	4 . . .	7 10 0	4 . . .	7 10 0	4 . . .	7 10 0	4 . . .
Stabeisen	6 15 0	3 10 0	6 15 0	3 8 0	6 10 0	3 6 0	6 10 0	3 8 6

eine bessere Stimmung bemerkbar. In den letzten Monatstagen zogen denn auch die Preise um 1/— oder 2/— sh an, aber auch zu diesen höheren Preisen waren wenig Verkäufer vorhanden. Die Notierungen lauteten auf £ 3.1.— für sechs- bis siebenzöllige vorgewalzte Blöcke, auf £ 3.— für acht- und mehrzöllige, auf £ 3.3.— bis 3.3.6 für zwei- und zweieinviertelzöllige Knüppel, auf £ 3.2.— bis 3.2.6 für zweieinhalb- bis vierzöllige, auf £ 3.6.— bis 3.6.6 für leichte und £ 3.4.— für schwere Platinen.

Die Preise für Fertigerzeugnisse zeigten eine ausgesprochenere Neigung zum Sinken als die Halbzeugpreise. Zwar wurden die vom Verband festgesetzten Preise beibehalten, doch waren hier und da Händler in der Lage, unter den Marktpreisen zu verkaufen. Die Preise für verbandsfreie Erzeugnisse gingen jedoch heftig zurück. Dünnes Stabeisen zum Weiterverwalzen sank z. B. auf £ 6.— fob, während einige Werke den Preis auf 6.2.6 behaupteten. Tatsächlich wurde jedoch der Preis von £ 6.— gelegentlich noch unterboten. Infolgedessen setzten die Werke, die ihren eigenen Stahl verwalzen, ihren Preis für verbandsfreies dünnes Stabeisen auf £ 5.10.— herab. Der Preissturz in britischem Werkstoff war jedoch nicht so heftig wie in festländischem. Anfang Juni kostete festländisches Handelsstabeisen £ 3.10.—; es sollen sogar noch billigere Abschlüsse zustande gekommen sein. Britische Normalprofilträger gingen zurück auf £ 3.7.— und Normalprofile auf £ 3.5.6 bis 3.6.— $\frac{3}{16}$ - bis $\frac{1}{4}$ -zölliges Rund- und Vierkantisen notierte £ 3.18.—, $\frac{3}{16}$ - bis $\frac{7}{16}$ -zölliges £ 3.15.—, zweizölliges Winkeleisen £ 3.8.—, $\frac{1}{8}$ -zölliges Grobblech £ 4.4.6 und $\frac{3}{16}$ -zölliges £ 4.—. Später fiel der Stabeisenpreis nach und nach auf £ 3.8.—, 3.7.—, 3.6.—, und endlich wurden £ 3.5.— in einigen Fällen bewilligt. Britische Normalprofilträger bröckelten auf £ 3.6.— und dann auf £ 3.5.— ab, während Normalprofile 1/— sh billiger wurden. Zweizölliges Winkeleisen wurde zu £ 3.7.— und $\frac{1}{8}$ -zölliges Thomasblech zu £ 4.1.— gehandelt, während $\frac{3}{16}$ -zölliges £ 3.17.6 kostete. In der dritten Monatswoche wurden einige Stabeisenverkäufe nach Indien zu £ 3.3.— bis 3.4.— abgeschlossen, aber sonst schienen die Preise wieder fester zu werden. Gegen Schluß setzte dann die Wiederbelebung, wie auch bei allen anderen Eisenzweigen, auf Grund der Hooverschen Maßnahmen und der Russengeschäfte ein. Die Wirkung war verblüffend. Handelsstabeisen stieg auf mindestens £ 3.8.6, und die großen luxemburgischen und französischen Verkaufsorganisationen verweigerten Aufträge zu £ 3.10.—; deutsche Werke verlangten £ 3.15.—. Indien begann zu kaufen, und infolgedessen wurden die Lieferfristen länger; Schiffsraum war schwer vor September erhältlich. Britische Normalprofilträger notierten £ 3.8.— bis

3.9.— am Monatsschluß und Normalprofile ungefähr $\frac{1}{6}$ sh weniger. Eine Anzahl Verkäufer gab $\frac{3}{16}$ - und $\frac{1}{4}$ -zölliges Rund- und Vierkantisen zu £ 3.17.6 und $\frac{3}{16}$ - bis $\frac{7}{16}$ -zölliges zu £ 3.15.— bis 3.16.— ab. Winkeleisen lag ziemlich fest bei £ 3.8.— bis 3.9.—. Der Grobblechmarkt wurde nicht so stark von dem Aufschwung berührt; für Thomasbleche wurden £ 4.5.— bis 4.6.— verlangt und für $\frac{3}{16}$ - und mehrzölliges Grobblech £ 4.— bis 4.2.—. Kennzeichnend für den Markt für verzinkte Bleche war der heftige Wettbewerb zwischen britischen und belgischen Werken. Die britischen Preise sanken allmählich von £ 10.— auf 9.15.— und weiter auf £ 9.12.6 fob für 24-G.-Wellbleche in Bündeln, Ende des Berichtsmonats forderten die belgischen Werke sogar nur noch £ 9.7.6 fob. Der Weißblechmarkt war im ganzen Juni wegen der Auflösung des Verbandes in Unordnung; Aufträge waren selten. Zu Monatsschluß setzte eine plötzliche Wiederbelebung der Nachfrage ein; einige ausländische Abnehmer von Weißblech, die anscheinend ihre Aufträge zurückgehalten hatten, drängten auf schnelle Lieferung, was aber tatsächlich unmöglich war, da nur geringe Vorräte vorhanden waren. Die Belebung blieb ohne Einfluß auf den Preis, der von 14/— bis $14\frac{2}{3}$ sh fob für die Normalkiste 20×14 zu Beginn auf $13\frac{1}{2}$ bis $13\frac{2}{3}$ sh zu Ende des Monats fiel.

Ueber die Preisentwicklung im einzelnen unterrichtet obenstehende Zahlentafel 1.

Die Lage des deutschen Eisenmarktes im Juni 1931. —

Der Stahlwerks-Verband berichtet, daß das Inlandsgeschäft in allen seinen Abteilungen in den letzten Wochen im großen und ganzen das gleiche geblieben ist wie im Vormonat. Der Auslandsmarkt zeigt in den letzten Tagen ein etwas freundlicheres Bild, das sich auch in kleineren Preissteigerungen ausdrückt. An dem Abschluß für Rußland sind die Abteilungen Halbzeug, Formeisen, Stabeisen, Grobblech, Mittelblech und Universalisen beteiligt. Diese russischen Aufträge bieten einen Ausgleich für den Ausfall an Arbeit aus dem allgemeinen Ausfuhrmarkt. Die Geschäftstätigkeit beim Feinblechverband blieb im Berichtsmonat weiterhin sehr ruhig. Immerhin ist der Gesamtauftragsengang gegenüber Mai etwas besser geworden.

United States Steel Corporation. — Der Auftragsbestand des Stahltrustes nahm im Mai 1931 gegenüber dem Vormonat um 281 714 t oder 7,1 % ab. Am Monatschlusse standen 3 678 379 t unerledigte Aufträge zu Buch gegen 3 960 093 t Ende April 1931 und 4 124 175 t Ende Mai 1930.

Buchbesprechungen¹⁾.

200 Jahre J. A. Henckels, Zwillingswerk, Solingen, 13. Juni 1731 — 13. Juni 1931. (Gesamtleitung: Dr. Kurt Th. Friedländer. Manuskript: Dr. Freiherr von Wechmar.) (Mit zahlr. Abb.) [Solingen: Selbstverlag] (1931). (Ohne Seitenzählung.) 8°.

Dieses Buch ist aus einem Anlaß ganz seltener Art erschienen: zur Erinnerung an den 13. Juni des Jahres 1731, an dem Peter Henckels den Zwilling, die weltbekannte Schutzmarke des Hauses J. A. Henckels, in die Zeichenrolle der Solinger Messermacher eintragen ließ. Es erzählt in knapper Form — vielfach schlagwortartig — die Geschichte des Hauses Henckels; auch der bildliche Teil des Buches ist gleichgerichtet eingestellt, so daß Wort und Bild sich hier zu einem geschichtlichen Kunterbunt vereinigen. Das Buch will beileibe keine ernsthafte Geschichte der Firma sein. Daß die Firma Henckels aber auch dafür Sinn hat, hat die vor einigen Jahren erschienene, von Heinrich Kelleter verfaßte „Geschichte der Familie J. A. Henckels“²⁾ bewiesen, die, über ihren Rahmen hinauswachsend, zu einer Geschichte der Solinger Industrie geworden ist. Hier aber gibt's leichte Kost;

denn das Buch ist für einen möglichst großen Leserkreis gedacht und seiner Ausstattung gemäß dazu bestimmt, auch als Werbeschrift verwendet zu werden, da es noch eine Reihe von Anzeigen enthält, die einen Begriff von der Weitläufigkeit des Henckelschen Stahlwarengeschäfts vermitteln. Eines sei noch hervorgehoben: Die Firma Henckels versorgt sich als einziges Werk der Messer und Scheren erzeugenden Industrie auf der ganzen Erde selbst mit dem Stahl, den sie verarbeitet. Die Inbetriebnahme des eigenen Stahlwerks erfolgte durch Johann Abraham Henckels jun. vor mehr als sechzig Jahren; sie zeugt von dem zukunftsclaren Blick dieses einstigen Leiters des Zwillingswerkes.
H. Dickmann.

Klosse, Ernst, Dipl.-Ing., Fachlehrer an den Technischen Lehranstalten der Stadt Dessau: Das Lichtbogenschweißen. Eine Einführung in die Technik des Lichtbogenschweißens. Mit 65 Abb. im Text. Berlin: Julius Springer 1931. (56 S.) 8°. 2 R.M.

(Werkstattbücher für Betriebsbeamte, Vor- und Facharbeiter. Hrg. von Dr.-Ing. Eugen Simon. H. 43.)

Das Heft soll, wie auch im Vorwort ausgesprochen ist, dem werdenden Schweißer und dem in Schweißen weniger geschulten Betriebsmanne als Leitfaden für Schweißarbeiten dienen. Diesem Zwecke trägt das Heft in seiner gedrängten Form, klaren Sprache

¹⁾ Wer die Bücher zu kaufen wünscht, wende sich an den Verlag Stahlisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664.

²⁾ Vgl. St. u. E. 45 (1925) S. 966/67.

und vorbildlichen Gliederung zweifellos Rechnung. Ohne näher auf seinen Inhalt, an dem rein sachlich das eine oder andere vielleicht auszusetzen wäre, einzugehen, sei hervorgehoben, daß es ein Unding ist, in einigen Abschnitten an die Vorbildung des Lesers größere Anforderungen zu stellen, als dem Durchschnitt des Buches entspricht. Schon aus diesem Grunde dürfte der Abschnitt „Berechnung von Schweißverbindungen“ vollkommener überflüssig sein. Zudem ist der Abschnitt für den reinen Schweißfachmann zu wenig erläutert und bietet dem Konstrukteur zu wenig.

So begrüßenswert auch die Zusammenstellung der Vorschriften für die Ausführung von Schweißkonstruktionen ist, so ist doch zu beachten, daß sie noch im Zustande der Entwicklung stehen und zum Teil jetzt schon überholt sind. Wertvoll sind die Angaben über die Punkte, die man bei der Kostenberechnung von Schweißkonstruktionen berücksichtigen muß. Daß man, wie in Abschnitt S erwähnt, Schweißaggregate auch zum Aufbauen von Wasserleitungen usw. benutzen kann, dürfte in einem Buche über Schweißtechnik zu nichts dienen. Die angeführten Mängel sind jedoch nicht dazu angetan, den Wert des Heftes für den Schweißer zu schmälern.

W. Lohmann.

Macrae, A. E., Major, O. B. E., p. a. c., Royal Artillery: Overstrain of metals and its application to the autofrettage process of cylinder and gun construction. (With 246 fig.) London (W. C. 2, Adastral House, Kingsway): His Majesty's Stationery Office 1930. (IX, 378 p.) 8°. Geb. £ 1.1.—.

Das Buch behandelt die Anwendung der Autofrettage oder Selbstschrumpfung bei offenen und geschlossenen Zylindern, die einem hohen Innendruck ausgesetzt werden. Dieses Verfahren bewirkt eine bleibende Aufweitung der Zylinder und Eigenspannungen in der Wand zur Erhöhung der elastischen Widerstandsfähigkeit gegen Innendruck. Vor allem geht es auf die Herstellung von Geschützrohren nach diesem Verfahren ein. Das Buch stellt eine wertvolle Bereicherung des einschlägigen Schrifttums dar und gibt auch dem Technologen manches Wissenswerte. Die Erfassung der Vorgänge bei der Selbstschrumpfung der Rohre, besonders auch die Feststellung der Eigenspannungen der Rohrwand, erscheint im Vergleich zu der geschlossenen Durchführung der vorbereitenden Festigkeitsversuche etwas lückenhaft. Bemerkenswert ist die offene Darstellung, die sich namentlich bei den eingehenden Angaben der Zusammensetzung, Behandlung und Eigenschaften der Werkstoffe zeigt; dadurch gewinnt das Buch für den Praktiker außerordentlich an Wert.

Dr.-Ing. H. Klein.

Nelles, Philipp: Die Probleme der deutschen Gaswirtschaft unter besonderer Berücksichtigung der Selbstkostenrechnung. (Mit 3 Tafelbeil.) Gelnhausen 1930: (Drucker) F. W. Kalbfleisch. (125 S.) 8°.

Frankfurt am Main (Univ.), Wirtschaftswissenschaftl. Diss.

Der Verfasser bespricht die Fragen der kommunalen Gas-erzeugung und des Ferngases mit einer wohlthuenden Unparteilichkeit, die bei Behandlung dieses Gegenstandes leider nicht immer zu finden ist, und bemüht sich, auch sonst über den Dingen zu stehen. Zu kurzer Unterrichtung über die Streitfrage und ihre Lösungsmöglichkeiten ist die Schrift vortrefflich geeignet. Der Verfasser kommt zu der sehr vernünftigen Lösung, daß alle Teile zusammengehen sollten, und daß die Ferngasversorgung mit der Gruppen-gasversorgung wirtschaftlich arbeitender Kommunalwerke verbunden werden solle. Wertvoll sind die zahlreichen statistischen Angaben.

Ru.

Frobenius, Leo: Erythraä. Länder und Zeiten des heiligen Königsmordes. Mit 57 teils mehrfarbigen Tafeln, 1 Karte, 99 Textfig., Plänen und Skizzen. Berlin und Zürich: Atlantis-Verlag 1930. (368, VII S.) 8°. Geb. 16,50 RM.

Der Leiter des Instituts für Kulturmorphologie in Frankfurt berichtet über die Ausbeute seiner 9. Afrikareise 1928/30. Aus Felszeichnungen, Gräberfunden, Ruinen, aus Sagen, Märchen und Legenden errichtet er ein Bild einer alten Kultur im süd-östlichen Afrika, deren Beziehungen zu Babylonien und anderen Gegenden er außerdem feststellt. Wie bei allen andern Büchern von Frobenius bedeutet die Durchsicht dieses Bandes auch für einen diesem Gebiete Fernstehenden einen hohen Genuß. Für den Metallurgen von besonderer Bedeutung und überraschend sind die Feststellungen über die metallurgische Technik im „vorgeschichtlichen“ Afrika etwa im Gebiet von Rhodesia. Lange vor Ankunft der Europäer wurde hier bereits ein ausgedehnter Bergbau besonders auf Zinn getrieben, „so intensiv, daß sämtliche Männer, die sich fachmännisch in diesen Ländern mit Metallproduktion beschäftigen, sich ausnahmslos in gleicher Bewunderung über die abgeschlossene Leistung der Vergangenheit aussprachen“.

Die Bergwerke müssen, wie sichere Kennzeichen andeuten, mehr als 1000 Jahre alt sein. Benutzt wurde Zinn und Kupfer offenbar zur Herstellung von Bronzen, die zu Draht, Speerspitzen, Perlen, Messern usw. verarbeitet wurden; in solchen Bronzenfunden wurde der Kupfergehalt zwischen 74 und 95 %, meist zwischen 87 und 90 % festgestellt. Daneben aber steht auch bemerkenswerter Weise eine Anzahl von Eisenfunden, vor allem Meißeln, die aus kohlenstoffarmen (0,1 % C) und kohlenstoffreichen (bis 0,8 % C) Schichten eines in primitiver Weise gewonnenen Eisens hergestellt sind; auch Fälle von Härtung durch Abschrecken finden sich. Frobenius zieht den Schluß, daß hier das Eisen bereits zu früheren Zeiten bekannt war als in Europa. Besonders anzuerkennen ist, daß Frobenius von seinen Metallfunden eine ganze Anzahl der chemischen und metallographischen Untersuchung überwies, wodurch die Stücke zwar mindestens teilweise zerstört wurden, aber doch wesentliche Gesichtspunkte gerade für kulturmorphologische Überlegungen erbrachten.

E. H. Schulz.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Aus den Fachausschüssen.

Mittwoch, den 15. Juli 1931, 15.30 Uhr, findet im Eisenhüttenhaus, Düsseldorf, Breite Str. 27, die

34. Vollsitzung des Hochofenausschusses statt mit folgender

Tagesordnung:

1. Geschäftliches.
2. Bauart und Schüttung der auf deutschen Hochofenwerken gebräuchlichen Gichtverschlüsse. Berichterstatter: Dr.-Ing. P. Reichardt, Düsseldorf.
3. Richtlinien für den wirtschaftlichen Vergleich von Gichtgasreinigungsanlagen. Berichterstatter: Dr.-Ing. F. Lüth, Siegen.
4. Verschiedenes.

Änderungen in der Mitgliederliste.

Etling, Friedrich, Ingenieur der Alsdorfer Hütte, Düsseldorf-Oberkassel, Kaiser-Wilhelm-Ring 6.

Funk, Walter, Obering. u. Prokurist der Fa. Mansfeld A.-G. für Bergbau u. Hüttenbetrieb, Eisleben, Bahnhofstr. 38.

Hoffmann, Wilhelm, Oberingenieur der Fa. Wilhelm Schwier, Ing.-Büro für Hüttenbau, Düsseldorf, Bismarckstr. 17.

Klute, Willy, Betriebsingenieur der Fa. Berg-Heckmann-Selve, A.-G., Altena (Westf.), Oststr. 4.

Matschoß, Conrad, Dr.-Ing. G. h., Dr. phil. h. c., Prof., Direktor des Vereins Deutscher Ingenieure, Berlin NW 7, Friedrich-Ebert-Str. 27.

Monden, Herbert, Dr.-Ing., techn. Direktor u. stellv. Vorst.-Mitgl. der Kattowitzer A.-G. für Bergbau u. Eisenhüttenbetrieb, Katowicka Sp. Akc. dla Gornictwa i Hutnictwa (Bismarckhütte), Hajduki Wielkie (Bismarckhütte), Poln. O.-S.

Müller, Karl, Dipl.-Ing., Erzkontrolle Vereinigte Stahlwerke u. Hoesch, Lulea (Schweden).

Munzinger, Max, Oberingenieur, Berlin-Cöpenick, Kaiserin-Auguste-Viktoria-Str. 1.

Oppenheuser, Julius, Oberingenieur, Saarbrücken 3, Obere Lauerfahrt 14.

Springer, Karl, Direktor der Fa. Stellawerk A.-G. vorm. Wilisch & Co., Köln; Bonn, Friedrich-Wilhelm-Str. 8a.

Wark, Nicolas Jean, Dr.-Ing., Sourth bei Heerlen (L.), Holland. Willners, Sven Harry, Berging., Fagersta Bruks A.-B., Abt. Klosterwerken, Langshyttan (Schweden).

Das Inhaltsverzeichnis zum 1. Halbjahresbande 1931 wird einem der Julihefte beigegeben werden.