P. 770/41/I

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute

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

unter Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. W. Steinberg für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 1 | 2. JANUAR 1941 | 61. JAHRGANG

BIBLIOTEKA POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

An der Schwelle des neuen Jahres gibt es für den deutschen Soldaten nur eine Blickrichtung: Vorwärts bis zum endgültigen Siege! In dem Gelöbnis, für dieses Ziel alle Kraft einzusetzen, fühlt die Front sich mit der Heimat auf das innigste verbunden. Wir Soldaten werden die Befehle unseres Obersten Befehlshabers auch im neuen Jahre mit demselben Angriffsgeist und mit derselben Härte ausführen wie bisher.

Von dem nördlichsten Vorposten der deutschen Wehrmacht erwidere ich die Grüße des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute auf das herzlichste. Wir wissen, daß die Heimat auch weiterhin das beste Schwert schmieden wird. Wir Soldaten sind stolz und dankbar, mit solcher Waffe für eine glückliche Zukunft des deutschen Volkes kämpfen zu dürfen.

Heil dem Führer und dem deutschen Volke!

General der Gebirgstruppen.

Die Entwicklung des Lichtbogen-Elektrostahlofens zum Großraumofen und seine metallurgische Anwendung.

Von Walter Rohland in Krefeld.

[Auszug aus dem Bericht Nr. 369 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

(Ueberblick über die Entwicklung der Elektrostahlerzeugung in den letzten Jahrzehnten und in den wichtigsten Ländern. Technische Entwicklung des Lichtbogenofens zum Großraumofen. Vergleich der ersten Oefen mit neuzeitlichen 15- und 30-t-Oefen. Ausführungsformen neuzeitlicher Lichtbogenöfen. Einfluß der technischen Entwicklung auf die Kennzahlen und Kosten dieser Oefen. Vergleich dieser Zahlen mit amerikanischen Werten. Sondererfahrungen mit den verschiedenen Ausführungsformen des Lichtbogenofens. Entwicklung des metallurgischen Verfahrens. Entwicklungsmöglichkeiten des Schmelzverfahrens im Lichtbogenofen. Verwendung des Schlackenmischverfahrens und des Niederfrequenzwirblers.)

Entwicklung der Elektrostahlerzeugung seit 1910.

Die Elektrostahlerzeugung hat sich in den letzten Jahren, besonders in Deutschland, eine Stellung erobert, die weit über das Gebiet der Qualitätsstahlerzeugung hinausreicht; sie hat einen Umfang angenommen, den noch vor zehn Jahren kaum jemand für möglich gehalten hätte. Wesentlich ist bei dieser Entwicklung die Tatsache, daß die führenden Männer des Elektroofenbaues schon bei der Aufstellung der ersten Oefen die Hauptanwendungsgebiete des Elektrostahlofens klar erkannten. Schon im Jahre 1910, also vor dreißig Jahren, schälten sich bereits die

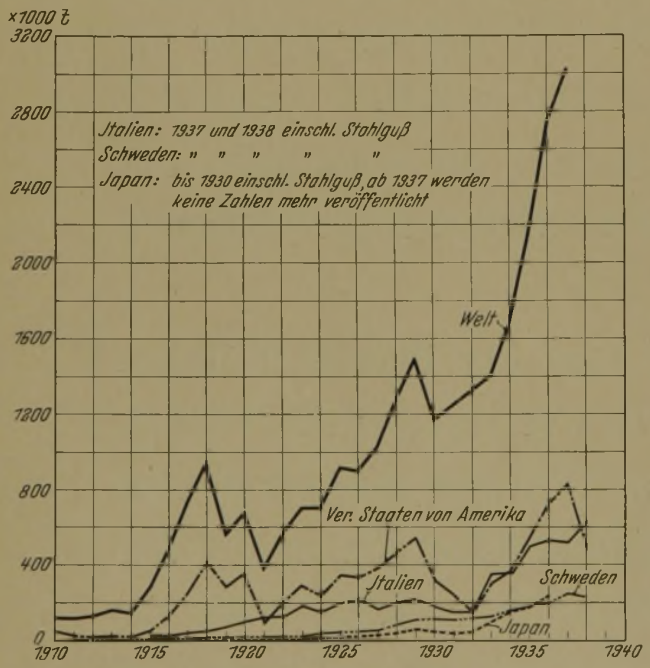


Bild 1. Die Entwicklung der Elektrostahlerzeugung in den Hauptindustrieländern.

auch heute noch gültigen vier Hauptanwendungsgebiete klar heraus:

1. Erzeugung von ausgesprochenem Edelstahl,
2. Herstellung von Sonderstahlguß,
3. Anwendung des Elektroofens als Veredlungsverfahren für Thomasstahl,
4. Anwendung des damals neuen Verfahrens zur Herstellung gewöhnlicher Massenstähle in kohlenarmen Ländern bei gleichzeitigem Vorhandensein billiger Wasserkräfte.

Vier Jahre nach Inbetriebnahme des ersten Ofens waren für die genannten Zwecke schon insgesamt 16 Oefen mit einem Fassungsvermögen von 65 t in Betrieb. In Deutschland betrug im gleichen Jahr, d. h. 1910, die Elektrostahlerzeugung 36 000 t. Hiervon entfielen 12 000 t auf die Anlage der damaligen Glockenstahlwerke zu Remscheid. Welch ungeheuren Aufschwung die Elektrostahlerzeugung seit der Aufstellung des ersten Lichtbogenofens genommen hat, geht am deutlichsten aus der Tatsache hervor, daß heute nach 33 Jahren die Welterzeugung an Elektrostahl die erstaunliche Höhe von rd. 4,5 Mill. t, d. h. rd. 4 % der Weltstahlgewinnung erreichte.

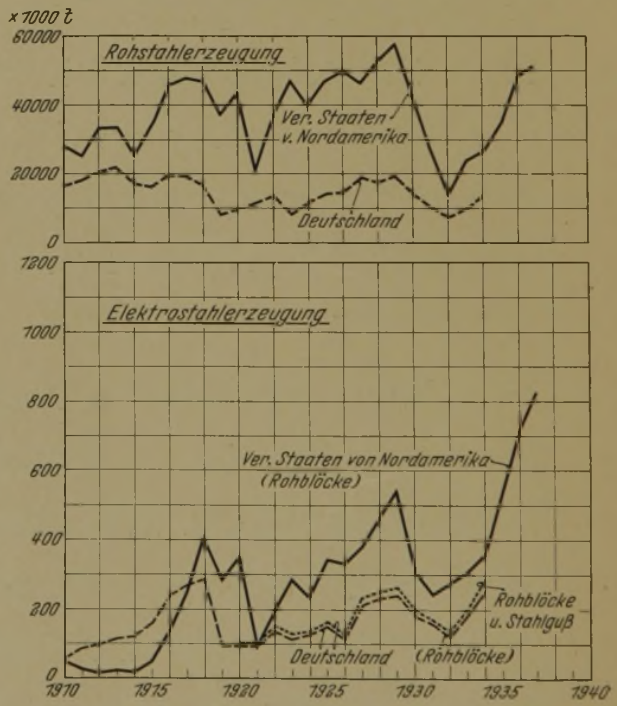


Bild 2. Die Entwicklung der Rohstahl- und Elektrostahlerzeugung in Deutschland und in Nordamerika.

Wie diese Entwicklung im einzelnen verlaufen ist, zeigen die *Bilder 1 und 2*, in denen die Entwicklung der Elektrostahlerzeugung (ohne Stahlguß) in den wichtigsten Industrieländern im Vergleich zur Welt-Elektrostahlerzeugung und die der Elektrostahlerzeugung in Deutschland und Nordamerika im Vergleich zur Gesamtstahlerzeugung der beiden Länder wiedergegeben ist. Der Anteil des Lichtbogenofens, das sei hier eingeschaltet, kann bei diesen Zahlen mit etwa 95 % angenommen werden. Die außerordentlich starke Aufwärtsbewegung der Elektrostahlerzeugung in Schweden, Italien und Japan *(Bild 1)* ist vor allem auf die Kohlenarmut dieser Länder, dann aber auch auf das gleichzeitige Vorhandensein von billigen Wasserkräften zurückzuführen; beschleunigt wurde diese Entwicklung noch durch

*) Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

die Notwendigkeit, den im eigenen Lande entfallenden Schrott zu verarbeiten. Beachtlich ist auch der in *Bild 2* wiedergegebene Vergleich der beiden Hauptindustrieländer, Deutschland und Nordamerika, im Verhältnis zur Gesamtstahlerzeugung der gleichen Länder. Man erkennt deutlich drei Entwicklungsabschnitte: die ersten acht Jahre, von 1910 bis 1918, umfassen die Zeit der Aufstellung und Entwicklung der ersten Oefen und der durch den Krieg bedingten starken Ausweitung der noch verhältnismäßig jungen Elektrostahlerzeugung. Der Anteil der Elektrostahlerzeugung betrug im Jahre 1918 in den Vereinigten Staaten 0,88 % an der Gesamterzeugung und in Deutschland 1,67 %. Der zweite Zeitabschnitt endet mit dem Jahre 1929 und war vor allem konjunkturbedingt. Der Anteil der Elektrostahlerzeugung blieb im Vergleich zur Gesamterzeugung der beiden Länder während dieser Zeit fast der gleiche. Die letzten zehn Jahre von 1929 bis heute brachten die entscheidende Aufwärtsentwicklung, besonders in Deutschland. Während sich in den Vereinigten Staaten der Anteil der Elektrostahlerzeugung auf 1,65 % der Gesamterzeugung hielt, stieg der Anteil der Elektrostahlerzeugung in Deutschland vom Jahre 1932 mit 1,6 % auf etwa 5,0 % im Jahre 1939. Die Gründe für diese Entwicklung der Elektrostahlerzeugung in Deutschland, die an den Siegeslauf des Thomasstahls gegen Ende des vorigen Jahrhunderts erinnert, liegen in folgendem:

1. Erhöhter mengenmäßiger Bedarf an Sonderstahl,
2. erhöhte gütemäßige Anforderungen an Baustahl und deshalb stärkere Verlagerung dieser Sorten vom Siemens-Martin-Ofen auf den Elektroofen,
3. Auswirkung der stärkeren Anwendung des Duplexverfahrens, d. h. Veredlung von Thomasstahl im Elektroofen,
4. Möglichkeit, im Elektroofen im stärksten Maße die im Schrott enthaltenen Legierungen zurückzugewinnen und selbst einen Schrott, der mit Phosphor und Schwefel sowie mit sonstigen unerwünschten Bestandteilen stark verunreinigt ist, auf Sonderstahl zu verarbeiten. Gerade dieser letzte Umstand ist bei der heutigen Rohstofflage in Deutschland für uns von ganz besonderer Bedeutung.

Geht man der Frage nach, durch welche Maßnahmen und Mittel diese starke Steigerung der Elektrostahlerzeugung erzielt worden ist, so läßt sich feststellen, daß sowohl die Steigerung der Leistungsfähigkeit der einzelnen Oefen als auch die stärkere Anwendung des Duplexverfahrens und schließlich — und das ist naturgemäß der Hauptgrund — die Erhöhung der Zahl der Oefen und die Vergrößerung der Ofenfassung die Ausweitung der Elektrostahlerzeugung ermöglicht haben.

a) Ueber die Steigerung der Leistungsfähigkeit der bereits vorhandenen Oefen, besonders durch Verbesserung der metallurgischen Verfahren und des technischen Wirkungsgrades, gibt *Bild 3* Aufschluß; es zeigt, daß z. B. bei den Deutschen Edelstahlwerken im Durchschnitt die Stundenleistung in der angeführten Zeitspanne um rd. 18 % gesteigert werden konnte, während die Gesamt-Monatsleistung durch Einschaltung von Mehrstunden, die allerdings bei den technischen Betrachtungen hier außer Ansatz bleiben müssen, sogar um 40 % stieg.

b) Das Duplexverfahren, vor allem die Zusammenarbeit zwischen Thomasbirne und Großraumlichtbogenofen hatte in den letzten Jahren an der Leistungssteigerung einen beachtlichen Anteil.

c) Leistungsausweitung durch die Aufstellung neuer Oefen und den gleichzeitigen Uebergang zu größeren Ofeneinheiten. Während im Jahre 1933 in Deutschland nur fünf 15-t-Oefen in Betrieb waren, stieg die Zahl dieser Ofengruppe im Jahre 1939 auf das Fünffache. An Großraumöfen, als solche werden hier Oefen mit über 20 t und mehr angesprochen, waren zwar im Jahre 1933 zwei veraltete Bauarten vorhanden, diese jedoch außer Betrieb. Erst im Jahre 1935 wurde der erste neuzeitliche Großraumofen in Betrieb genommen. Ab 1936 stieg die Zahl dieser großen Oefen laufend an.

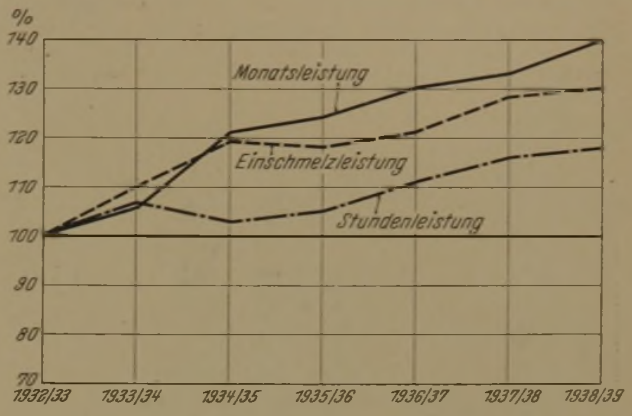


Bild 3. Leistungsentwicklung der untersuchten Lichtbogenöfen. (Ofengröße: 6, 8, 10 und 15 t.)

Technische Entwicklung des Lichtbogenofens zum Großraumofen.

Verfolgt man nun die Entwicklung, die der Lichtbogenofen von seiner Einführung bis zum neuzeitlichen Großraumelektroofen durchgemacht hat, so ist als wesentliche Tatsache zunächst festzuhalten, daß die alte Héroultsche Ofenbauart im Grundgedanken beibehalten worden ist. Zwischenzeitliche Abweichungen hiervon, wie z. B. Strahlungsofen, Trommelofen und Nathusius-Ofen mit Bodenelektroden, haben sich für den Schmelzbetrieb im allgemeinen nicht durchsetzen können. Es handelt sich deshalb heute bei allen im Betrieb vorhandenen Lichtbogenöfen grundsätzlich um den Dreiphasen-Drehstrom-Lichtbogenofen nach Bauart Héroult.

In Deutschland wurde der erste Elektrolichtbogenofen zur Erzeugung von Stahl mit einem Fassungsvermögen von 1500 kg am 17. Februar 1906 bei den Glockenstahlwerken zu Remscheid, vormals Stahlwerke Rich. Lindenberg, in Betrieb genommen, nachdem kurz vorher sowohl in Frankreich als auch in Nordamerika ähnliche Anlagen errichtet worden waren. In der im Jahre 1908 veröffentlichten Werksgeschichte der Glockenstahlwerke heißt es über die Einführung des Elektrostahlverfahrens wie folgt:

„Von besonderer Wichtigkeit sollte indessen für das Unternehmen das Jahr 1904 werden. Es brachte eine Umwälzung im Stahlerzeugungsverfahren, die nicht nur für das Werk, sondern für die gesamte deutsche Industrie bestimmend geworden ist, nämlich die Aufnahme der elektrischen Stahldarstellung. Dieses Verfahren war eine Erfindung des französischen Ingenieurs Dr. Paul Héroult. Eine deutsche Finanzgruppe übernahm für verschiedene Länder die Verwertungsrechte und trat Ende 1904 wegen der Verwertung dieser Rechte in Deutschland an unsere Firma heran. Bereits im Dezember kamen diese Verhandlungen zum Abschluß dergestalt, daß die Firma das Verfahren zur elektrischen Stahlschmelze erwarb und den Bau einer Versuchsanlage mit elektrischen Schmelzöfen mit 1500 bzw. 500 kg Fassungsvermögen beschloß. Der Bau der Anlage wurde im Frühjahr 1905 nach den Plänen des Ingenieurs Herrn Direktor Rich. Eichhoff, des jetzigen Professors für Eisenhüttenkunde an der Königlichen Bergakademie in Berlin, der sich auch durch die Weiterausbildung des Verfahrens große Verdienste erworben hat, in Angriff genommen und so gefördert, daß am 17. Februar 1906 die erste Charge Elektrostahl vergossen werden konnte. Nachdem diese Probe zu voller Zufriedenheit ausgefallen war, befinden sich die elektrischen Schmelzöfen seit dem 23. März 1906 in ungestörtem Tag- und

Nachtbetrieb. Die Ueberlegenheit des neuen Verfahrens gegenüber dem bisherigen zeigte sich sehr bald, nicht nur in der Schnelligkeit der Herstellung, der leichteren Bedienung und größter Schonung der Arbeitskräfte, sondern vor allem in der Erlangung vorzüglicher Qualitäten, namentlich an Werkzeugstahl, die sich schnell bei den Verbrauchern einführten, so daß sich die auf elektrischem Wege dargestellten Stahlerzeugnisse bereits nach kurzer Zeit außerordentlicher Beliebtheit überall erfreuen konnten. Die vorhandenen Betriebseinrichtungen erwiesen sich infolgedessen bereits Ende 1906 gegenüber der rasch wachsenden Nachfrage als unzulänglich, und es mußte daran gedacht werden, das Werk durch abermalige umfangreiche Vergrößerungen der Anlagen auf der Höhe der Anforderungen zu erhalten. Es wurde infolgedessen die Aufstellung eines dritten Elektroschmelzofens von 3000 kg Fassungsvermögen und der Bau einer Block- und Feinstraße beschlossen."

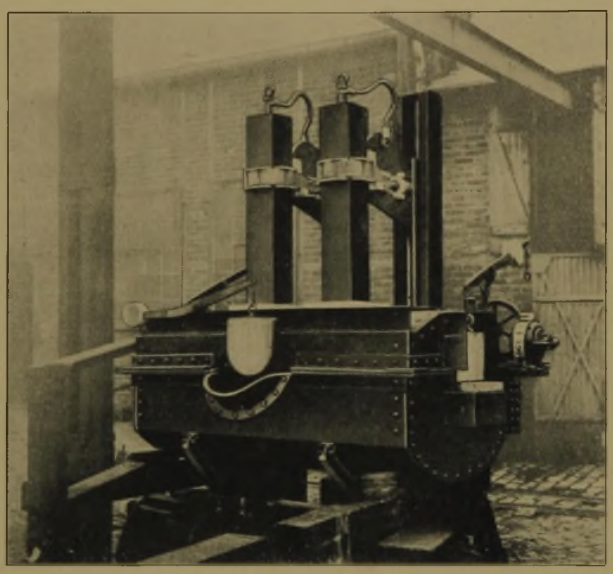


Bild 4. Der erste Héroult-Lindenberg-Ofen, 1500 kg Inhalt. (Der Ofen vor seiner Ueberführung in das Remscheider Heimatmuseum.)

Bild 4 stellt den ersten 1500-kg-Héroult-Lindenberg-Ofen dar, der nach 16jähriger Betriebszeit nunmehr im Remscheider Heimatmuseum Aufstellung gefunden hat. *Bild 5* zeigt die gesamte Elektroofenanlage der Glockenstahlwerke nach Aufstellung des 1,5-t- und des 3-t-Ofens. Beide Oefen arbeiteten in Verbindung mit einem Siemens-Martin-Ofen, Bauart Wellman, d. h. es wurde mit flüssigem Einsatz gearbeitet.

Bei beiden Oefen handelt es sich um Einphasen-Lichtbogenöfen in der dem Siemens-Martin-Ofen angepaßten rechteckigen Bauform. Die elektrische Leistung der vorgeschalteten Zentrale betrug für den kleinen Ofen 250 kVA und für den großen Ofen 450 kVA. Der 1500-kg-Ofen war bis 1922 und der 3000-kg-Ofen ununterbrochen bis 1916 in Betrieb, bis sie schließlich durch größere Oefen ersetzt wurden.

Schon bei den nachfolgenden Oefen ging man von der rechteckigen Bauform auf die runde über, und das Einphasen- oder Zweiphasensystem wurde durch Drehstrom ersetzt. Die Wandlungen, die sich in den nunmehr fast 35 Jahren seit der Aufstellung des ersten Ofens vollzogen haben, gehen aus *Bild 6 und 7* hervor; sie zeigen einen neuzeitlichen 15-t-Ofen ohne Kübelbegichtung und einen 30-t-Ofen mit Kübelbegichtung, deren Ausführung gegenüber den ersten Oefen natürlich bis zum Aeußersten vervollkommnet ist. So einheitlich aber auf der einen Seite der Grundgedanke des Elektrolichtbogenofens ist, so abweichend ist leider auf der anderen Seite die Ausführung sowohl des elektrischen als auch des mechanischen Teils.

Als Beispiel seien besonders angeführt:

Wahl der elektrischen Einrichtungen:
- das Verhältnis von Umspannerleistung zur Ofenleistung,
- die zu einer gegebenen Umspannerleistung zweckmäßigste Lichtbogenspannung.

Ausführung der Elektrodenregelung:
- elektrohydraulisch,
- rein elektrisch nach Spannung und Stromstärke,
- rein elektrisch nach L. Tirill.

Art der verwendeten Elektroden:
- Graphitelektroden,
- amorphe Kohle,
- Söderberg-Elektroden.

Verhältnis der Abmessungen des mechanischen Teils bei gegebener Ofenfassung:
- Badhöhe,
- Baddurchmesser,
- Teilkreisdurchmesser und Ofenhöhe.

Mechanische Beschickungsart:
- Ausführung der Kübel,
- Oeffnen des Ofens durch Ausfahren des Deckels oder des Herdes.

Außerdem werden die Oefen neuerdings zum Teil drehbar gebaut. Der Grund für diese Entwicklung liegt sowohl bei den Stahlwerkern als auch bei den Ofenbauern. Die Stahlwerker hatten in sehr vielen Fällen Sonderwünsche, die teils berechtigt, teils unberechtigt waren. Der Ofenbauer gab diesen Wünschen nach und arbeitete von Fall zu Fall weitgehend die bei den bestellenden Stahlwerkern vorliegenden Erfahrungen in die Bauart hinein. Bis zu einem gewissen Grade ist diese Entwicklung nur zu begrüßen, sie darf aber nicht zu einer Unzahl

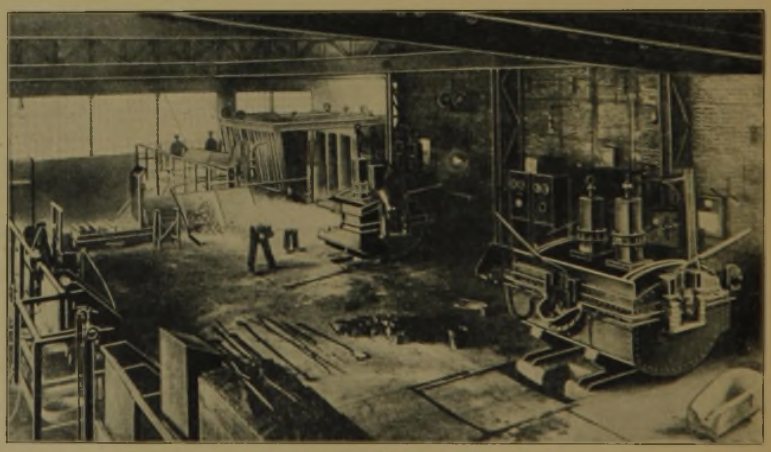


Bild 5. Elektrostahlwerk der Stahlwerke Richard Lindenberg. Links der erste 1500-kg-, rechts ein 3000-kg-Héroult-Lindenberg-Ofen. Im Hintergrund ein Siemens-Martin-Ofen, Bauart Wellman.

von Ausführungsformen, wie es in den letzten Jahren der Fall war, führen. Und so treten denn — wie das auf anderen Gebieten nach einer bestimmten Entwicklungszeit auch häufig beobachtet werden kann — in der letzten Zeit Bestrebungen auf, den Bau von Lichtbogenelektroöfen zu vereinheitlichen, eine Entwicklung, die zweifellos sehr zu begrüßen ist und von allen Seiten durch engste Zusammenarbeit aller beteiligten Kreise unterstützt werden sollte, damit in Zukunft für bestimmte Verwendungszwecke nur noch wenige Ofengrößen Anwendung finden, und die Ausführung dieser Einheitsbauarten weitestgehend einander angepaßt werden.

Einfluß der Ofengröße und Bauart auf Kennzahlen und Kosten des Lichtbogenofenbetriebes.

Lehrreich ist ein Vergleich der verschiedenen Lichtbogenofenbauarten in bezug auf ihre Leistungsfähigkeit und Wirtschaftlichkeit. Da ein solcher Vergleich nur möglich ist bei Zugrundelegung gleicher Einsatz- und Schmelzverhältnisse, beschränken sich die folgenden Ausführungen bewußt auf die Ergebnisse bei den Deutschen Edelstahlwerken mit insgesamt neun Lichtbogenöfen. Die Unterlagen, die sich dabei ausschließlich auf den Betrieb mit festem Einsatz beziehen, dürfen wohl einen guten Querschnitt durch die augenblicklich vorliegenden Erfahrungen gewährleisten.

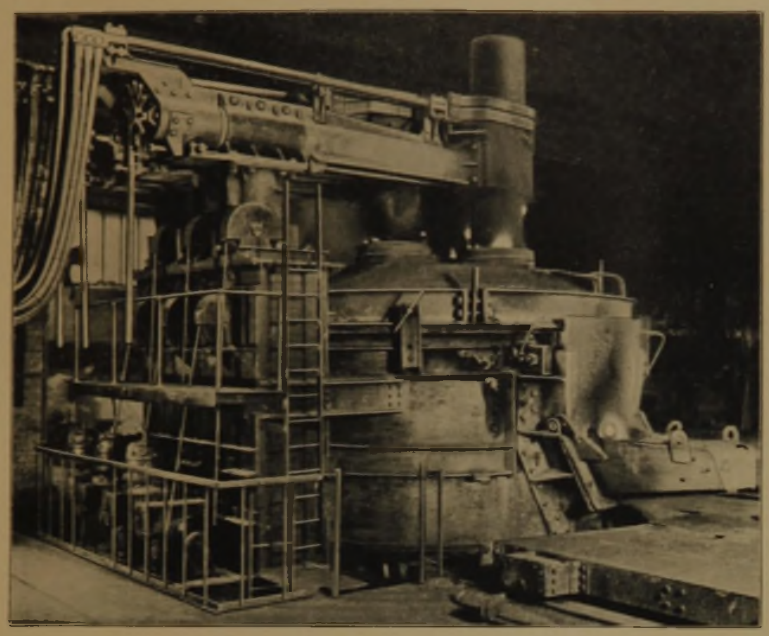


Bild 6. 15-t-Lichtbogenofen ohne Kübelbegichtung.

Die *Zahlentafeln 1 und 2* enthalten die wichtigsten Angaben der Oefen, und zwar sowohl für den mechanischen Teil als auch für die elektrischen Einrichtungen. Die vorhandenen neun Oefen sind in vier Gruppen eingeteilt:

Gruppe I: Oefen unter 10 t Ausbringen;
Gruppe II: Oefen mit 15 t Ausbringen;
Gruppe III: Oefen mit 15 bis 20 t Ausbringen;
Gruppe IV: der 30-t-Ofen.

Oefen 3 und 7 sind die Oefen der Reinholdhütte, beim früheren Stahlwerk Becker. Da diese nur auf absehbare Zeit in Betrieb bleiben, sind sie im Gegensatz zu allen übrigen Oefen unter 20 t nicht auf den Betrieb mit amorpher Kohle eingestellt, so daß die Betriebszahlen dieser Oefen nicht unmittelbar mit den übrigen Zahlen vergleichbar sind. Ofen 9 mit 30 t Fassung ist infolge des Versagens der amorphen Kohle bei Abmessungen von mehr als 550 mm Dmr. ebenfalls auf Graphitelektroden umgestellt.

Ofen 2 (8 t Ausbringen) fällt durch seinen besonderen Schmelzplan — nichtrostende Stähle — in bezug auf Leistung und Stromverbrauch aus dem Rahmen der übrigen Oefen heraus. Das Nachsetzen der hohen Legierungen bedingt längere Schmelzzeiten und höheren Stromverbrauch gegenüber gewöhnlichen Baustahlschmelzen. Kübelbegichtung haben nur die Oefen 8 und 9 mit 18 t und 30 t Ausbringen. Die gleichen Oefen werden auf Grund der bisherigen Betriebserfahrungen neue stärkere Umspanner erhalten. Der Vollständigkeit halber sind die Kennzahlen dieser neuen Umspanner und der durch diese Maßnahme erwarteten Leistungserhöhung in Spalte 8a und 9a mit aufgenommen.

In den *Bildern 8, 9 und 10* sind diese verschiedenen Einflüsse entsprechend berücksichtigt worden. Die *Bilder 8 und 9* zeigen die Auswirkung der Ofengrößen auf die Leistung *(Bild 8)* und des weiteren auf die Wirtschaftlichkeit *(Bild 9)*. Die Leistung steigt mit der Ofengröße stark an, jedoch erfolgt dieser Anstieg nicht proportional; so leistet der 15-t-Ofen je Zeiteinheit mehr als der 18- und 30-t-Ofen, obgleich diese beiden Oefen Kübelbegichtung haben, die für sich eine Mehrleistung dieser Ofenbauart von 10 bis 12 % zur Folge haben sollte. Bezogen auf die Schmelzerstunde fällt der Einfluß der Ofengröße auf die Leistung noch stärker ab. Nicht so einheitlich ist der in *Bild 9* wiedergegebene Verlauf der Kurven über Umwandlungskosten, Stromverbrauch, Zustellungskosten und Tilgungskosten in Abhängigkeit von der Ofengröße. Umwandlungskosten und Stromverbrauch fallen mit steigender Ofengröße zunächst sehr stark; oberhalb der 15-t-Ofengröße ist der Kurvenverlauf jedoch wesentlich flacher. Setzt man den 15-t-Ofen mit 100 ein, so liegen die Kosten des 6-t-Ofens um 37 % höher, die des 30-t-Ofens bei Verwendung von Graphitelektroden nur um 3 % niedriger. Selbst wenn man bei diesen Oefen amorphe Kohle mit Erfolg verwenden könnte, würde die Kostensenkung gegenüber dem 15-t-Ofen nur 12 % betragen.

Der Stromverbrauch des 15-t-Ofens beträgt 755 kWh, der des 6-t-Ofens 835 kWh je t Stahl. Demgegenüber weist der 30-t-Ofen einen Stromverbrauch von 705 kWh/t auf.

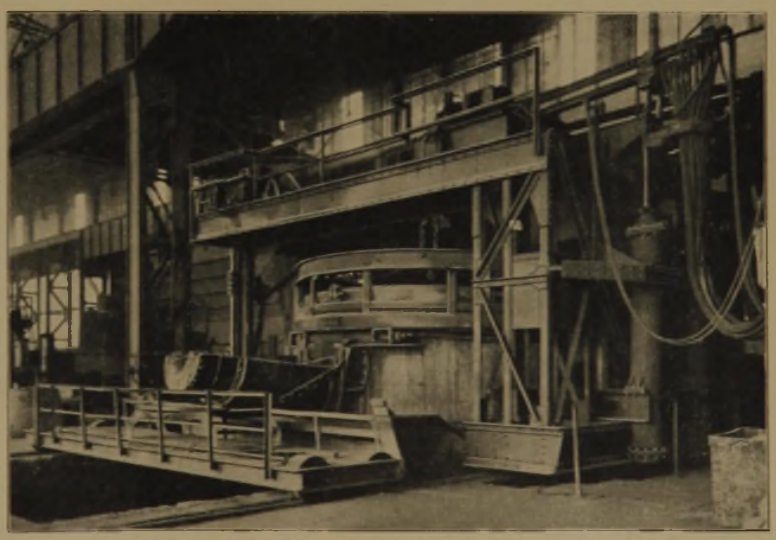


Bild 7. 30-t-Lichtbogenofen mit Kübelbegichtung.

Diese Zahl würde sich um 40 kWh noch erhöhen, falls statt der Graphit- amorphe Kohleelektroden Verwendung finden würden. Zuungunsten der kleinen Oefen ist außerdem noch zu bemerken, daß der Schmelzplan dieser Oefen im allgemeinen, selbst bei gleicher Ofenbauart, mehr Strom benötigt als der Schmelzplan der großen Oefen, d. h. bei Erzeugung der gleichen Stahlgruppe wie in den großen Oefen würden Stromverbrauch und Kosten bei diesen kleinen Oefen verhältnismäßig günstiger liegen.

Zahlentafel 1. Ofenabmessungen und allgemeine Kennzahlen der untersuchten Lichtbogenöfen.

	Gruppe I				Gruppe II		Gruppe III		Gruppe IV
Ofen Nr.	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ausbringen je Schmelzung . . . . . in t	6	8	8[1])	10	15	15	17[1])	18	30
Baujahr	1925	1922	1915	1930	1935	1936	1921	1937	1937
Ofenabmessungen:									
Ofendurchmesser (außen) . . . . . in mm	3150	3430	3500	3530	3920	3920	4200	4300	5200
Ofendurchmesser (innen) . . . . . in mm (Baddurchmesser)	2080	2180	2300	2180	2600	2600	3000	3100	3500
Abstand Schaffplatte bis Deckelauflage in mm	1100	1100	1100	1030	1200	1200	1200	1300	1470
Badtiefe von Schaffplatte bis Herdmitte in mm	440	440	450	470	550	550	550	600	650
Badoberfläche . . . . . in m²	3,40	3,73	4,15	3,73	5,31	5,31	7,06	7,54	9,62
Beheizte Badoberfläche (umschriebener Elektrodenkreis, ohne Elektrodenabbrand) . . in m²	1,23	1,33	1,13	1,65	2,40	2,40	2,54	2,40	3,14
Anteil der beheizten Badoberfläche an der Gesamt-Badoberfläche . . . . . in %	36,2	35,8	27,4	44,2	45,2	45,2	35,9	31,8	32,6

[1]) Reinholdhütte.

Durch Aufstellung der neuen stärkeren Umspanner ist bei den 18- und 30-t-Oefen mit einer gewissen Verbesserung der Zahlen dieser Ofengruppe zu rechnen. Soweit die Leistungen und Stromverbrauchszahlen größerer Oefen bekannt sind, weichen diese nicht wesentlich von denen ab, die hier für den 30-t-Ofen wiedergegeben sind, d. h. die Kurven laufen asymptotisch aus. Beachtlich erscheint, daß sich

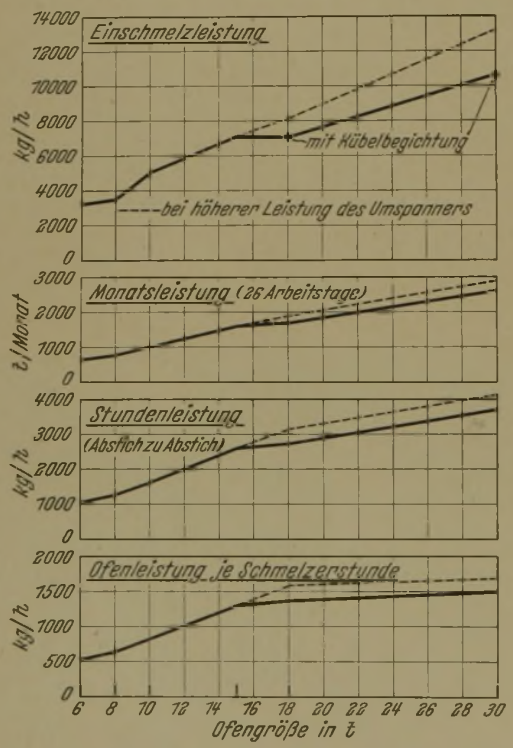


Bild 8. Leistungszahlen der untersuchten Lichtbogenöfen.

die vor 33 Jahren von F. R. Eichhoff[1]) angegebenen Stromverbrauchszahlen für 0,5- bis 5-t-Oefen der Kurve in *Bild 10* weitgehend anpassen.

Diese Beobachtung ist um so bemerkenswerter, als die Ausführungen der heutigen Lichtbogenöfen doch zum Teil recht unterschiedlich sind, worauf schon vorher aufmerksam gemacht worden ist.

Sondererfahrungen mit den verschiedenen Ausführungsformen des Lichtbogenofens.

Im Zusammenhang mit den im vorigen Abschnitt behandelten Fragen über die Leistung und Wirtschaftlichkeit der

[1]) Stahl u. Eisen 27 (1907) S. 41/58.

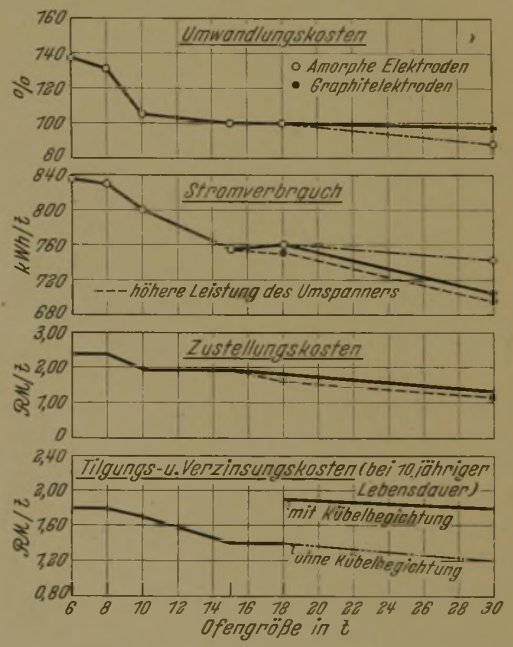


Bild 9. Verteilung der Kosten bei den untersuchten Lichtbogenöfen.

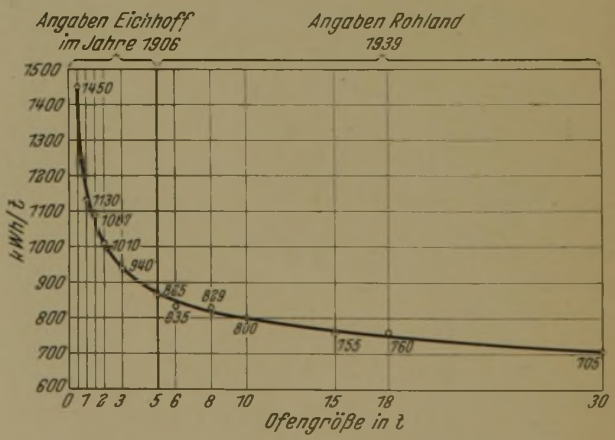


Bild 10. Stromverbrauch der Lichtbogenöfen in kWh/t.

verschiedenen Oefen soll im folgenden noch kurz auf die Erfahrungen mit den wichtigsten Ausführungsformen eingegangen werden.

a) Die elektrischen Einrichtungen.

In *Zahlentafel 3* sind gegenübergestellt: Ofengröße, Umspanner-Nennleistung, günstigste Ausnutzung des Umspanners, zugeführte Leistung in kW und schließlich die

Zahlentafel 2. Elektrische Kennwerte und Erzeugung der untersuchten Lichtbogen-Oefen.

Ofen Nr.	Gruppe I			Gruppe II			Gruppe III			Gruppe IV	
	1	2	3	4	5	6	7	8	8a	9	9a
Ausbringen . . . . . in t	6	8	8[1])	10	15	15	17[1])	18	18[2])	30	30[2])
Umspanner Nennleistung . . . . . in kVA	2000	2000	2000	3000	4500	4500	5000	4500	5000	7500	9000
Spannungen . . . . . in V	2 St. 173 100	2 St. 175 101	2 St. 180 104	2 St. 175 101	2 St. 180 104	2 St. 180 104	2 St. 185 104	3 St. 180 125 104	3 St. 220 bis 92	16 St. 220 bis 86 250	8 St. 250 bis 92 300
Leistung . . . . . in kVA/t	335	250	250	300	300	300	295	250	280		
Elektroden Art	Kohle	Kohle	Graphit	Kohle	Kohle	Kohle	Graphit	Kohle	Kohle	Graphit	Graphit
Durchmesser . . in mm	350	400	250	450	550	550	400	550	550	500	500
Elektrodenteilkreis Durchmesser . . in mm	900	900	950	1000	1200	1200	1400	1200	1200	1500	1500
Beschickungsart	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Rutschen und von Hand	Korb	Korb	Korb	Korb
Erzeugung t/Monat bei 26 Arbeitstagen	650	720	850	1000	1600	1600	1650	1700	1900	2600	2900
Schmelzplan	Schnellstahl	rostfreier Stahl	Kugellagerstahl	unlegierter Werkzeugstahl	legierter Werkzeug- und Baustahl	legierter Werkzeug- und Baustahl	legierter Werkzeug- und Baustahl	Baustahl	Baustahl	Baustahl	Baustahl
Stromverbrauch kWh/t Ausbringen . . .	835	875	800	800	765	745	710	760		705	

[1]) Reinholdhütte. — [2]) Kennwerte nach Aufstellung stärkerer Umspanner.

Lichtbogenleistung. Diese Gegenüberstellung zeigt deutlich, daß sich die günstigste Ausnutzung des Umspanners nicht immer mit der Nennleistung deckt. Ofen 5, Ofen 8 und Ofen 9 weisen bei günstigster Leistung eine Umspannerausnutzung von 87 bzw. 90 % auf, d. h. diese Umspanner sind bei gegebenen Spannungs- und Stromstärkenverhältnissen zu groß bemessen. Belastet man bei diesen Oefen die Umspanner über die günstigste Leistung hinaus, so sinkt die Lichtbogenleistung infolge Verschlechterung des cos φ und Steigerung der Verluste zwischen Umspanner und Lichtbogen. Das Verhältnis von Lichtbogenleistung zu Umspannernennleistung, das mit 0,62 und 0,64 schon sehr niedrig liegt, würde sich also wesentlich verschlechtern.

Hieraus geht hervor, daß es nicht allein genügt, zwecks Erzielung höherer Lichtbogenleistung einen stärkeren Umspanner zu nehmen. Eine derartige Maßnahme würde, wie die Zahlen für den 30-t-Ofen ausweisen, nur noch eine zusätzliche Verschlechterung des Wirkungsgrades der elektrischen Einrichtungen bedingen. Bei dem 30-t-Ofen sind unter 9b die elektrischen Verhältnisse wiedergegeben unter der Voraussetzung, daß an Stelle des bisherigen 7500-kVA-Umspanners ein solcher von 9000 kVA mit gleicher Spannung aufgestellt würde. In diesem Falle sinkt die günstigste Umspannerausnutzung von 87 auf 72 % und die Lichtbogenleistung gegenüber Umspannernennleistung von 0,64 auf 0,53. Erst durch die Erhöhung der zulässigen Höchstspannung wird in diesem Falle der elektrische Wirkungsgrad verbessert. Infolgedessen soll der neue Umspanner für den 30-t-Ofen eine Höchstspannung von 300 V an Stelle von 220 V erhalten; hierdurch steigt die günstigste Ausnutzung auf 100 % der Nennleistung, der cos φ auf 0,91, der elektrische Wirkungsgrad auf 89,6 und das Verhältnis von Lichtbogenleistung zur Umspannernennleistung auf 0,82. Aehnlich verschieben sich die Verhältnisse beim 18-t-Ofen beim Ersatz des 4500-kVA-Umspanners durch einen von 5000 kVA, wobei die Höchstspannung von 180 V auf 220 V erhöht wird.

Selbstverständlich ist der Erhöhung der Höchstspannung eine Grenze gesetzt, die gegeben ist:

a) durch die Länge des Lichtbogens,

b) durch die für den Ofenarbeiter bei höheren Spannungen wachsende Gefahr, und

c) durch die vorhandenen Schrottverhältnisse.

Unter Berücksichtigung dieser Umstände kann die Spannung von 300 V bereits als zulässige Höchstspannung angesehen werden. Hierdurch ist also auch der günstigsten Umspannerleistung nach oben hin eine Grenze gesetzt und somit auch der Ofengröße, sofern man nicht zum Zweiumspannersystem übergeht. Es sei betont, daß bei Aufstellung der Oefen 8 und 9 diese Fragen noch nicht eindeutig geklärt waren. Die inzwischen gesammelten Erfahrungen führten zu der erwähnten Aenderung der Umspanner.

Ganz besonders beachtlich ist ein Vergleich der Umspannerleistungen bei den hier untersuchten Oefen mit den entsprechenden Zahlen bei Oefen in amerikanischen Werken. Nach den Angaben einer Druckschrift der American Bridge Company sind in *Zahlentafel 4* die wichtigsten Ofenkennzahlen den amerikanischen Angaben gegenüberzustellen. Es ergibt sich aus dieser Gegenüberstellung, daß man in Amerika im allgemeinen eine höhere Umspannernennleistung vorsieht; in dieser Beziehung nähern sich unsere 15-t-Oefen den amerikanischen Verhältnissen am weitesten. Es ist nicht ausgeschlossen, daß gerade auf das günstige Umspannerverhältnis die besonders guten Ergebnisse unserer 15-t-Oefen zurückzuführen sind.

Zahlentafel 3. Wirkungsgrad der elektrischen Ausrüstung der untersuchten Lichtbogenöfen.

Ofen Nr.	Ofengröße t	Umspanner-Nennleistung kVA	Einschmelzspannung V	Günstigste Stromstärke A	Günstigste Ausnutzung des Umspanners kVA	Umspanner-Ausnutzung %	Zugeführte Leistung kW	Durchschnittlicher cos φ	Elektr. Verluste kW	Lichtbogenleistung kW	Elektr. Wirkungsgrad %	Lichtbogenleistung Umspanner-Nennleistung
1	6	2000	180	6 650	2080	100	1900	0,91	250	1650	86,9	0,82
2	8	2000	180	6 650	2080	100	1900	0,91	250	1650	86,9	0,82
4	10	3000	180	9 900	3090	100	2600	0,84	400	2200	84,6	0,73
5	15	4500	180	12 500	3900	87	3530	0,90	730	2800	79,1	0,62
8	18	4500	180	13 000	4050	90	3530	0,87	630	2900	82,4	0,64
8a	18	5000	220	13 100	5000	100	4520	0,90	620	3900	86,4	0,78
9	30	7500	220	17 000	6500	87	5700	0,87	900	4800	84,3	0,64
9a	30	9000	300	17 300	9000	100	8260	0,91	860	7400	89,6	0,82
9b	30	9000	220	17 000	6500	72	5700	0,86	900	4800	84,3	0,53

Zahlentafel 4. Gegenüberstellung von Kennzahlen amerikanischer und deutscher Lichtbogenöfen.

Ofengröße t	Mantel Dmr. mm	Umspanner-Nennleistung kVA	Einsatz je Schmelze t
3	2175	1000 bis 1500	2,5 bis 3,0
6 *6*	2700 *3150*	2000 bis 3000 *2000*	5,0 bis 6,0 *6,0*
8 bis 10 *8* *10*	3050 *3430* *3530*	2500 bis 3500 *2200* *3000*	8,0 bis 10,0 *8,0* *10,0*
10 bis 12	3350	3000 bis 4500	10,0 bis 12,0
15 bis 17 *15* *17*	3550 *3920* *4200*	3500 bis 5000 *4500* *5000*	15,0 bis 17,0 *15,0* *17,0*
18 bis 20 *18*	4100 *4300*	5000 bis 7500 *4500*	18,0 bis 20,0 *19,0*
18a)*	*4300*	*5000*	*19,0*
30 bis 35 *30*	4700 *5200*	7500 bis 10 000 *7500*	30,0 bis 35,0 *32,0*
30a)*	*5200*	*9000*	*32,0*
50 bis 60	5450	10 000 bis 12 000	50,0 bis 60,0
60 bis 75	5800	12 000 bis 14 000	60,0 bis 75,0
100 bis 115	6100 × 8800 elliptisch	20 000 bis 24 000	100,0 bis 115,0

Geradestehende Zahlen = amerikanische Oefen. — Schräge Zahlen = Oefen bei den Deutschen Edelstahlwerken. — *) = vorgesehen.

b) Elektrodenregelung und Elektrodenausführung.

Ueber die Ausführung der Elektrodenregelung gehen die Ansichten heute noch sehr auseinander. Die elektrohydraulische Regelung ist an sich für den verhältnismäßig rauhen Hüttenbetrieb wohl die gegebene Ausführung. Sie setzt jedoch völlig reines Wasser voraus, da andernfalls Reinigungsarbeiten und Ausbesserungen stark überhand nehmen. Die rein elektrischen Regelungen bedürfen bei dem nicht vermeidlichen Staub in den Hüttenbetrieben besonderer Sorgfalt, Wartung und Reinigung und arbeiten unter dieser Voraussetzung zufriedenstellend. Es erscheint nicht ausgeschlossen, daß durch weitere Verbesserungen die elektrische Regelung in absehbarer Zeit den Anforderungen des Hüttenbetriebes in stärkerem Maße gerecht wird als bisher.

Die Umwandlungskosten im Lichtbogenofen werden, wie bereits erwähnt, in starkem Maße durch die Elektroden beeinflußt. Zu diesem Thema haben sowohl im In- als auch im Auslande neuerdings verschiedene Fachleute Stellung genommen. Bei den Deutschen Edelstahlwerken sind mit allen in Frage kommenden Elektrodenarten, und zwar mit der gebrannten Kohlenelektrode, der Söderberg-Elektrode und der Graphitelektrode, Versuche durchgeführt worden. Beim Vergleich des effektiven Elektrodenverbrauchs haben sich die niedrigsten Kosten bei den gebrannten Kohlenelektroden bzw. Söderberg-Elektroden ergeben. Für die Graphitelektrode ist aber besonders zu berücksichtigen, daß sich bei ihrer Verwendung ein um etwa 40 kWh niedrigerer Stromverbrauch je Tonne ergibt. Ferner müssen bei Graphitelektroden auch gewisse Vorteile in bezug auf Bruchgefahr, Sauberkeit, Haltbarkeit des Mauerwerks und Bemessung der Elektrodenhalter hervorgehoben werden. Es gestalten sich deshalb in vieler Hinsicht dadurch die Verhältnisse für Graphitelektroden wieder günstiger.

Bei Verschiedenheit der Ofenbauarten und Arbeitsbedingungen der einzelnen Betriebe läßt sich jedoch nicht allgemein entscheiden, welcher Elektrodenart grundsätzlich der Vorzug zu geben ist.

Der Anwendung der amorphen Kohlenelektroden sind gewisse Grenzen gesetzt. Der größte noch zulässige Durchmesser für gebrannte Kohlenelektroden beträgt zur Zeit 550 mm. Für Söderberg-Elektroden sind nach den Erfahrungen ausländischer Werke zwar noch Durchmesser von 700 mm zulässig, jedoch sind hierbei besondere Voraussetzungen in der Ofenbauart zu erfüllen. Es sind Graphitelektroden bis 500 mm Dmr. in Betrieb, durch welche es möglich wurde, besonders den Betrieb sehr großer Ofeneinheiten einwandfrei zu gewährleisten.

c) Ofenabmessungen.

Für die schmelztechnischen und metallurgischen Verhältnisse ist die Bemessung des Ofengefäßes von größter Wichtigkeit. Ausschlaggebend sind in dieser Beziehung Badhöhe, Badoberfläche und Elektroden-Teilkreisfläche. In *Zahlentafel 1* ist neben diesen Angaben das Verhältnis Badoberfläche zu der durch den Lichtbogen beheizten Badfläche gegenübergestellt. Hierbei ist zur Ermittlung der beheizten Badfläche zugrunde gelegt jene Fläche, die bei nicht abgenutzter Elektrode durch den äußeren Elektrodenteilkreis umrissen wird.

Für die Leistung des Ofens und seine Wirtschaftlichkeit ist ein möglichst hoher Anteil der beheizten Fläche an der gesamten Badfläche von ausschlaggebender Bedeutung. In dieser Beziehung weisen die 10- und 15-t-Oefen *(Zahlentafel 1*, Ofen 4, 5 und 6) mit 45 % die günstigsten Werte auf; entsprechend haben auch diese Oefen unter Berücksichtigung ihrer Größe, wie bereits erwähnt, besonders günstige Betriebszahlen. Selbstverständlich wird man, da man aus metallurgischen Gründen eine bestimmte Badtiefe ungern überschreitet, bei größeren Oefen diese günstigen Zahlen nicht einhalten können, vor allen Dingen, wenn man von einer bestimmten Ofengröße an zu Graphitelektroden mit entsprechend geringerem Durchmesser übergeht, wie das bei Ofen 9 (30 t) der Fall ist. Der Anteil der beheizten Badfläche beträgt hier nur noch 32 %. Neben den ungünstigeren

elektrischen Bedingungen wird dieser Umstand bestimmt von wesentlichem Einfluß auf die geringere Leistungssteigerung und unbefriedigende Kostensenkung bei Verwendung größerer Oefen sein.

Vom metallurgischen Standpunkt aus ist eine möglichst große Badfläche bei entsprechend geringer Badtiefe zu bevorzugen, da hierdurch eine größere Berührungsfläche von Stahl und Schlacke und damit gleichzeitig eine stärkere Reaktionsfähigkeit der Schlacke und eine bessere Durcharbeitung des Stahles erzielt wird. Hier steht also Forderung gegen Forderung. Aehnlich steht es mit dem Einfluß von Ofendurchmesser auf Stromverbrauch und Haltbarkeit der Seitenwände. Je größer der Durchmesser, um so größer die Haltbarkeit der Seitenwände, um so günstiger aber auch der Stromverbrauch. Bezeichnend ist, daß die Amerikaner, wie aus *Zahlentafel 4* hervorgeht, stets kleinere Durchmesser mit entsprechend günstiger Ofenleistung und niedrigem Stromverbrauch gegenüber größerer Badfläche und günstiger Ofenhaltbarkeit bevorzugen. Aehnlich wie bei dem Ofendurchmesser stehen sich bei der Ofenhöhe zwei Forderungen gegenüber: Deckelhaltbarkeit und Stromverbrauch. Mit steigender Ofenhöhe steigt zwar die Deckelhaltbarkeit, gleichzeitig steigt aber auch der Stromverbrauch. Immerhin ist es bezeichnend, daß die angeführten Oefen bei ihren niedrigen Stromverbrauchszahlen gleichzeitig Deckelhaltbarkeiten von 80 bis 100 Schmelzen aufweisen. Man wird bei der Wahl des Ofendurchmessers und der Ofenhöhe den goldenen Mittelweg einhalten müssen, wobei bis zu Badtiefen von 600 mm dem kleineren Ofendurchmesser der Vorzug zu geben ist.

Die Einführung der Kübelbegichtung brachte eine wesentliche Erleichterung der Bedienung des Lichtbogenofens mit sich. Gleichzeitig konnte die Einsatzzeit wesentlich abgekürzt werden, d. h. die Leistung des Ofens muß bei einer gegebenen Zeiteinheit steigen. Sofern die nötigen Arbeitskräfte zur Verfügung stehen, wird die Zweckmäßigkeit der Kübelbegichtung vor allem abhängen von den zusätzlichen Beschaffungskosten und der durch die Einführung der Kübelbegichtung gegebenen Leistungssteigerung.

Bei einem Vergleich der Kübelbegichtung mit der allgemein üblichen Rutschenbegichtung stellt sich heraus, daß bei einem 15-t-Ofen die Leistungssteigerung nur etwa 3 % beträgt, wogegen die Beschaffungskosten bei der Kübelbegichtung um 45 % höher liegen. Bei größeren Oefen liegen die Verhältnisse natürlich wesentlich besser. Beim 30-t-Ofen beträgt die Leistungssteigerung bereits 12 %. Zwar betragen die Mehrkosten für die Beschaffung etwa 55 %, die entsprechende Erhöhung der Tilgungskosten liegt bei 0,50 *RM*/t. Bei kleinen Oefen wird man deshalb ohne große Leistungseinbuße zugunsten der Beschaffungskosten auf die Kübelbegichtung verzichten können, während bei großen Oefen, d. h. Oefen über 15 t Fassungsvermögen, die Kübelbegichtung unbedingt zweckmäßig erscheint.

Die Ausführung der Kübelbegichtung wird in starkem Maße bedingt sein durch die gegebenen Hallenverhältnisse. Die erwähnten 18- und 30-t-Oefen arbeiten mit ausfahrbarem Deckel, ohne daß sich in bezug auf die Deckelhaltbarkeit eine Verschlechterung ergeben hat. Ungünstig ist bei ausfahrbarem Deckel die Länge der Stromzuführungen, die entsprechende Verluste bedingt. Dem ausfahrbaren Herd wird im allgemeinen der Vorzug gegeben. Besonders günstig erscheint eine erstmalig bei der Firma Fried. Krupp A.-G. aufgestellte Ofenanlage. Die Elektroden werden beim Kippen des Ofens vollkommen herausgefahren, der Ofen fährt zum Kippen auf eine in der Gießhalle vom Ofen getrennt angeordnete Wiege, und die Beschickung erfolgt nach Abheben des Deckels in der Ofenhalle. Durch diese Anordnung ergeben sich wesentlich leichtere Bauteile und darüber hinaus günstigere Verhältnisse in bezug auf Stromzuleitung und mechanische Belastung der Elektroden.

Erwähnt sei noch, daß bei neuen Bauarten das Ofengefäß zum Teil drehbar ausgeführt wird, wodurch ein schnelleres und gleichmäßigeres Einschmelzen ermöglicht werden soll, d. h. es soll bei größeren Oefen der ungünstige Einfluß der geringen beheizten Badfläche ausgeglichen werden. Die Erfahrungen haben gezeigt, daß vor allen Dingen bei Oefen mit Graphitelektroden durch das Drehen des Herdes die Einschmelzzeit verkürzt werden kann. Bei Oefen mit amorpher Kohle scheint der Vorteil infolge des an sich größeren Elektroden- und Elektroden-Teilkreisdurchmessers weniger groß zu sein. Einen Einfluß des Drehens auf den Ablauf der metallurgischen Reaktionen konnten wir nicht feststellen.

d) Zusammenfassung.

Faßt man die bisher vorliegenden Erfahrungen auf dem Gebiete der Großraum-Lichtbogenöfen zusammen, so ergibt sich, daß zwar mit der Steigerung der Ofenabmessungen die Leistung, wenn auch nicht proportional, so jedoch noch wesentlich erhöht werden kann. Dagegen ist eine wesentliche Kostensenkung bei Oefen über 20 t nicht mehr zu erzielen. Unter Berücksichtigung der besonderen Ansprüche an den Stahl und des oben Gesagten kann man im Augenblick als Norm wohl aufstellen, daß der 6- bis 15-t-Ofen ohne oder mit Kübelbegichtung vor allem für hochwertige Werkzeug- und Sonderstähle am Platze ist, während der 15- bis 30-t-Ofen mit Kübelbegichtung hauptsächlich für die Erzeugung von Baustählen und Kugellagerstählen vorzuziehen ist.

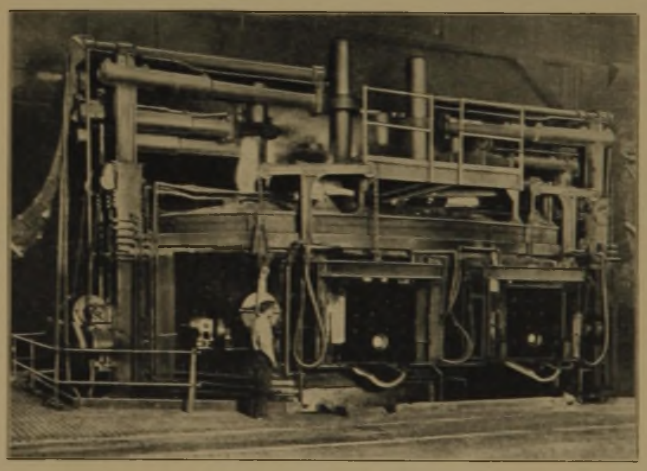


Bild 11. 100-t-Sechsphasenofen bei der Timken Steel and Tube Co. in Canton (Ohio).

Diese Abgrenzung schließt jedoch nicht aus, daß für Sonderzwecke noch größere Oefen wirtschaftliche Anwendung finden können. Ganz besonders wird dies der Fall sein bei Anwendung des Duplexverfahrens, wobei vielleicht Oefen von 40 bis 45 t zweckdienlich sein werden. Darüber hinaus wird sich jedoch der Dreiphasenofen nicht mehr verwenden lassen. Man wird vielmehr bei großen Oefen auf sechs Phasen mit zwei Umspannern übergehen. Das *Bild 11* zeigt als Beispiel einen sechsphasigen 100-t-Ofen, wie er in Nordamerika bei der Timken Steel and Tube Co. Aufstellung gefunden hat. Der Ofen hat wieder die Form eines Siemens-Martin-Ofens angenommen. Rechts und links befinden sich die beiden 10 000-kVA-Umspanner. Die Schmelzzeit

in diesem Ofen beträgt etwa 9 h gegen 7½ h bei einem 30-t-Ofen. Es muß jedoch fraglich erscheinen, ob es in diesem Falle aus metallurgischen, wirtschaftlichen und baulichen Gründen nicht zweckmäßiger ist, zwei kleinere Oefen aufzustellen.

Entwicklung des metallurgischen Verfahrens.

Das Bild über die Entwicklung des Lichtbogenelektroofens wäre nicht vollständig, wenn nicht auch gleichzeitig damit ein Ueberblick gegeben würde über die Entwicklung der metallurgischen Verfahren in dem betrachteten Zeitabschnitt. Zehn Monate nach Inbetriebnahme der ersten Oefen berichtete Eichhoff[1]) über seine damals doch sehr jungen Erfahrungen. Es ist aber erstaunlich, in wie starkem Maße die damals vorliegenden Erkenntnisse und ihre Anwendung auch noch für den heutigen Lichtbogenofenbetrieb gelten. Damals wurde bereits die Anwendung der reduzierenden Schlacke, d. h. der Karbidschlacke als Grundlage des Stahlschmelzens im Lichtbogenelektroofen geschaffen. Dieses Verfahren, das heute bereits als „klassisch" bezeichnet wird, ist zur Genüge bekannt, so daß hier nur die Grundzüge wiedergegeben zu werden brauchen.

Der Einsatz, der im allgemeinen aus Schrott besteht und dem gegebenenfalls die entsprechenden Legierungen und Kohlungsmittel zugesetzt werden, wird nach dem Einschmelzen unter Zugabe von Eisen- oder Manganerz gefrischt und durch Aufgabe von Kalk sowie ein- oder mehrmaliges Abschlacken auf unter 0,020 % P heruntergearbeitet. Nachdem die Schmelze gut warm geworden ist, wird nach etwa 1 h die Frischschlacke abgezogen, gegebenenfalls aufgekohlt und dann die Feinungsschlacke aufgegeben, die aus Kalk, Flußspat und Koks besteht. Je nach dem Kohlenstoffgehalt wird mehr oder weniger karbidische Schlacke gehalten. Durch die Karbidschlacke sinkt der Schwefelgehalt unter 0,010 %. Nach beendigter gasförmiger Desoxydation und etwaigem Legieren wird mit Ferrosilizium und Aluminium oder anderen geeigneten Mitteln desoxydiert, die richtige Gießtemperatur eingestellt, und nach etwa zweistündiger Karbidschlackenzeit abgestochen.

Für bestimmte Sonderstähle — vor allem unlegierte Stähle — hat sich in jüngster Zeit die Anwendung einer oxydierenden Schlacke eingebürgert. Es handelt sich um die sogenannte „schwarze Schlacke", und man glaubt, bei Anwendung dieses Verfahrens die Feinungszeit abkürzen und eine gleichmäßigere Güte feststellen zu können. Das Grundsätzliche dieses Verfahrens ist nach der praktischen Seite gekennzeichnet kurz folgendes:

Nach dem Einschmelzen wird gefrischt, wobei man die Frischschlacke teilweise abzieht. Die Einlaufprobe soll etwa 0,60 % C aufweisen, die Frischzeit soll mindestens 1 h betragen und die letzte Probe vor dem Abschlacken etwa 0,20 % C bei gleichem Mangangehalt haben. Danach wird wie üblich abgeschlackt und bis auf etwa fünf Punkte über der oberen einzuhaltenden Kohlenstoffgrenze aufgekohlt. Nach einer Vordesoxydation mit einer Aluminium-Silizium-Kalzium-Legierung wird der übliche Kalkzusatz von etwa 4 % des Einsatzgewichtes aufgegeben. Darüber kommen — je nach der Art des Kalkes — einige Schaufeln Flußspat. Im weiteren Schmelzverlauf nimmt der Kohlenstoffgehalt wieder ab. Das Herunterkochen des Kohlenstoffes kann bei harten Werkzeugstählen bis zu zehn Punkte betragen. Ist die vorgeschriebene Zusammensetzung erreicht und die richtige Gießtemperatur eingestellt, so wird die Schmelze in der gewohnten Weise desoxydiert und fertiggemacht.

Als drittes Verfahren ist hier das Umschmelzverfahren zu nennen, das sich in besonders starkem Maße zur Rückgewinnung der Legierungen aus legiertem Schrott eignet:

Der Einsatz besteht aus vorwiegend legiertem Schrott, der gegebenenfalls durch die für die Endanalyse benötigten Legierungszusätze ergänzt wird. Da eine Entphosphorung bei diesem Verfahren nicht möglich ist, muß dieser Einsatz möglichst phosphorarm sein. Unter Wegfall der Frischarbeit wird nach dem Einschmelzen sofort die Reduktionsschlacke aufgegeben. Nach beendeter gasförmiger Desoxydation und etwaigem Legieren wird genau wie beim ersten Verfahren die Schmelzung heißgefahren und mit Ferrosilizium oder Aluminium desoxydiert. Durch den Wegfall der Frischarbeit ist die Schmelzungsdauer bei diesem Verfahren verhältnismäßig kurz.

Die Ansichten über die Güte des in einem solchen Umschmelzverfahren erzeugten Stahles gehen heute noch auseinander. Nach unseren eigenen Erfahrungen läßt die Güte derartiger Schmelzungen, sofern nur legierter Schrott Verwendung findet, zu wünschen übrig; für die Erzeugung von hochwertigen Stählen sind die Aufbauschmelzen nach den beiden erstgenannten Verfahren vorzuziehen. Anderseits ist hier darauf hinzuweisen, daß zum Umschmelzen von ausgesuchtem legiertem Schrott der kernlose Induktionsofen ganz besondere Vorteile bietet.

Unabhängig von diesen drei wichtigsten Verfahren haben sich im Laufe der Zeit Abarten für einzelne Stahlgüten entwickelt, die jedoch nicht von grundsätzlicher Bedeutung sind.

Wir wissen anderseits heute, daß sich im Ergebnis alle Elektrostahlgüten sehr stark aneinander angeglichen haben, und daß trotz aller Mühe und Forschung im fertigen Stahl mit einem gewissen Gehalt an Einschlüssen oxydischer und sulfidischer Natur gerechnet werden muß; daß weiter ein gewisser Gehalt an Sauerstoff, Stickstoff und Wasserstoff nicht zu vermeiden ist, und daß diese Verunreinigungen durch das Gießverfahren und die Erstarrungsverhältnisse in der Kokille leider in ihrer Verteilung und Größe nicht gerade im günstigsten Sinne beeinflußt werden.

Die Bestrebungen, den Elektrostahl in seiner Güte und seinem Reinheitsgrad weiter zu verbessern, gingen und gehen auch heute in zwei Richtungen:

a) Verwendung besonders reiner Einsatzstoffe,
b) Intensivierung und Beschleunigung der metallurgischen Reaktionen.

Die Anwendung reinster Einsätze, wie Lancashire-Eisen, Eisenschwamm, kalterblasene Roheisensorten hat für bestimmte Stahlsorten gewisse Vorteile. Hierüber wurde vom Verfasser bereits vor einer Reihe von Jahren berichtet[2]). Infolge der hohen Einsatzkosten und der Schwierigkeit, die entsprechenden Mengen an reinen Rohstoffen zu beschaffen, hat sich dieses Verfahren nur in engen Grenzen eingeführt. Vor allem in Deutschland wurde die Verwendung solcher besonders reinen und jungfräulichen Rohstoffe in Auswirkung der Rohstofflage auf wenige Stahlsorten beschränkt, bei diesen jedoch mit Erfolg angewandt.

In der letzten Zeit ist der Gedanke, durch stärkere und schnellere Reaktionen eine Verbesserung und einen höheren Reinheitsgrad des Elektrostahles zu erhalten, wieder in den Vordergrund getreten. Erreicht werden soll dieses Ziel vor allem durch eine lebhafte Mischung von Stahl und vorgeschmolzener Schlacke. Die Berührungsfläche zwischen Stahl und Schlacke wird dadurch vergrößert, und entsprechend wird auch die Reaktionsgeschwindigkeit beschleunigt. Je nach Wahl der Schlacke soll auf diese Weise das Frischen, Entschwefeln, Entphosphoren und das Desoxydieren beschleunigt und ausgiebiger gestaltet werden. R. Perrin[3]) ist der Verfechter dieser Idee, ohne jedoch bisher einen wirklich praktischen Erfolg, d. h. eine Verbesserung des Reinheitsgrades, erzielt zu haben. Wohl werden die Reaktionen durch die Mischung von Stahl und Schlacke wesentlich beschleunigt, doch bietet die technische Durchführung des Verfahrens nicht unerhebliche Schwierigkeiten.

Die Fragen des Vorschmelzens der Schlacke und des Abstimmens der einzelnen Ofengrößen und Schmelzzeiten auf-

[2]) Rohland, W.: Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 1477/87 (Werkstoffaussch. 156).

[3]) Rev. Métall., Mém., 30 (1913) S. 1/10 u. 72/84; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 558/59.

einander ist durch Schaffung entsprechender Einrichtungen zu lösen, schwierig bleibt aber die nach der Durchführung des Mischvorganges notwendige Entmischung von Stahl und Schlacke. Auf diese Schwierigkeiten ist es wohl auch zurückzuführen, daß bei den verschiedensten Untersuchungen im In- und Auslande keine Verbesserung der Güte und des Reinheitsgrades des so behandelten Stahles festgestellt werden konnte. Die durch die Schlackenmischung erzielte Wirkung wird anscheinend durch die anschließende ungenügende Entmischung von Stahl und Schlackenteilchen wieder aufgehoben.

Unabhängig von dem Ziel der Gütesteigerung des Stahles haben jedoch eigene und fremde Versuche gezeigt, daß durch die Durchmischung die Entphosphorung und Entschwefelung des Stahlbades wesentlich beschleunigt werden können. Die Frage der Wirtschaftlichkeit eines derartigen Mischverfahrens ist noch vollkommen ungeklärt; es ist aber nicht ausgeschlossen, daß das Schlackenmischverfahren, ähnlich wie die Sodaentschwefelung von Roheisen, vor allen Dingen beim Duplexverfahren (Thomas-Elektroofen) eine große Bedeutung gewinnen kann. Des weiteren liegt es im Bereich der Möglichkeit, daß durch die Anwendung dieses Verfahrens die Verwendung von Rennluppen, die ja einen besonders hohen Phosphor- und Schwefelgehalt aufweisen, als jungfräulicher Rohstoff im Lichtbogenofen einen wesentlichen Auftrieb erhält. Die im üblichen Verfahren durch die stärkeren Entphosphorungs- und Entschwefelungszeiten bedingte größere Schmelzungszeit könnte durch Anwendung des Schlackenmischverfahrens wieder ausgeglichen werden.

Um jedoch einen höheren Reinheitsgrad und eine noch stärkere Desoxydation zu erreichen, müssen andere Mittel angewandt werden. Hier kann uns der Rohnsche Niederfrequenzofen[4]) den Weg zeigen, wenn vielleicht auch nicht in der Form des Ofens selbst, sondern in Anwendung der Niederfrequenzspulen als Hilfseinrichtung in Verbindung mit einem normalen Schmelzofen, z. B. dem üblichen Lichtbogenofen.

Beim Einschalten des Niederfrequenzstromes wird das vorgeschmolzene Stahlbad durch elektrodynamische Kräfte in starke Wallung versetzt; immer wieder kommen frische Stahlteilchen auf diese Weise mit der Schlacke in Berührung, und in der Endwirkung wird in Richtung der Beschleunigung und der Verstärkung der Reaktionen dasselbe erreicht, wie bei dem Mischverfahren, jedoch ohne dessen Nachteile:

getrenntes Schlackenschmelzen,

Mischen in einem zweiten Ofengefäß und vor allen Dingen die Schwierigkeit der Entmischung von Stahl und Schlacke,

in Kauf nehmen zu müssen. Die ersten Gedanken, auf diese Weise die elektrodynamische Badbewegung nutzbar zu machen, gehen wohl auf Ferranti[5]) und Stassano[6]) zurück.

Die bei den Deutschen Edelstahlwerken kurz vor Beginn des Krieges angesetzten Versuche, die leider durch den Kriegsausbruch ins Stocken geraten sind, brachten bereits recht bemerkenswerte Aufschlüsse und deuten darauf hin, daß die Arbeiten in dieser Richtung vielleicht von wesentlicher Bedeutung für die Zukunft des Elektroofens sein können. Ueber den bei den Versuchen verwendeten Ofen ist kurz folgendes zu sagen.

[4]) Hessenbruch, W., und W. Rohn: Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 77/82. Swinden, J.: Iron Coal Tr. Rev. 130 (1935) S. 83/84. Pölzguter, F.: Elektrowärme 6 (1936) S. 38/46; Techn. Mitt., Essen, 29 (1936) S. 40/48.

[5]) Vgl. Stahl u. Eisen 27 (1907) S. 1878. — Ruß, E. F.: Gießerei-Ztg. 24 (1927) S. 245/48.

[6]) Engelhardt, V.: ETZ 28 (1907) S. 1086.

Da die ersten Schmelzversuche mit dem von W. Rohn[4]) entwickelten Niederfrequenzofen bereits zeigten, daß dieses System kaum in der Lage sein dürfte, einen kalten Einsatz wirtschaftlich herunterzuschmelzen, wurde ein neuer von Siemens-Halske entwickelter Ofen als eine Kombination von Lichtbogen- und Niederfrequenzofen gebaut. Der Lichtbogenteil wurde als Strahlungsofen ausgebildet, um bei Anwendung des Ofens zur Erzeugung von niedriggekohlten Stählen eine Aufkohlung zu vermeiden. *Bild 12* zeigt diesen Versuchsofen, der im wesentlichen aus folgenden drei Teilen besteht:

dem Deckel mit den Elektrodenträgern und der Elektrodenregelung,

dem zylindrischen Teil, der vor allem den Strahlungslichtbogen aufnimmt, und schließlich

dem unteren mehr muldenförmig ausgebildeten eigentlichen Schmelzgefäß, das drei seitlich angeordnete Tellerspulen trägt.

Bild 12. Vereinigter Lichtbogen-Niederfrequenzofen.

Die elektrische Gesamtleistung des Ofens beträgt 1200 kVA. Die Lichtbogenseite kann mit 750 kVA, die Niederfrequenzseite mit höchstens 1200 kVA belastet werden.

Da es sich um einen ausgesprochenen Versuchsofen handelt, dessen elektrische und mechanische Entwicklung keineswegs abgeschlossen ist, erübrigt es sich, auf Einzelheiten einzugehen.

Die von uns angesetzten Versuche sollten sich auf die Untersuchung folgender Vorgänge erstrecken:

Entphosphorung, Entschwefelung, Frischwirkung, Desoxydation, und zwar unter Einwirkung der Stahlwirblung durch den Niederfrequenzstrom. Um die an sich schwierige Zustellungsfrage bei den ersten Vorversuchen auszuschalten, wurden die Entschwefelungs- und Entphosphorungsversuche mit Roheisen durchgeführt. *Bild 13* zeigt den Verlauf einiger Entschwefelungsversuche. Während bei ruhigem Bade bei gegebener Schlacke der Schwefelgehalt nur um 0,007 bis 0,0035 bis 0,0014 % je 10 min entsprechend dem Ausgangs-Schwefelgehalt sank, stiegen diese Zahlen beim Einschalten der Niederfrequenzspulen auf 0,025 bis 0,03 % je 10 min, das bedeutet eine fünf- bis zwanzigfache Beschleunigung des Reaktionsverlaufes.

Bei den Entphosphorungsversuchen liegen die Verhältnisse nicht ganz so klar. Während bei ruhigem Bade, ähnlich

wie beim Thomasverfahren, infolge des hohen Kohlenstoffgehaltes überhaupt keine Entphosphorung eintritt, setzt, wie *Bild 14* zeigt, beim Einschalten des Niederfrequenzstromes, unabhängig vom Kohlenstoffgehalt, die Entphosphorung schlagartig ein, und es gelang, den Phosphorgehalt in 30 bis 35 min um 35 bzw. 55 % zu senken. Nach dieser Zeit tritt ein plötzlicher Stillstand der Reaktionen ein, der darauf zurückzuführen sein dürfte, daß das Sauerstoffangebot der Schlacke zu gering war, um weiteren Phosphor zu oxydieren und damit zu verschlacken. Bei entsprechend höherer Erzzugabe in der Schlacke wäre bestimmt eine vollständige Entphosphorung eingetreten. Leider konnten die Versuche durch einen Ofendurchbruch und durch die Kriegsverhältnisse zunächst nicht fortgesetzt werden; es ist jedoch beabsichtigt, dieselben in Kürze wieder aufzunehmen.

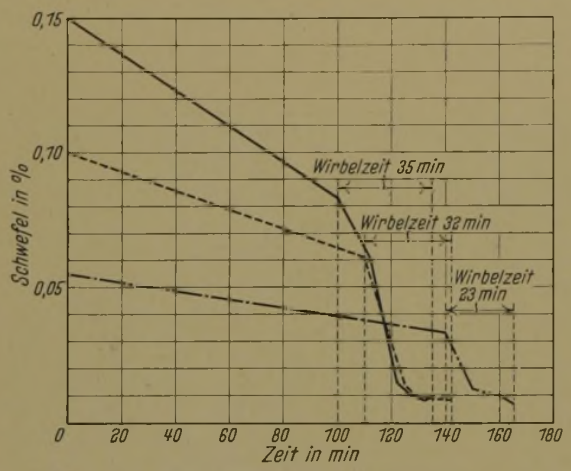


Bild 13. Einfluß der Niederfrequenz-Wirbelung auf die Entschwefelung von Roheisen.

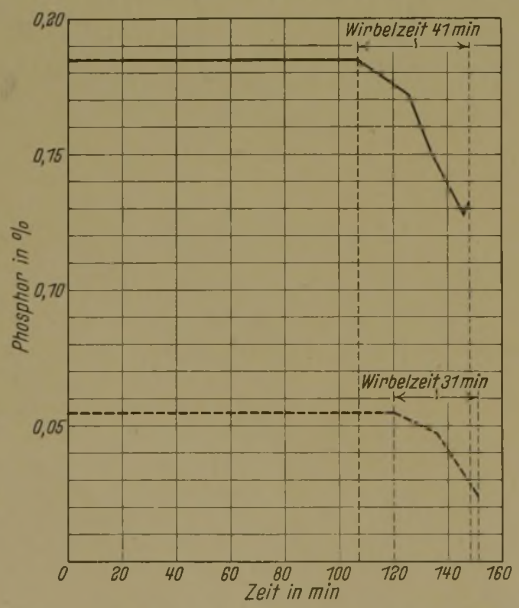


Bild 14. Einfluß der Niederfrequenz-Wirbelung auf die Entphosphorung von Roheisen.

Es ist besonders darauf hinzuweisen, daß es sich bei beiden Schmelzreihen nur um Tastversuche gehandelt hat und daß es verfrüht wäre, heute bereits irgendwelche Rückschlüsse zu ziehen. Sie zeigen aber die Notwendigkeit, die durch das Schlackenmischverfahren wie auch durch den Niederfrequenzwirbler aufgeworfenen Probleme weiterzuverfolgen, wobei es, wie schon angedeutet wurde, nicht ausgeschlossen erscheint, durch Anwendung dieser neuen Verfahren dem Lichtbogenofen neue Anwendungsgebiete zu erschließen, die Wirtschaftlichkeit zu steigern, und schließlich die Stahlgüte unabhängig von der Rohstofflage noch weiter zu verbessern.

Die Lösung dieser Aufgabe ist jedoch nicht einfach; Ofenbauer, Metallurgen und Sachverständige für die feuerfesten Stoffe finden hier ein dankbares Feld guter Zusammenarbeit. Der beste Weg, diese noch große Entwicklungsarbeit vorwärtszutreiben, schien mir der zu sein, daß unter Hinzuziehung des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung zu Düsseldorf die Versuche, ähnlich wie das in Schweden schon seit geraumer Zeit geschieht, gemeinsam für alle Stahlwerke durchgeführt werden könnten, um so unnötige Kosten und unnötigen Arbeitsaufwand zu vermeiden. Und wenn auch die augenblickliche Zeit für die Durchführung derartiger Großversuche nicht angetan ist, so ist doch zu hoffen, daß nach Kriegsende die Versuche mit um so größerer Energie aufgegriffen werden, mit dem Ziel, unter Anerkennung des bisher Erreichten eine weitere Vervollkommnung und Verbesserung des bisherigen Elektrostahlverfahrens zu erreichen. Die Möglichkeiten, die dieses Verfahren bietet, sind jedenfalls noch keineswegs erschöpft, und die Bedeutung des Elektrostahlschmelzens wird im Rahmen der deutschen Stahlerzeugung auch für die weitere Zukunft sicherlich noch mehr zunehmen, als dies schon in den letzten Jahrzehnten der Fall war.

Zusammenfassung.

Einleitend wird ein Rückblick über die Entwicklung der Elektrostahlerzeugung, beginnend mit dem ersten 1500-kg-Lichtbogenofen der Stahlwerke Richard Lindenberg, Remscheid, gegeben. Die Elektrostahlerzeugung in den wichtigsten Eisen schaffenden Ländern zeigt allgemein, aber ganz besonders in Deutschland, eine überraschend starke Zunahme. Ein Vergleich des ersten Lichtbogenofens mit neuzeitlichen 15- und 30-t-Oefen zeigt, daß die hauptsächlichen Vorzüge und Anwendungsmöglichkeiten bereits vom Erbauer dieses ersten Ofens, F. R. Eichhoff, klar erkannt und ausgesprochen worden sind. Hierzu werden Ausführungsformen neuzeitlicher Lichtbogenöfen mit und ohne Kübelbegichtung und in drehbarer Ausführung beschrieben. Beim Vergleich der Kennzahlen und Kosten der verschiedenen Ofengrößen ergibt sich im Augenblick für die Erschmelzung hochwertiger Werkzeug- und Sonderstähle als Norm der 6- bis 15-t-Ofen ohne oder mit Kübelbegichtung, während der 15- bis 30-t-Ofen mit Kübelbegichtung hauptsächlich für die Erzeugung von Baustählen und Kugellagerstählen vorzuziehen ist. Für Sonderzwecke, vor allem bei Anwendung des Duplexverfahrens, wird sich vielleicht der 40- bis 45-t-Ofen durchsetzen.

Sodann werden die heute in Anwendung befindlichen metallurgischen Verfahren besprochen, wobei die zukünftige Entwicklung, sei es mit Hilfe des Perrin- oder ähnlicher Verfahren, sei es unter Anwendung von Niederfrequenzstrom, zwecks Beschleunigung der Reaktionen Stahl und Schlacke schnell und innig zu mischen, ausführlich behandelt wird. Einige in einer Versuchsanlage durchgeführte Versuche zur Beschleunigung der Entschwefelung und Entphosphorung von Roheisen verliefen erfolgversprechend. Weitere gleichgerichtete Versuche an Stahl sind vorgesehen.

Beitrag zur Untersuchung des Schlupfes beim Schleppwalzenantrieb.

Von Otto Meurer in Thale (Harz).

[Mitteilung aus dem Institut für bildsame Formgebung der Technischen Hochschule Aachen*).]

(Wann tritt Schlupf auf? Bisher angewandte Maßnahmen. Meßeinrichtung zur Untersuchung des Schlupfes. Das Verhalten der Schleppwalze bei verschiedenen Lagerverhältnissen. Versuche und Ergebnisse bei verschiedenen Werkstoffen und Walzbedingungen.)

Beim Kalt- und Warmwalzen von Bändern macht man des öfteren die Beobachtung, daß die Kammwalzen einen ungewöhnlich hohen Verschleiß haben und das Band Schattierungen aufweist, die mit der Zahnteilung der Kammwalze harmonisch verlaufen. Diese Erscheinungen lassen darauf schließen, daß das Walzgut den Lauf einer Walze in irgendeiner Weise beeinflußt.

Um diesem Zustand abzuhelfen, arbeitet man mit nur einer angetriebenen Walze, in der Regel der Unterwalze, und hat damit zwar ein schattierungsfreies Band und die Einsparung des Kammwalzengerüstes erzielt, aber einen anderen Nachteil in Kauf genommen, der darin besteht, daß der Anstich des Walzgutes außerordentlich erschwert wird und größere Abnahmen nicht möglich sind, weil die Oberwalze zum Hängenbleiben neigt. Ein weiterer Nachteil dieser Arbeitsweise besteht noch darin, daß kleine Unregelmäßigkeiten im Walzgut, geringe Stärkenunterschiede, Knoten usw. ebenfalls ein Stehenbleiben der Oberwalze verursachen und die Oberfläche der Walzen zerstören. Die Nachbearbeitung der Walzen ist zeitraubend und kostspielig und setzt die Laufzeit der Walzen herab.

In dem Bestreben, den Anstich zu erleichtern, ging man vielfach dazu über, die Oberwalze mittels Riemen von der Unterwalze aus anzutreiben, was den Vorteil hat, daß der Oberwalze ein Spielraum gelassen wird. Aber auch diese Maßnahme hat die an sie geknüpften Hoffnungen nur in gewissen Grenzen erfüllt, da der Riemenantrieb nur zur Uebertragung verhältnismäßig kleiner Kräfte geeignet ist und ein Durchziehen der Oberwalze bei Unregelmäßigkeiten im Walzgut nicht gewährleistet.

Eine andere häufig angewandte Maßnahme ist der Einbau von Schleppkupplungen. Diese sollen der Oberwalze ihren freien Lauf lassen und bei einem Hängenbleiben das Walzgut durchziehen. Doch auch diese Maßnahme hat nur vollen Erfolg, wenn der Schlupf der Oberwalze vorher bei der Bemessung der Schleppwalze berücksichtigt wird.

Da man in der Bestimmung des Schlupfes ganz willkürlich verfuhr, erschien es zweckmäßig, einmal festzustellen, unter welchen Umständen Schlupf auftritt und welche Maße er erreichen kann. Im Institut für bildsame Formgebung an der Technischen Hochschule in Aachen wurden daher am Versuchswalzwerk zunächst mit Zählwerken, von denen je eines mit der Ober- und Unterwalze gekuppelt war, Vorversuche durchgeführt, die aber durch ihre Ungenauigkeit im Ablesen bei den geringen Hundertsätzen an Schlupf und den kurzen Walzzeiten keine genaueren Schlüsse zuließen. Eines jedoch konnte schon festgestellt werden: daß sich die Walzen aufeinandergefahren praktisch schlupffrei aufeinander abwälzten, gleichgültig ob sie frei oder belastet liefen.

Es war daher eine Einrichtung erforderlich, die so genau wie möglich den Walzenschlupf unter den jeweils herrschenden Bedingungen selbsttätig aufzeichnete, um auch Ablesungsfehler auszuschließen. Außerdem mußte diese Vorrichtung rein mechanisch arbeiten, um Ungenauigkeiten, wie sie an elektrischen Tachometern, wenn auch nur in geringen Hundertsätzen, unvermeidbar sind, auszuschließen. Nach Möglichkeit sollten Bruchteile von Umdrehungen in Winkelgraden feststellbar sein. Darüber hinaus war eine genaue Feststellung der jeweiligen Walzgeschwindigkeit erwünscht und durch leichte Anschlußmöglichkeit auch ein schneller Einbau der Einrichtung ohne Behinderung der Walzarbeit zu fordern, um auch im Betrieb Versuche durchführen zu können.

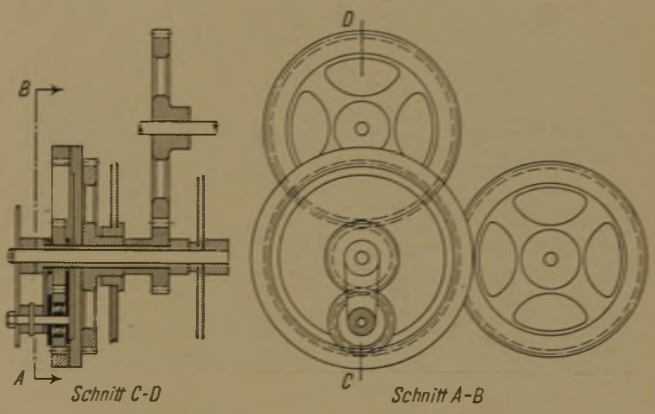


Bild 1. Planetengetriebe für Schlupfmesser.

Der wichtigste Bestandteil der Versuchseinrichtung ist das auf *Bild 1* dargestellte Planetengetriebe. Bei gleicher Umdrehungszahl der beiden außenliegenden Großräder, von denen je eines mit einer Walze gekuppelt ist, verharrt das Planetenrad in seiner ursprünglichen axialen Lage und beginnt zu wandern, sobald sich die Umdrehungszahl einer Walze ändert. Durch diese rein mechanisch arbeitende Bauart war ein vollkommen einwandfreies Messen des Walzenschlupfes auf den Winkelgrad genau gewährleistet. Die selbsttätige Aufzeichnung geschah derart, daß eine auf der Hohlwellenachse mitlaufende Scheibe mit dem Planetenrad gekuppelt war, von der aus über eine Parallelführung der Schreibstift angetrieben wurde. Die Parallelführung wurde absichtlich gewählt, um eine reine Sinusschwingung zu erhalten, die genauer auszumessen ist als eine radial arbeitende Schwinge. Um den Walzbetrieb in keiner Weise zu beeinflussen, wurden ausrückbare Klauenkupplungen vorgesehen, die jederzeit ein Abschalten der Vorrichtung ermöglichten. Von Reibungskupplungen wurde aus Gründen meßtechnischer Genauigkeit abgesehen.

Die Walzgeschwindigkeit wurde durch einen elektromagnetischen Zeitgeber aufgezeichnet, der minutlich den Meßstreifen durch ein Uhrwerk kennzeichnete.

Den Anschluß der Meßeinrichtung an die Walzen zeigt *Bild 2*. Den vielfach beengten Platzverhältnissen wurde durch Anwendung von Spiralschlauchwellen Rechnung getragen. Diese ergaben aber Schwankungen im Schaubild, die für eine genaue Messung unerwünscht waren. Es wurden daher die im Bilde sichtbaren Kreuzgelenkwellen angefertigt, die neben einer starren Uebertragung auch noch eine

*) Auszug aus der Dr.-Ing.-Diss. von O. Meurer, Techn. Hochschule Aachen (1940).

gewisse Bewegungsfreiheit und die Anstellung der Walzen in weiten Grenzen erlaubten, besonders deshalb, weil die Wellen fernrohrartig auseinandergezogen werden konnten.

Um bei Leerlaufversuchen mit aufeinandergefahrenen Walzen zwecks genauer Feststellung des Grundschlupfes (von nicht genau gleichen Walzendurchmessern herrührend) die Umdrehungszahl besser als durch Ausmessen der Meßstreifenlänge feststellen zu können, wurden die Gelenke an einer Welle genau gegenüberstehend angebracht, an der anderen hingegen um 90° versetzt. Da sich bei einer Versetzung der Kreuzgelenke bekanntlich Geschwindigkeitsunterschiede ergeben, mußten in der Leerlauflinie kleine Schwingungen auftreten, die ein genaues Auszählen der minutlichen Umdrehungen gestatteten, wie es denn auch praktisch erfolgt ist.

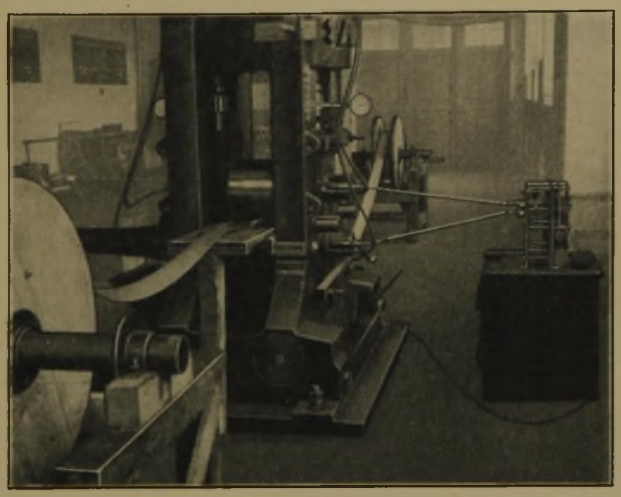


Bild 2. Walzgerüst mit angebautem Schlupfmesser von der Anstichseite gesehen.

Durch die Verwendung rein mechanischer Bauteile war die Eichung durch Berechnung der einzelnen Uebersetzungen auf das genaueste durchzuführen. Bei 1 % Schlupf der Oberwalze gegenüber der Unterwalze ergab das Planetenrad einen Laufwinkel von 261,81°.

Bild 3 zeigt die Gesamtanordnung der Anlage hinter dem Gerüst mit der auf der nicht angetriebenen Seite angeschlossenen Versuchseinrichtung, den zwei Haspeln, je einem Auf- und Ablaufhaspel, die der Einfachheit halber von Hand betätigt wurden, allerdings auch nur geringe Walzgeschwindigkeiten zuließen.

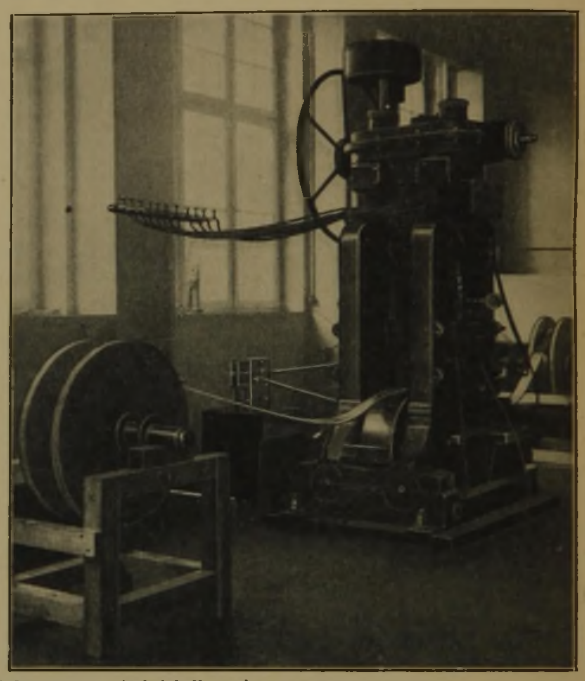
Außer dem schon erwähnten Anschluß der Meßeinrichtung an das Walzgerüst zeigt *Bild 2* die Anordnung vor dem Gerüst mit dem Walztisch und den Bandführungsleisten, die ebenso wie auch die Walzenlager aus Kunstharz bestanden, um eine möglichst elastische Führung zu erzielen. Ferner sind die Versuchseinrichtung mit den an den Walzen angeschlossenen Kreuzgelenkwellen und die Druckmeßdosen, Bauart Erichsen, von denen je eine zwischen dem oberen Einbaustück und der Druckspindel vorgesehen wurde, sichtbar.

Durchführung der Versuche.

Es wurden Bänder verschiedener Zusammensetzung in Längen von 8 bis 20 m kaltgewalzt, um so bei längerer Laufzeit der Oberwalze ein genügend langes Schlupfschaubild zu erhalten und den Einfluß kleiner Zufälligkeiten beim Walzen auszuschließen.

Die Versuche wurden zunächst mit Kunstharzlagern an allen vier Lagerstellen durchgeführt. Die Lager wurden mit Wasser gekühlt und mit Fettbriketts, die durch kleine hydraulische Pressen an die Laufzapfen angedrückt wurden, geschmiert. Darüber hinaus wurden zwei Versuchsreihen mit Emulsion gefahren. Die Lager wurden durch eine Mischung von 100 Teilen Wasser mit 0,5 Teilen Korrosionsschutzöl gekühlt und durch das in dem Gemisch enthaltene Oel geschmiert. Eine Kühlwasserumwälzpumpe sorgte für die Zuführung an die Lagerstellen und gleichzeitig für eine gute Durchwirbelung des Gemisches.

Das Walzgut wurde im Anlieferungszustand ohne Zwischenglühungen kalt gewalzt, um einen Ueberblick über



Links vorn: Aufwickelhaspel
Rechts hinten: Ablaufhaspel
Links hinten: Meßeinrichtung auf der nicht angetriebenen Walzgerüstseite.

Bild 3. Walzgerüst von der Auslaufseite gesehen.

die bisher noch vollkommen ungeklärten Verhältnisse beim Schleppwalzenantrieb zu erhalten. Ausgehend von der Annahme, daß der Walzdruck in Tonnen in der Hauptsache ausschlaggebend für die Größe des Schlupfes sein müßte, wurden die im folgenden aufgeführten und im einzelnen näher beschriebenen Versuche auch lediglich in dieser Hinsicht ausgewertet. Die Versuche wurden derart gefahren, daß ein Band von einer bestimmten Stärke in mehreren aufeinanderfolgenden Stichen ohne irgendwelche Zwischenbehandlung auf ungefähr 1 mm heruntergewalzt wurde, was im folgenden der Kürze wegen mit durchlaufender Walzung bezeichnet sei.

Um erst einmal einen Anhalt zu bekommen, wurde dabei von der Annahme ausgegangen, daß das Walzgut gewissermaßen eine Kupplung darstellt zwischen der angetriebenen Unterwalze und der anzutreibenden Oberwalze. Unter dieser Voraussetzung mußten hohe Abnahmen einen größeren Schlupf ergeben als kleinere, da das Band mechanisch gesehen einer höheren Beanspruchung ausgesetzt war. Außerdem mußte die Festigkeit des Walzgutes eine Rolle spielen, die aber zunächst vernachlässigt wurde, weil die sich von Stich zu Stich ergebende Kaltverfestigung (Zwischenglühungen fanden nicht statt) einen Ausgleich für das nach dem Stich dünner gewordene Walzgut bringen mußte. Bei der Betrachtung des Walzgutes als Kupplung zwischen zwei Walzen mußte es gleichgültig sein, ob, gleicher Walzdruck vorausgesetzt, die Leistung durch ein starkes Profil geringerer Festigkeit oder durch ein schwächeres Profil höherer Festigkeit übertragen wurde.

Der erste Versuch sollte als Leerlaufversuch zur genauen Ermittlung der Walzendurchmesserverhältnisse gleichzeitig den Beweis erbringen, daß die Einrichtung für genaue Versuchsmessungen geeignet war. Die Walzen wurden unter mäßigem Druck (5 t insgesamt) aufeinandergefahren. Die Aufzeichnungslinie zeigte einen Schlupf von 0,08 % an. Die mit Endmaßen ausgemessenen Walzendurchmesser betrugen 287,8 mm an der Oberwalze und 288,08 mm an der Unterwalze, was einem Verhältnis von 0,09 % entspricht. Der Beweis für eine genügend genaue Arbeitsweise war somit erbracht.

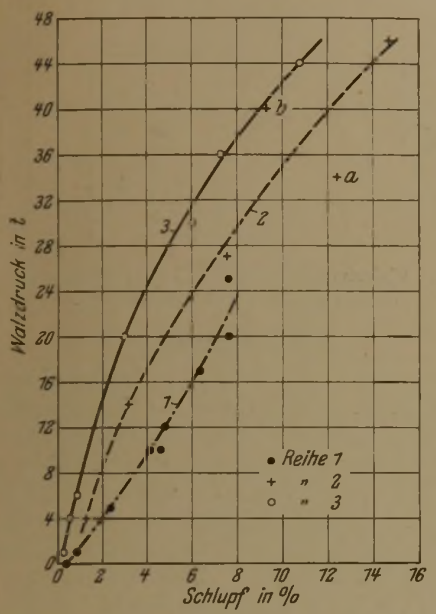


Bild 4. Walzenschlupfversuche bei Kunstharzlagern und Fettschmierung.

Reihe 1: Reinaluminium (99 %). Abmessung 100 × 4 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 12 kg/mm².
Reihe 2: Siemens-Martin-Bandstahl. Abmessung 100 × 2 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 34 kg/mm².
Reihe 3: Messing. Abmessung 100 × 2,5 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 50 kg/mm².

Bild 4 zeigt die ersten mit Kunstharzlagern gefahrenen Versuchsreihen 1 bis 3. Alle Versuche wurden bei einer Walzgeschwindigkeit von 0,45 m/s durchgeführt. Die Laufzapfen wurden mit Wasser gekühlt und mit Fettbriketts geschmiert. Das Walzgut wurde in mehreren aufeinanderfolgenden Stichen von seiner ursprünglichen Stärke auf rd. 1 mm ohne irgendwelche Zwischenbehandlungen heruntergewalzt. Beim Vergleich der Kurven fällt auf, daß z. B. Aluminium bei 12,7 t Walzdruck 5 % Schlupf der Schleppwalze verursacht, während Siemens-Martin-Bandstahl diesen Wert bei 20,4 t und Messing erst bei 28,1 t erreicht. Wenn man die Stärken des Walzgutes und seine Zugfestigkeiten vergleicht, so war der Schlupf bei weichem Rohstoff größer und dies um so mehr als das Aluminium die doppelte Stärke des Bandstahls aufwies. Der geringere Schlupf beim Walzen des Messingbandes gegenüber dem Bandstahl ist sowohl auf die höhere Festigkeit als auch auf die größere Bandstärke zurückzuführen.

Bemerkenswert war auch der Einfluß der Lagerwartung auf die Größe des gemessenen Schlupfes. So fiel z. B. der Versuchswert „a" aus dem Linienzug infolge eines warmgelaufenen Lagers aus. Bei stärkerer Anpressung des Fettbriketts an den gleichen Zapfen fiel der nächste Versuchswert „b" trotz höherem Walzdruck stark zurück.

Die beiden Versuchsreihen 4 und 5 *(Bild 5)* wurden zur Erzielung einer möglichst gleichmäßigen Lagerschmierung und -kühlung mit einer Emulsion in der vorgenannten Zusammensetzung gefahren. Hierbei zeigte sich, daß der Schlupf bei Drücken, die mehr als doppelt so hoch waren, gegenüber den vorigen Versuchsreihen ganz erheblich sank. Ein Vergleich zwischen *Bild 5* und *Bild 6*, den Versuchen bei

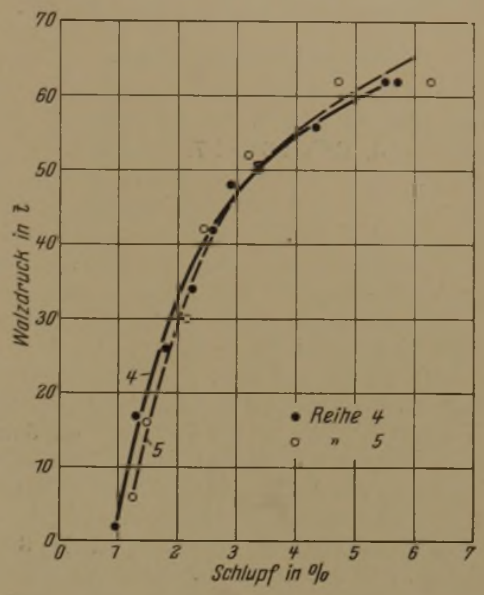


Bild 5. Walzenschlupfversuche bei Kunstharzlagern mit Emulsionsschmierung und -kühlung.

Reihen 4 und 5: S.-M.-Bandstahl. Abmessung 100 × 2 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 34 kg/mm².

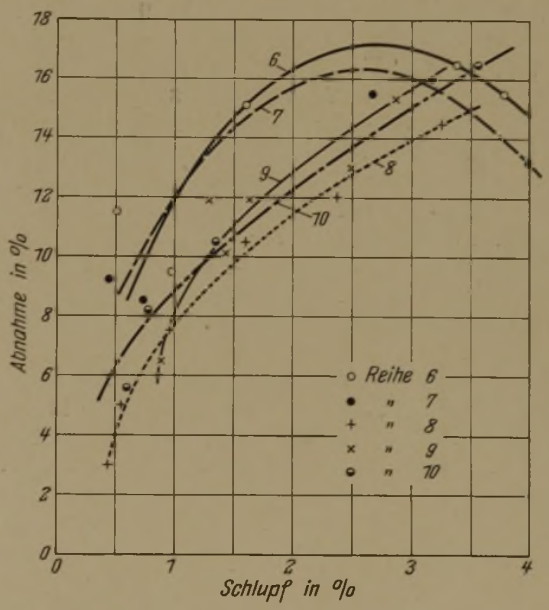


Bild 6. Walzenschlupfversuche bei Rollenlagern.

Reihen 6 und 7: S.-M.-Bandstahl. Abmessung 80 × 2,32 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 37 kg/mm².
Reihe 8: Siemens-Martin-Bandstahl. Abmessung 100 × 2 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 40 kg/mm².
Reihe 9: Siemens-Martin-Bandstahl. Abmessung 100,5 × 1,5 mm². Zugfestigkeit: 38 kg/mm².
Reihe 10: Siemens-Martin-Bandstahl. Abmessung 100 × 2,1 mm². Zugfestigkeit im Anlieferungszustand: 42 kg/mm².

Verwendung von Rollenlagern, bestätigt dies vollauf. Hiermit war bewiesen, daß das Gleitlager selbst bei sorgfältigster Wartung niemals die Genauigkeit der Versuchswerte erbringen konnte, wie dies der einwandfreien Arbeitsweise der Versuchseinrichtung entsprach. Zwar hätte ein weiteres Fahren mit Emulsion nicht nur einen gleichmäßigeren, sondern auch einen leichteren Lauf erzielt; es wäre aber eine ständige Ueber-

wachung der Emulsionsbeschaffenheit nötig gewesen, um von Anfang bis Ende der gesamten Versuche gleichbleibende Lagerbedingungen zu erhalten. Daher wurde für weitere Versuche dem Rollenlagereinbau wegen seiner fast gleichbleibenden Reibungsverhältnisse der Vorzug gegeben.

Versuche mit Rollenlagereinbau.

Die Versuche mit Rollenlagereinbau erforderten eine vollkommene Umstellung der Versuchsauswertung. So war es, wie aus *Bild 6*, Reihen 6 und 7, ersichtlich, gar nicht mehr möglich, die Werte für den Schlupf in irgendeinen Zusammenhang mit dem jeweils herrschenden Walzdruck innerhalb einer Reihe zu bringen. Es zeigte sich, daß der Schlupf im Gegensatz zu den bisher mit Kunstharzlagern gefahrenen Versuchen nicht stetig anstieg, sondern bei steigender Kaltverfestigung trotz schwachen Abmessungen und höchsten Walzdrücken bis unter 1 % fiel. Diese Erscheinung ließ darauf schließen, daß der Schlupf der Schleppwalze auch sehr stark von der Dicke und Zugfestigkeit des Walzgutes abhing. Bei den Versuchsreihen 8 und 9 wurden daher mehrere Bänder aus gleichem Werkstoff von gleicher Festigkeit und Abmessung nicht in durchlaufender Walzung, sondern mit verschiedenen Abnahmen, aber gleichen Walzgeschwindigkeiten verarbeitet. Reihe 8 zeigt bei steigender Abnahme ein gleichmäßiges Ansteigen des Schlupfes.

In Reihe 9 wurde, um eine bessere Ausnutzung des Versuchswerkstoffes zu erzielen, wie folgt verfahren: Die in der Versuchsreihe 8 erreichte größte Abnahme wurde als Ausgangsstärke für die Versuchsreihe 9 gewählt. Alle Bänder wurden auf 1,5 mm heruntergewalzt und anschließend bei 680 bis 700° weichgeglüht. Während die Bänder, die in der Versuchsreihe 8 geringe Drücke erfahren hatten, Schlupfwerte ergaben, die durchaus mit den Werten von Reihe 8 übereinstimmten, fielen jene Bänder, die schon eine stärkere Kaltverfestigung erlitten hatten, im Schlupf stärker zurück. Diese Erscheinung läßt darauf schließen, daß für sämtliche Versuche einer Reihe nur ein Werkstoff verwendet werden darf, der bisher in gleicher Weise behandelt wurde. Es ist daher anzunehmen, daß die Versuche von Reihe 8 die wirklichen Verhältnisse besser wiedergeben.

Um die durch die Versuchsreihen 8 und 9 erhaltenen Ergebnisse zu prüfen, wurde in einer weiteren Reihe 10 (unter den gleichen Bedingungen wie in Reihe 8) ein um 0,1 mm stärkeres und auch in der Festigkeit etwas höher liegendes Band verarbeitet. Falls die Ergebnisse stimmen sollten, mußte eine Parallelverschiebung des in Reihe 8 gezeigten Linienzuges eintreten und zwar so, daß der Schlupf im allgemeinen niedriger lag, da der Uebertragungsquerschnitt wie auch die Festigkeit, wenn auch nur in geringen Grenzen, höher lagen. Im Linienverlauf bestätigte sich diese Annahme.

Abschließend kann in bezug auf die Rollenlagerversuche gesagt werden, daß der Schlupf hauptsächlich von der Festigkeit des Walzgutes und von dem Hundertsatz der jeweilig vorliegenden Abnahme beeinflußt wird, gleiche Werkstoffquerschnitte vorausgesetzt.

Versuche bei verschiedenen Walzgeschwindigkeiten.

Die Versuche wurden mit drei verschiedenen Geschwindigkeiten 1. v = 0,47 m/s, 2. v = 0,8 m/s, 3. v = 1,04 m/s gefahren. Die Auswertung mehrerer innerhalb jeder Geschwindigkeitsstufe liegenden Versuchsreihen zeigt *Bild 7*. Man sieht, daß die Walzgeschwindigkeit in den vorgenannten Grenzen nur einen geringen Einfluß auf den Schlupf ausübt.

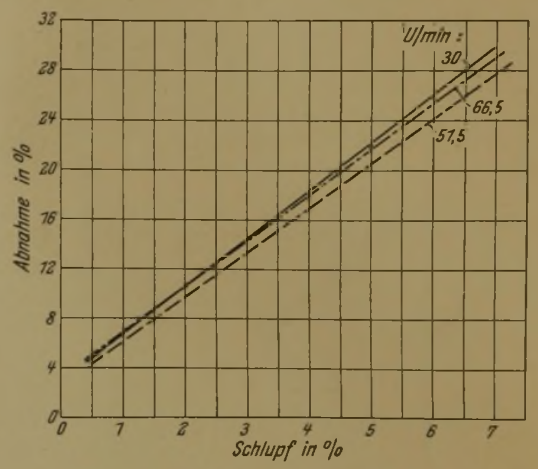


Bild 7. Walzenschlupfversuche bei Rollenlagern und verschiedenen Geschwindigkeiten.

Zusammenfassung.

Es wurde versucht, die Verhältnisse beim Schleppwalzenantrieb zu klären. Die zu diesem Zweck entwickelte Versuchseinrichtung hat hierbei ihre volle Tauglichkeit erwiesen. Als vorläufiges Ergebnis kann gesagt werden, daß der Schlupf der Schleppwalze zum großen Teil von der Walzenlagerung abhängig ist. Durch den Einbau von Rollenlagern oder aber durch gleichmäßige und sorgfältigste Wartung von Gleitlagern, beim Walzen auf Kunstharzlagern am besten mit Emulsion, kann man den Schlupf erheblich senken. Beim Walzvorgang selbst wird der Schlupf durch hohe Abnahme, weiches Walzgut und geringe Werkstoffquerschnitte sehr begünstigt. Geringe Abnahmen, Werkstoffe hoher Festigkeit und größere Walzgutstärken ergeben Schlupfwerte, die in der Regel nur Bruchteile eines Prozentes betragen. Die Walzgeschwindigkeit übt einen geringen Einfluß aus, der bei den beim Kaltwalzen üblichen Geschwindigkeiten vernachlässigt werden kann.

Durch den Vergleich der Ergebnisse der Gleit- und Rollenlagerversuche wird die Annahme bestätigt, daß nämlich das Band als Kupplung zwischen der antreibenden Unter- und der angetriebenen Oberwalze läuft, und daß dieser Umstand mit ausschlaggebend für den Schlupf sein kann. In Abhängigkeit von dem zu übertragenden Drehmoment, sei es durch hohe Abnahmen oder durch schlecht gewartete Walzenlager, wird also das Walzgut seiner Festigkeit und Stärke entsprechend mehr oder weniger stark verzerrt. Ueber die Höhe des auftretenden Schlupfes kann im Rahmen der in der vorliegenden Arbeit ausgewalzten Bandabmessungen gesagt werden, daß bei Siemens-Martin-Stahlgüten mittlerer Festigkeit mit Abnahmen von 5 bis 18 % der Schlupf entsprechend der Höhe des jeweiligen Druckes zwischen 0,5 und 3,5 % schwankt, ohne jedoch immer verhältnisgleich zu sein. Als Richtlinie für weitere Arbeiten auf diesem Gebiet seien folgende Punkte angeführt:

Es konnte festgestellt werden, daß der Walzenschlupf durch die prozentuale Abnahme, die Werkstoffestigkeit, den Walzgutquerschnitt und die Walzgeschwindigkeit beeinflußt wird.

Umschau.

Neuer 1000-t-Hochofen in den Vereinigten Staaten.

Mitte August 1938 wurde von der Great Lakes Steel Corp. in Zug Island, Michigan, ein neuer Hochofen für eine Tagesleistung von 1000 t Stahleisen angeblasen. An der örtlichen Anordnung ist, wie R. M. Hughes und Wm. J. Rees[1]) in der Beschreibung des Ofens ausführen, besonders bemerkenswert, daß der dritte Ofen zwischen den vorhandenen mit 650 t und 540 t Tageserzeugung errichtet wurde. Die Entfernung der Ofenmitten dieser beiden Oefen beträgt zwar 152 m, aber dieser Platz war von Kessel- und Maschinenhäusern eingenommen worden, die zuerst an anderer Stelle wiedererrichtet und in Betrieb genommen werden mußten, ehe mit den umfangreichen Ausschachtungsarbeiten für den Unterbau des neuen Ofens begonnen werden konnte. Ein neuer Lagerplatz für 340 000 t Rohstoffe mußte angelegt werden, um für den neuen Ofen für 165 Wintertage genügend Erz, Kalkstein und Kohle, diese zum Betreiben des dritten Dampfgebläses, lagern zu können. Der Koksbedarf des neuen Ofens wird von einer neuerrichteten Batterie der benachbarten Kokerei gedeckt.

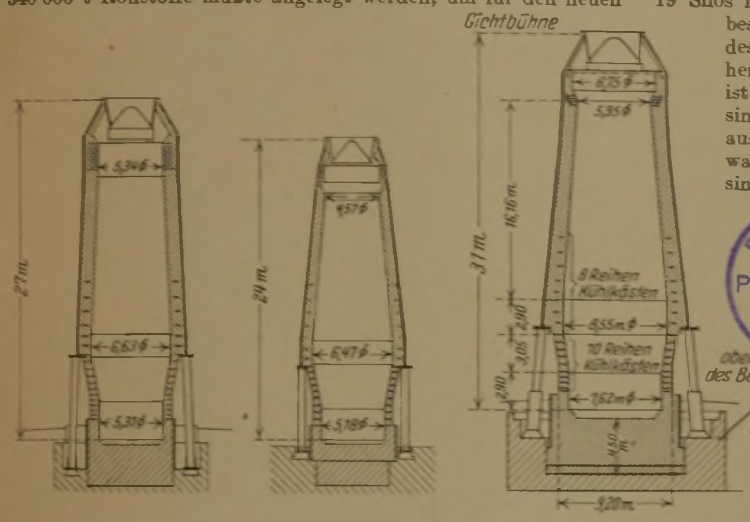


Bild 1. Profile der Hochöfen von Zug Island der Great Lakes Steel Corp. (Tagesleistung 650, 540 und 1000 t.)

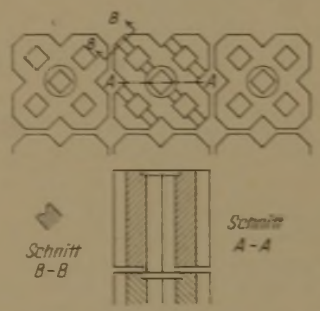


Bild 2. Winderhitzer-Ausgitterung nach McKee.

Das Profil des Ofens ist aus *Bild 1* zu erkennen, aus der auch die Abmessungen der beiden anderen Oefen zu entnehmen sind. Der frei stehende, blechumkleidete Schacht wird von acht Säulen getragen. Im Gestell von 7,62 m Dmr. liegen 16 Formen, über deren Blasquerschnitte keine Angaben gemacht werden. Auf dem sehr unsicheren Baugrund mußten zur Aufnahme der hohen Flächenbelastung umfassende Vorarbeiten durchgeführt werden. In die Grundfläche für Ofen, Gießhalle und Schlackensandbecken wurden 1400 je 23 m lange Betonpfähle eingelassen, auf die an der Stelle des Bodensteins eine 4,5 m starke achteckige Grundplatte aus Gußbeton aufgebracht wurde. Auf diese wurde in eine Höhlung der Bodenstein gesetzt. Die untere Hälfte des Gestells ist mit einem Knüppelpanzer bewehrt, Formenebene und Rast durch 287 in zehn Reihen verteilte Kühlplatten geschützt, während in den unteren Teil des Schachtes nur acht Reihen mit 192 Stück eingebaut worden sind. Die Eisenkonstruktion des Ofens läßt eine spätere Erhöhung der Erzeugung auf 1200 t/24 h zu. Die obere Glocke des McKee-Gichtverschlusses hat 1,83 m, die untere 4,40 m Dmr. Die 60 m lange Fahrbahn des Schrägaufzuges hat eine Neigung von 56°. Das Kippkübelpaar entleert sich in die drehbare Schüssel der kleinen Glocke; die Drehbewegung wird von den Kübeln ausgelöst. Die Winden für Aufzug, Glocken und Sondenstangen stehen in einem zweigeschossigen Haus auf Hüttenflur unter der Schrägbahn; im Obergeschoß sind die Steuervorrichtungen und Ueberwachungsgeräte für die Beschickungsanlage untergebracht. Eine Kübelfahrt dauert 37 s bei einer Geschwindigkeit von 3 m/s auf der Mittelstrecke. Die Kübel können bis zu 10,2 t belastet werden.

Der Roheisenabfuhr dienen 110 t fassende Mischerpfannen, von denen für jeden Abstich vier Stück in einem Tunnel unter der Abstichbühne angesetzt werden können. Die Schlacke läuft in ein neben dem Ofen befindliches großes Wasserbecken; der Schlackensand wird daraus durch ein Becherwerk in Selbstentlader gefördert. Eine elektrische Stichlochstopfmaschine und eine Vorrichtung zum Verschließen des Schlackenabstichs vervollständigen die Ofenausrüstung.

[1]) Iron Steel Engr. 16 (1939) Nr. 6, S. GL 18/31.

Für den 1000-t-Ofen sind nur drei zweizügige Winderhitzer von 8,30 m Dmr. und 30 m Höhe mit seitlichem Brennschacht und flach gewölbter Kuppel erstellt worden. Das Gitterwerk jedes Winderhitzers hat 17 800 m² Heizfläche. Die Querschnitte der Gitterwerkszüge *(Bild 2)* konnten klein bemessen werden, da Reingas zur Beheizung zur Verfügung steht. Die Brenner wurden für Zwangsbeheizung eingerichtet; es können bis zu 25 000 m³ Gas/h verbrannt werden. Die Winderhitzer sind so bemessen, daß mit 850° geregelter Heißwindtemperatur am Ofen durchgeblasen werden kann. Die Heißwindschieber von 1,20 m Dmr. sind ungekühlt und aus hitzebeständigem Stahl hergestellt, die Schieberzungen dagegen aus Rotguß und mit Wasserkühlung versehen.

Die Bunkeranlage für den neuen Ofen besteht aus 19 Silos für Erz und Kalkstein, einem für Schrott und zwei besonders großen, unmittelbar über den Füllrümpfen des Aufzuges gelegenen, für Koks. Die Erzbunker bestehen aus 12,5 mm starken Blechen; der Schrottbunker ist außerdem mit Schienen bewehrt. Die Koksbunker sind innen mit einer 50 mm starken Schicht aus Gußbeton ausgekleidet. Die Einsatzstoffe werden auf Zubringerwagen abgefüllt, die mit Wiegevorrichtungen versehen sind. Der Koks wird nach dem Rauminhalt gemessen und zwischen Bunker und Kippkübel auf Schüttelsieben vom Abrieb befreit. Aus dieser Maßnahme erklärt sich auch der angegebene Koksverbrauch von 800 kg/t Roheisen.

Zu einer Ladung gehört der Inhalt von sieben Kübeln; die Begichtungsfolge ist auf 2 Kübel Erz, 2 Kübel Koks, 1 Kübel Kalkstein, 1 Kübel Bohrspäne und Gichtstaub und 1 Kübel Koks festgesetzt. Als Beispiel werden folgende Einsatzgewichte für eine Ladung angegeben: 17 600 kg Erz, 770 kg Späne, 1000 kg Gichtstaub, 3800 kg Kalkstein und 7750 kg Koks. Das Möllerausbringen errechnet sich daraus zu 41,5 %, wobei in 24 h 104 Ladungen gefahren werden müssen.

Die vier Gichtgasfänge sind zur Verringerung des Gichtstaubentfalls über dem Schrägaufzug zusammengeführt. Von dort aus geht die Rohgasleitung zu einem großen Staubsack, in den sie von oben eintritt. Das Rohgas verläßt diese Staubflasche durch einen die Einmündung umgebenden Dom, um darauf in einer Wirbleranlage weiter gereinigt zu werden.

Der Abbruch der alten Anlagen und der Neubau des Ofens mit seinem Zubehör mußte unter voller Aufrechterhaltung des Betriebes an den beiden anderen Oefen durchgeführt werden.

Horst-Werner Hoffmann.

Aluminium-Lagerlegierungen.

In letzter Zeit wurde wieder mehrfach über Aluminium-Lagermetalle berichtet[1]). Obwohl sich diese bekanntlich im Bereich der Hüttenwerke bisher nicht mit bleibendem Erfolg einführen ließen, sollen diese Veröffentlichungen kurz besprochen werden, um unsere eigenen Erfahrungen hiermit abzustimmen.

Armbruster und Vaders fragen sich in zwei die bisherigen Erfahrungen zusammenfassenden Arbeiten zunächst, warum die Einführung der Aluminiumlegierungen als Lagermetall auf so starke Abneigung stößt. Sie sprechen dabei von Vorurteilen, Mangel an Zeit für Versuche, unsachgemäßem Einsatz, z. B. falsche Wahl der Lagerlegierung. Wir halten demgegenüber die Widerstände für sachlich bedingt.

Armbruster teilt die bisher als Lagermetall erprobten Legierungen (auch die Schwermetallegierungen) in zwei Gruppen ein, nämlich solche, bei denen in einer weichen Grundmasse

[1]) Armbruster, M.: Metallwirtsch. 19 (1940) S. 127/33. Buske, A.: Aluminium. Berl., 22 (1940) S. 293/98. Claus, W.: Metallwirtsch. 19 (1940) S. 472/75. Vaders, E.: Aluminium. Berl., 22 (1940) S. 248/56.

BIBLIOTEKA POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

Zahlentafel 1. Versuchsergebnisse mit Aluminiumgleitlagern.

Anwendungsfall, Abmessungen	p kg/cm²	v m/s	n Umläufe	Lagerzapfen Dmr. mm	Lagerzapfen Länge mm	Lagerzapfen Zustand	Bemerkungen
1. Kurbelzapfenlager von 4-T-Dieselmaschinen, 19 PS, Zylinderdurchmesser 120 mm, Hub 145 mm	165	5,4	1500	68	—	ungehärtet	Schmiernuten geändert.
2. Kurbelzapfenlager von 2-Zylinder-Dieselmaschinen, 22 PS, Zylinderdurchmesser 100 mm, Hub 130 mm	150	4,6	1300	68	50	ungehärtet	Schmiernuten geändert.
3. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen, 1 bis 3 Zylinder, 11 PSe je Zylinder, Zylinderdurchmesser 110 mm, Hub 150 mm	max. 135	3,5	1000	60	75	St C 35.61 vergütet (160 bis 180 H_n)	Tropfenschmierung durch Schleuderring (27 Tropfen/min).
4. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen, 1 bis 6 Zylinder, 20 PSe je Zylinder, Zylinderdurchmesser 130 mm, Hub 190 mm	145	4,2	1000	80	90	St C 35.61 vergütet (160 bis 180 H_n)	
5. Pleuel- und Hauptlager von 1-Zylinder-Vergaser- und Dieselmotor, 6,5 PSe	Vergaser 130 Diesel 135	3,2 2,6	1500 1250	40	Pleuellager 35 Hauptlager 40	(St C 45.61) und St 70.11	Pleuellager Tauchschmierung. Hauptlager wird mit dem an der Gehäusewand in Taschen ablaufenden Oel geschmiert.
6. Lager von Ammoniakkompressor	Hauptlager 15 Kurbelzapfen 30	1,8	—	—	—	—	Schmierung wie bisher.
7. Lager von Schiffsmaschinen	10	10	640	300	—	—	Schmierung wie bisher.
8. Verwendungszweck unbekannt	11	1,45	800	35	—	—	Wasserschmierung!
9. Lager von 2-Zylinder-Dieselmotor, 20 PSe je Zylinder = 40 PSe, Zylinderdurchmesser 170 mm, Hub 200 mm	143	4,6	800	110	88	—	Schmierung wie bisher.
10. Kurbelzapfenlager von Bergwerksmaschine, Elektro-Rutschenantrieb	144	4,0	760	100	70	50 bis 60 kg/mm² Zugfestigkeit	Tropfenschmierung.
11. Lager von Pendelbecherwerk	15	0,4	—	—	—	St 50.11	Schmierung wie bisher.
12. Lager der Laufräder von Greiferkran	85	0,25	—	—	—	—	Staufferschmierung.
13. Lager der Spindel von Rundschleifmaschinen	1	3,9	1240	60	120	—	Schmierung wie bisher.
14. Lager von Schiffsmaschinen	50	7,5	—	80 bis 100	120 bis 200	Wellenwerkstoff St 42.11 gehärtet	Preßschmierung.
15. Baggerbau; Lagerbüchsen für Trommeln, Seilrollen, Zahnräder usw.	max. 150	1,0	—	—	—	—	Schmierung wie bisher.
16. Lager von Gerbereimaschinen	1,3	4,0	—	80 (Innendurchmesser der Büchse)	330	Wellenwerkstoff St 60.11	Ringschmierung.
17. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen (Schleppermotor) 20 PS	97,0	3,0	760	75	72	Kurbelzapfen gehärtet	Schmierung durch Bosch-Oeler 1 cm³ je min.
18. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen (Schleppermotor) 35 PS	92,0	2,5	535	90	112	Kurbelzapfen gehärtet	Schmierung durch Bosch-Oeler 1,2 cm³ je min.
19. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen (Schleppermotor) 45 PS	77	3,4	600	100	100	Kurbelzapfen gehärtet	Schmierung durch Bosch-Oeler 1,35 cm³ je min.
20. Pleuellager von 2-T-Dieselmaschinen (Schleppermotor) 55 PS	68	3,9	750	100	100	Kurbelzapfen gehärtet	Schmierung durch Bosch-Oeler 1,5 cm³ je min.

harte Tragkristalle eingelagert sind (z. B. WM 80), und solche mit härterer Grundmasse und weichen Einschlüssen (z. B. Zweistoff-Bleibronzen mit etwa 20 bis 30 % Pb). In beiden Fällen liegt ein heterogenes Gefüge vor, das für gute Lagerwerkstoffe kennzeichnend ist. Bei den Aluminiumlegierungen werden beide Gefügetypen angestrebt:

1. Hart in weich, z. B. Al_3Fe, Al_7Mn, Al-Sb und Al_2Cu-Einschlüsse in Aluminium-Grundmasse (Härte: 80 bis 120 kg/cm²).
2. Weich in hart, weiche Einlagen in schwach angehärteter Aluminium-Grundmasse (Härte: 40 bis 50 kg/cm²).

Die erste Gruppe sei fest, spröde, federnd, sehr empfindlich gegen Kantenpressungen. Die harten Einbettungen werden gelegentlich bei Stoßbeanspruchung, Schmierstoffmangel oder Kantenpressungen herausgerissen. Die weichen Legierungen der zweiten Gruppe seien dagegen weniger fest, aber stauchfähig, also gegen Kantenpressungen weniger empfindlich. Zu diesen zählen die Aluminium-Zinn-Legierungen.

Nach Buske, der vorzugsweise die Gestaltung von Leichtmetallagern behandelt, haben demgegenüber praktisch alle Leichtmetalle gute oder sehr gute Gleiteigenschaften und sind bei richtiger Lagergestaltung und beim Einsatz an der richtigen Stelle bis zu hohen Belastungen und Drehzahlen brauchbar. Hier liegt der Ton also auf den konstruktiven und festigungsmäßigen Feinheiten, während der Legierungsfrage nur eine zweitrangige Bedeutung beigemessen wird. So habe er versuchsweise etwa 30 handelsübliche Leichtmetallegierungen verschiedenster Zusammensetzung auf einer Lagerprüfmaschine untersucht und dabei festgestellt, daß alle, ob weich oder hart (in Leichtmetallgehäusen zwecks gleicher Wärmeausdehnung eingebaut), Flächendrücke von 600 bis 800 kg/cm² bei Gleitgeschwindigkeiten bis zu 8 m/s erreichten.

Dies sind Ergebnisse, die nur bei vorzüglicher Lagerbauweise und bester Schmierung zu erzielen sind. So berichtet auch Vaders über Versuche in einem Kraftwagenmotor und kommt zu dem bemerkenswerten Ergebnis, daß die üblichen Oelsiebe für Aluminium-Lagermetalle hier nicht ausreichen, sondern durch Feinfilter ersetzt werden müßten. Was hier für ein Beispiel gesagt wird, dürfte allgemeinere Gültigkeit haben.

Aus allen Berichten geht eindeutig hervor, daß nicht die hohen Belastungen an sich bei Aluminium-Lagermetallen zu Schwierigkeiten führen — solange sich diese im Druckberg-Höchstwert unterhalb der Quetschgrenze der betreffenden Legierung halten —, sondern unvorhergesehene Nebenerscheinungen, wie eindringende Fremdkörper, Ausbröckelungen aus der Gleitfläche, Wärmespannungen und -dehnungen mit Lagerspielveränderungen, örtlichen Ueberlastungen. Auf weitere Einzelheiten in den Veröffentlichungen braucht man nicht näher einzugehen, um für uns den Schluß zu ziehen, daß Leichtmetall-Lagerlegierungen also gerade gegen diejenigen Störungsursachen besonders empfindlich sind, die bei vielen Lagerstellen in unseren Maschinen und Apparaten eine Hauptrolle spielen: Gefahr des Staubzutritts, ungleichmäßige Schmierstoffzufuhr, Kantenpressungen, wechselnde, unübersichtliche Lagertemperaturen zum Teil infolge äußerer Wärmeeinwirkungen usw.

Auf die für den Flugmotorenbau sehr wertvollen Untersuchungen von Buske über gestalterische Feinheiten braucht hier ebenfalls nicht näher eingegangen zu werden, da diese auf hüttenmännische Verhältnisse nur mit vielen Vorbehalten und nicht für vorhandene Anlagen übertragbar sind.

Während gewöhnlich eine gute Wärmeleitfähigkeit des Lagerwerkstoffes gewünscht wird, glaubt Claus gerade in der außergewöhnlich hohen Wärmeleitfähigkeit der Aluminiumlegierungen eine Ursache für das leichte Fressen zu sehen. Oertlich auftretende Reibungswärme werde nicht wie bei WM 80 vorzugsweise vom Schmierstoff, sondern vom Lagermetall aufgenommen. Wichtiger dürfte aber m. E. die leichte Anpassung des WM 80 gegenüber dem federnden Druck derartiger Gefahrpunkte bei Aluminiumlegierungen sein. Claus kommt jedenfalls auch zu dem Ergebnis, daß die Leichtmetallager nicht geeignet sind für Fett-, Tropf- und Ringschmierung, sondern daß man zweckmäßig Oelumlaufschmierung anwendet.

Zahlentafel 1 zeigt eine von Armbruster wiedergegebene Zusammenstellung von Versuchen mit Aluminium-Lagermetallen in gekürzter Form. Wie weit es sich dabei um Einzelversuche mit der dabei üblichen größeren Sorgfalt beim Einbau der Versuchslager und bei der Lagerpflege handelt, wird nicht gesagt. Auch über die vergleichende Bewährung mit anderen Lagerwerkstoffen fehlen nähere Angaben. *Ewald Rohde.*

Feuerungstechnische Rechnungsunterlagen für vollkommen verbranntes Ruhr-Ferngas.

Nach Angaben der Ruhrgas-Gesellschaft schwanken die Zusammensetzung und der Heizwert des Ruhr-Ferngases in sehr engen Grenzen. Man kann demzufolge durchschnittlich mit folgenden Werten rechnen:

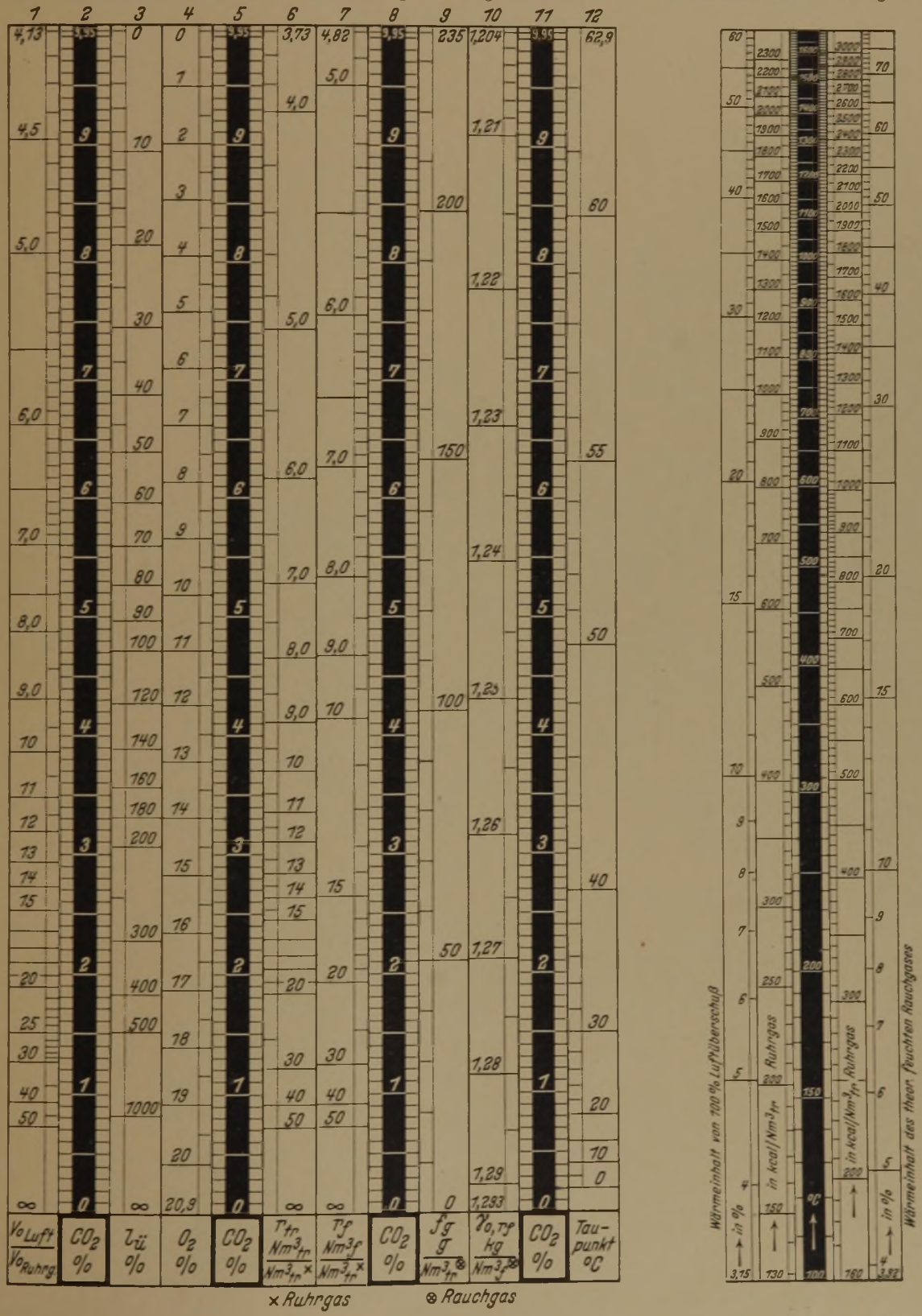
$CO_2 = 2{,}2\,\%$; $CO = 5{,}4\,\%$; $C_2H_4 = 1{,}6\,\%$; $C_3H_6 = 0{,}4\,\%$.
$CH_4 = 23{,}9\,\%$; $H_2 = 56{,}8\,\%$; $O_2 = 0{,}4\,\%$; $N_2 = 9{,}3\,\%$.

Demgemäß ist $C_{1\,ges.} = 0{,}371\ \frac{Nm^3}{Nm^3}$; $H_{2\,ges.} = 1{,}09\ \frac{Nm^3}{Nm^3}$.

$H_o = 4610$, $H_u = 4075$ kcal/Nm³.

Unter Zugrundelegung dieser Werte wurden die nachstehend wiedergegebenen Leitertafeln entwickelt. *Tafel 1* gibt den Luftüberschuß, die trockene und feuchte Rauchgasmenge, den Feuchtigkeitsgehalt des trockenen Rauchgases, den Taupunkt und das Raumgewicht des feuchten Rauchgases in Abhängigkeit vom Kohlensäuregehalt oder vom $\frac{V_{o\,Luft}}{V_{o\,Gas}}$-Verhältnis wieder. *Tafel 2* zeigt den Wärmeinhalt des Rauchgases in Abhängigkeit von der Temperatur und vom Luftüberschuß. Beide Tafeln gelten nur für den Fall der vollkommenen Verbrennung von Ruhr-Ferngas bei beliebigem Luftüberschuß.

Tafel 1 und 2. Feuerungstechnische Rechnungsunterlage für vollkommen verbranntes Ruhr-Ferngas.



Durch Anwendung dieser Unterlagen kann man viel Rechenarbeit bei Versuchsauswertungen und anderen feuerungstechnischen Berechnungen oder Ueberlegungen sparen.

Vollkommene Verbrennung als Bedingung für die Gültigkeit dieser Leitertafeln liegt in sehr vielen Fällen vor, z. B. meist bei Glüh- und Trockenöfen, nicht selten auch bei Stoß- und Rollöfen, bei vielen keramischen Oefen sowie bei Dampfkesseln. Die Tatsache der vollkommenen Verbrennung ergibt sich häufig schon aus dem Flammenbild (klare Flamme = vollkommene Verbrennung, trübe Flamme = unvollkommene Verbrennung) oder aus der Tatsache, daß genügend Luftüberschuß eingestellt ist, die Ofentemperatur hoch genug und der Verbrennungsraum groß genug ist, um eine vollkommene Verbrennung zu gewährleisten. In zweifelhaften Fällen kann man einzelne Gasproben außer auf Kohlensäure auch auf Sauerstoff und Kohlenoxyd untersuchen. Bei sehr vielen Versuchen ergeben dann diese Stichmessungen unter den oben angeführten Bedingungen stets: $CO + H_2 =$ Null, so daß man bei genügender Erfahrung auf diese Stichmessungen ganz verzichten oder sie auf wenige Proben beschränken kann.

Zu *Tafel 2* (Wärmeinhaltstafel) sei bemerkt, daß die mittlere Leiter die Temperaturleiter ist, die nächste Leiter rechts gibt den Wärmeinhalt des theoretischen, feuchten Rauchgases (vollkommene Verbrennung ohne Luftüberschuß) in kcal/Nm³ verbranntes trockenes Frischgas an in Abhängigkeit von der Temperatur; die letzte Leiter rechts gibt den Wärmeinhalt des theoretischen Rauchgases in % vom unteren Heizwert des Frischgases an (= % Abgasverlust bei theoretischer Verbrennung). Die Leiter links neben der Temperaturleiter gibt den Wärmeinhalt von 100 % Luftüberschuß in kcal/Nm³ Frischgas an (bei x % Luftüberschuß ist der abgelesene Wert mit $\frac{x}{100}$ zu vervielfachen); die äußere Leiter links gibt den Wärmeinhalt von 100 % Luftüberschuß in % vom unteren Heizwert des Frischgases an (bei x % Luftüberschuß ist dieser Wert ebenfalls mit $\frac{x}{100}$ zu vervielfachen).

Zahlentafel 3. Feuerungstechnische Formeln für die vollkommene Verbrennung von Ruhrgas.

1. Berechnung der Kohlensäure nach der Mengenmessung (falls keine zuverlässige Gasanalyse vorliegt):

$$\% \, CO_2 = \frac{37{,}1}{\frac{Vo_{Luft}}{Vo_{Ruhrgas}} - 0{,}4} \ldots \% \qquad (1)$$

2. Luftüberschuß:

$$100 \cdot (\lambda - 1) = \frac{898}{\% \, CO_2} - 90{,}3 \ldots \% \qquad (2)$$

3. Sauerstoffgehalt des Abgases:

$$\% \, O_2 = 20{,}9 - 2{,}1 \times \% \, CO_2 \ldots \% \qquad (3)$$

4. Trockne Rauchgasmenge je Nm³ Ruhrgas:

$$r_{tr.} = \frac{37{,}1}{\% \, CO_2} \ldots \frac{Nm^3_{tr.}}{Nm^3_{tr.\,Ruhrgas}} \qquad (4)$$

5. Feuchte Rauchgasmenge je Nm³ Ruhrgas:

$$r_f = \frac{37{,}1}{\% \, CO_2} + 1{,}09 \ldots \frac{Nm^3_f}{Nm^3_{tr.\,Ruhrgas}} \; ^{1)} \qquad (5)$$

6. Feuchtigkeit je Nm³ trocknes Rauchgas:

$$f = 23{,}62 \times \% \, CO_2 \ldots g/Nm^3_{tr\,Rauchgas} \; ^{1)} \qquad (6)$$

7. Taupunkt: Nach Mitt. Wärmestelle VDEh Nr. 132, Zahlentafel 2.

8. Raumgewicht des feuchten Rauchgases:

$$\gamma_0 = \frac{0{,}983 + \frac{47{,}95}{\% \, CO_2}}{1{,}09 + \frac{37{,}1}{\% \, CO_2}} \ldots kg/Nm^3_{feuchtes\,Rauchgas} \qquad (7)$$

9. Wärmeinhalt des feuchten Rauchgases je $Nm^3_{tr.\,Ruhrgas}$

$$i_f = \underbrace{4{,}82 \cdot c_{pm,\,r_{of}} \cdot \vartheta}_{\text{Ablesung Tafel 2, rechts}} + \frac{\%\,\text{Luftüberschuß}}{100} \cdot \underbrace{4{,}13 \cdot c_{pm,\,l} \cdot \vartheta}_{\text{Ablesung Tafel 2, links}} \ldots kcal/Nm^3_{tr.\,Ruhrgas} \; ^{1)} \qquad (8)$$

¹) Ohne Berücksichtigung der Frischgas- und Luftfeuchtigkeit.

Beispiel 1.

Gegeben: Abgastemperatur 400°, Luftüberschuß 15 %.

Rechnungsgang:

Wärmeinhalt des theoretischen Rauchgases 655 kcal/Nm³ verbranntes Frischgas oder 16,1 %.

Wärmeinhalt von 15 % Luftüberschuß:
$0{,}15 \cdot 522 = 73{,}3$ kcal/Nm³ Frischgas oder $0{,}15 \cdot 12{,}9 = \sim 1{,}9$ %.

Gesamter Wärmeinhalt:
$655 + 73{,}3 =$ **728,3** kcal/Nm³ verbranntes Frischgas
oder $16{,}1 + 1{,}9 =$ **18** % vom Gasheizwert.

Zu *Tafel 1* sei noch folgendes bemerkt:

Mißt man die Gasmenge, die Luftmenge und den Kohlensäuregehalt, so kann man mit Hilfe der ersten drei Spalten z. B. den Falschluftzutritt berechnen.

Beispiel 2.

Nach den Mengenmessungen habe sich das $\frac{V_{ol}}{V_{og}}$-Verhältnis zu 6,0 ergeben.

Die zweite Spalte der *Tafel 1* gibt an, daß hierzu ein CO_2-Wert von 6,63 % gehört und die zugeführte Luftmenge einen Ueberschuß von 45 % enthält.

Die Analyse des Abgases soll 6 % CO_2 ergeben haben (statt 6,63 %); dem würde gemäß der dritten Spalte ein Luftüberschuß von 59,5 % entsprechen. Dies bedeutet, daß hinter den Brennern durch Undichtheiten der Ofenwände eine Falschluftmenge von $59{,}5 - 45 = 14{,}5$ % von der theoretischen Luftmenge hinzugekommen ist.

Die vierte Spalte der *Tafel 1* kann in Verbindung mit der zweiten Spalte dazu benutzt werden, um die Vollkommenheit der Verbrennung durch Gasanalysen zu prüfen. Deckt sich der gemessene Sauerstoffgehalt des Abgases über längere Zeit mit dem in Spalte 4 in Abhängigkeit vom gemessenen Kohlensäuregehalt abgelesenen Sauerstoffgehalt, so ist die Verbrennung offenbar vollkommen. Anderseits kann die vierte Spalte auch dazu dienen, die Richtigkeit der Sauerstoffbestimmung bei Gasanalysen zu beurteilen.

Die 6., 9. und 12. Spalte der *Tafel 1* können zu Feuchtigkeitsrechnungen benutzt werden.

Beispiel 3.

Bei Untersuchungen an einem mit Ruhr-Ferngas beheizten Trockenofen wurde während eines Zeitabschnittes von einer halben Stunde ein Gasverbrauch von 200 Nm³/h, ein Kohlensäuregehalt von 6 % und ein Feuchtigkeitsgehalt von 230 g/Nm³ trockenes Rauchgas gemessen.

Zu dem Kohlensäuregehalt von 6 % ergibt die Spalte 9 einen aus dem Gas stammenden Feuchtigkeitsgehalt von 142 g/Nm³ trockenes Rauchgas (ohne Berücksichtigung der Luftfeuchtigkeit, die gegebenenfalls besonders in die Rechnung einzuführen wäre, im allgemeinen aber ohne großen Einfluß ist).

Es ergibt sich also, daß je 1 Nm³ trockenes Rauchgas aus dem Formsand eine Feuchtigkeitsmenge von $230 - 142 = 88$ g hinzugekommen ist. Die gesamte in diesem Zeitabschnitt aus dem Einsatz entwichene Feuchtigkeit ergibt sich mit Hilfe der Spalte 6 (trockene Rauchgasmenge bei 6 % CO_2 6,2 Nm³/Nm³ Frischgas) zu:

$$\underset{V_o}{200} \cdot \underset{r_{tr}}{6{,}2} \cdot \frac{\overset{f}{230} - \overset{f_g}{142}}{1000} \cdot \underset{\text{Zeit}}{0{,}5} = 54{,}5 \text{ kg.}$$

Die 10. Spalte zeigt, daß der Taupunkt des Rauchgases von vollkommen verbranntem Ruhr-Ferngas bei 6 % CO_2-Gehalt 54° beträgt.

Das Rauchgas muß also an allen Flächen, die eine niedrigere Temperatur als 54° haben, einen Niederschlag bilden. Im vorliegenden Fall beträgt jedoch durch Ausdampfen des Formsandes die Gesamtfeuchtigkeit gemäß Messung 230 g/Nm³

Zahlentafel 4. Bedeutung der festen Größen.

1. Die Zahl 37,1 in Gleichung 1, 4, 5 und 7:
gesamter C_1-Gehalt (bezogen auf einatomigen Zustand) in 100 Nm³ trocknem Frischgas.
Hierin bedeutet gesamter C_1-Gehalt $= CO_2 + CO + CH_4 + n \cdot C_nH_m$.

2. Die Zahl 0,4 in Gleichung 1:
(theoretische trockne Rauchgasmenge — theoretischer trockner Luftbedarf) je 1 Nm³ trocknes Frischgas.

3. Die Zahl 898 in Gleichung 2:
$$\frac{\text{gesamter } C_1\text{-Gehalt in 100 Nm}^3 \text{ trocknem Frischgas}}{\text{theoretischer Luftbedarf von 1 Nm}^3 \text{ trocknem Frischgas}} \cdot 100.$$

4. Die Zahl 90,3 in Gleichung 2:
$$\frac{\text{theoretische trockne Rauchgasmenge je 1 Nm}^3 \text{ trocknes Frischgas}}{\text{theoretischer Luftbedarf je 1 Nm}^3 \text{ trocknes Frischgas}} \cdot 100.$$

5. Die Zahl 20,9 in Gleichung 3:
Sauerstoffgehalt der atmosphärischen Luft in Vol.-%.

6. Die Zahl 2,1 in Gleichung 3:
$$\frac{O_2\text{-Geh. der atmosphärischen Luft in \% } \times \text{ theoretische trockne Rauchgasmenge je 1 Nm}^3 \text{ trocknes Frischgas}}{\text{gesamter } C_1\text{-Gehalt in 100 Nm}^3 \text{ trocknem Frischgas}}.$$

7. Die Zahl 1,09 in Gleichung 5 und 7:
gesamter H_2-Gehalt (bezogen auf zweiatomigen Zustand) in 1 Nm³ trocknem Frischgas, nämlich:
gesamter H_2-Gehalt $= H_2 + 2 \times CH_4 + \frac{m}{2} \times C_nH_m$.

8. Die Zahl 23,62 in Gleichung 6:
$$\frac{\text{gesamter } H_2\text{-Gehalt in 1 Nm}^3 \text{ trocknem Frischgas}}{\text{gesamter } C_1\text{-Gehalt in 100 Nm}^3 \text{ trocknem Frischgas}} \cdot 804.$$
(804 = Gewicht von 1 Nm³ Wasserdampf in g.)

9. Die Zahl 0,983 in Gleichung 7:
$$\left(\begin{matrix}\text{Gewicht der theoretischen}\\ \text{feuchten Rauchgasmenge}\\ \text{je 1 Nm}^3 \text{ trocknes}\\ \text{Frischgas}\end{matrix}\right) - \left(\begin{matrix}\text{Gewicht der theoretischen}\\ \text{trocknen Rauchgas-}\\ \text{menge je 1 Nm}^3 \text{ trocknes}\\ \text{Frischgas}\end{matrix}\right) \cdot 1{,}293.$$
(1,293 = Raumgewicht der atmosphärischen Luft bei 0°, 760 mm QS.)

10. Die Zahl 47,95 in Gleichung 7:
gesamter C_1-Gehalt in 100 Nm³ trocknem Frischgas · 1,293.

11. Die Zahl 4,82 in Gleichung 8:
feuchte theoretische Rauchgasmenge je 1 Nm³ trocknes Frischgas.

12. Die Zahl 4,13 in Gleichung 8:
theoretischer Luftbedarf je 1 Nm³ trocknes Frischgas.
(ϑ = Temperatur; $c_{pm,\,r_{ef}}$ = mittlere spezifische Wärme des theoretischen feuchten Rauchgases; $c_{pm,\,l}$ = mittlere spezifische Wärme der Luft.)

Die Formeln 1 bis 9 (Zahlentafel 3) berücksichtigen keine Gas- oder Luftfeuchtigkeit.

trockenes Rauchgas; Spalte 12 in Verbindung mit Spalte 9 ergibt, daß in diesem Fall Niederschlagsbildung an allen Flächen auftritt, die eine Temperatur von weniger als 62,5° haben.

Die Spalte 10 der *Tafel 1* (Raumgewicht des feuchten Rauchgases) wird schließlich bei Mengenmessungen benötigt, z. B. wenn die Abgasmenge vor oder hinter einem Rekuperator oder die Rücklaufmenge bei Umwälzungsöfen gemessen werden soll.

In *Zahlentafel 3* sind schließlich die Formeln und die Quellenangaben zusammengestellt, nach denen die *Tafeln 1 und 2* berechnet wurden. Sie können auch zur unmittelbaren Berechnung der betreffenden Größen dienen in den seltenen Fällen, in denen eine größere graphische Ablesegenauigkeit verlangt wird, als dies bei diesen Zahlentafeln möglich ist.

Ferner können diese Formeln in solchen Fällen benutzt werden, wo es sich um Gas von abweichender Zusammensetzung und abweichendem Heizwert handelt. Man hat dann nur die festen Größen in den Formeln durch entsprechende andere Größen zu ersetzen. Um dies zu ermöglichen, sind in *Zahlentafel 4* Angaben über die Bedeutung dieser festen Größen zusammengestellt.

Gustav Neumann.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen[1]).

(Patentblatt Nr. 51 vom 19. Dezember 1940.)

Kl. 12 g, Gr. 2/01, D 78 467. Verfahren zur Herstellung von Hochdruckgefäßen. Erf.: Dr.-Ing. Roland Wasmuht, Dortmund-Reichsmark. Anm.: Dortmund-Hoerder Hüttenverein, A.-G., Dortmund.

Kl. 18 c, Gr. 2/15, B 183 519. Verfahren zum verzugsfreien Härten von Präzisionsmaschinenteilen oder Werkstücken. Erf.: Dr. Gerhard Zapf, Lübeck. Anm.: Bernhard Berghaus, Berlin-Lankwitz.

Kl. 18 c, Gr. 10/01, S 129 213. Roll- und Stoßofen mit an dem Austragende angeordneten Brennern. Erf.: Arthur Sprenger, Berlin-Halensee. Anm.: Friedrich Siemens K.-G., Berlin.

Kl. 18 d, Gr. 2/70, K 153 604. Eisen- und Stahllegierung als Werkstoff für Gegenstände, deren Oberfläche durch Diffusion bei hoher Temperatur an Chrom angereichert werden soll. Erf.: Dr. phil. Gottfried Becker, Büderich b. Neuß, Dr.-Ing. Karl Daeves, Düsseldorf, und Dr. phil. Fritz Steinberg, Düsseldorf-Eller. Anm.: Kohle- u. Eisenforschung, G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 21 g, Gr. 31/01, K 149 838. Dauermagnet, bei dem ein wesentlicher Teil des geschlossenen Kraftlinienweges außerhalb des Magnetstahles einschließlich der Polschuhe verläuft. Erf.: Dr. phil. Fritz Stäblein, Essen. Anm.: Fried. Krupp A.-G., Essen.

Kl. 31 a, Gr. 2/40, Sch 120 724. Reinigungsvorrichtung für Schmelzrinnen von Induktionsöfen. Dr.-Ing. Ulrich Schwedler, Essen.

Kl. 31 a, Gr. 3/70, R 99 898. Schmelzkessel zum Schmelzen von Leichtmetallen und Leichtmetallegierungen. Erf.: Dr.-Ing. August Stadeler und Dr.-Ing. Heinrich Pieper, Hattingen (Ruhr). Anm.: Ruhrstahl-A.-G., Witten.

Kl. 31 c, Gr. 10/01, St 56 768. Verfahren zum Herstellen von Stahlblöcken, insbesondere von legierten Stählen. Erf.: Dr. techn. Fritz Gamillscheg, Völklingen (Saar). Anm.: Stahlwerke Röchling-Buderus, A.-G., Wetzlar.

Kl. 40 b, Gr. 14, H 158 181; Zus. z. Anm. H 152 515. Verwendung von Kobalt-Nickel-Legierungen für bei hoher Temperatur hochbeanspruchte Werkstücke. Erf.: Dr. Eberhard Both, Hanau a. M. Anm.: Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., Hanau a. M.

Kl. 48 b, Gr. 11/04, K 152 759. Verfahren, Gegenstände aus Eisen und Stahl zu chromieren. Erf.: Dr. phil. Gottfried Becker, Büderich b. Neuß, Dr.-Ing. Karl Daeves, Düsseldorf, und Dr. phil. Fritz Steinberg, Düsseldorf-Eller. Anm.: Kohle- und Eisenforschung, G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 48 d, Gr. 4/01, J 65 132. Verfahren zur Rostschutzbehandlung von Eisen und Stahl. Erf.: Dr. Georg Büttner und Heinrich Zeiß, Frankfurt a. M.-Griesheim. Anm.: I.-G. Farbenindustrie, A.-G., Frankfurt a. M.

Kl. 83 a, Gr. 24, St 58 821; Zus. z. Pat. 649 811. Feder aus Nickel-Eisen-Legierung mit härtendem Berylliumzusatz. Erf.: Dr.-Ing. Werner Hessenbruch, Hanau a. M. Anm.: Reinhard Straumann, Waldenburg b. Basel (Schweiz).

[1]) Die Anmeldungen liegen von dem angegebenen Tage an während dreier Monate für jedermann zur Einsicht und Einspruchserhebung im Patentamt zu Berlin aus.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 51 vom 19. Dezember 1940.)

Kl. 7 a, Nr. 1 495 367. Anordnung zum Walzen von langgestrecktem Walzgut. Felten & Guilleaume Carlswerk, A.-G., Köln-Mülheim.

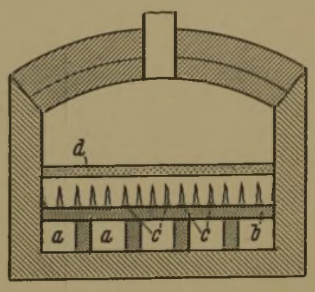
Kl. 18 c, Nr. 1 495 302. Glühkastenverschluß. Brown, Boveri & Cie., A.-G., Mannheim-Käfertal.

Deutsche Reichspatente.

Kl. 16, Gr. 3, Nr. 695 143, vom 6. November 1937; ausgegeben am 17. August 1940. Chemische Studien-Gesellschaft Uniwapo, G. m. b. H., in Berlin. (Erfinder: Dr. Artur Schleede in Berlin, Dr.-Ing. Berndt Meppen und Dr. Kurt C. Scheel in Oranienburg.) *Verfahren zur Herstellung von Phosphatdüngemitteln.*

Um bei der Entphosphorung von Roheisen in der Thomasbirne eine in Ammonzitratlösung in hohem Maße lösliche Schlacke zu erhalten, werden solche Mengen von Kalk und Kieselsäure zugeschlagen, daß nach dem Abschrecken der flüssigen Schlacke ein amorphes, glasig erstarrtes Gemisch von 1 Mol Trikalziumphosphat mit mindestens 2, vorzugsweise 2 bis 4 Mol Kalziummetasilikat erhalten wird. Das Kalziumoxyd der Zuschläge kann zum Teil durch Alkalioxyde und/oder Magnesiumoxyd ersetzt und es können auch geringe Mengen von Borverbindungen oder beim Verarbeiten phosphorarmen Roheisens noch Rohphosphate zugegeben werden.

Kl. 10 a, Gr. 18_{05}, Nr. 695 902, vom 3. April 1938; ausgegeben am 5. September 1940. Amerikanische Priorität vom 2. April 1937. H. A. Brassert & Co. in Berlin. *Verfahren zur Herstellung von Koks und einer teilweise entgasten Kohle.*



Auf der durch Gas aus den Zügen a beheizten Sohle b liegt das im Vergleich zu seiner Breite und Länge niedrige Kohlenbett, das von unten so weit erhitzt wird, bis die untere Lage c in Koks übergeführt worden ist und aus der oberen Lage d die Feuchtigkeit und diejenigen flüchtigen Bestandteile ausgetrieben worden sind, die unterhalb des Schmelzpunktes der Kohle entweichen, worauf die teilweise entgaste Kohle von dem restlichen Teil der Beschickung getrennt wird.

Kl. 40 d, Gr. 1_{10}, Nr. 696 739, vom 21. Oktober 1937; ausgegeben am 27. September 1940. Metallgesellschaft, A.-G., in Frankfurt a. M. (Erfinder: Dr. Herbert Winter in Werdohl-Eveking.) *Verfahren zum oberflächlichen Schmelzen von metallischen Werkstücken.*

Auf die Oberfläche von metallischen Werkstücken läßt man starke elektrische Funkenentladungen einwirken, die zu einer örtlichen Schmelzung der getroffenen Stelle ausreichen; hierbei entstehen sehr kleine Bezirke mit einem Durchmesser von etwa einigen Zehntelmillimetern, die augenblicklich aufschmelzen und sofort wieder erstarren. Dies hat zur Folge, daß ein beinahe glasähnlicher Zustand an der getroffenen Stelle entsteht.

Wirtschaftliche Rundschau.

Die Neuordnung der französischen Eisenwirtschaft.

Die französische Regierung hatte sich unmittelbar nach dem Waffenstillstand zum Ziel gesetzt, den Aufbau der gewerblichen Wirtschaft neu zu ordnen, und zwar in dem Sinne, die Lenkung der verschiedenen Zweige des Wirtschaftslebens durch Zusammenarbeit der Vertreter des Staates mit geeigneten Vertretern der Arbeitgeber und Arbeitnehmer zu sichern. In der Erkenntnis, daß die Ausarbeitung eines derartigen Planes Wochen, ja Monate beanspruchen würde, entschloß sich die Regierung zunächst zu einer Zwischenlösung und erließ zu dem Zweck am 16. August 1940 das „Gesetz über die vorläufige Regelung der industriellen Erzeugung". Das Entscheidende an diesem Gesetz ist einmal das Recht der Regierung, alle Berufsverbände aufzulösen, deren Tätigkeit vom Standpunkte des Staates aus irgendwie als schädlich erachtet wird, und dann die Errichtung von Organisationsausschüssen, in denen Vertreter der öffentlichen Gewalt und der Arbeitgeber sitzen, während Arbeitnehmervertreter vorläufig nicht berücksichtigt worden sind. Die den Organisationsausschüssen zuerkannten Vollmachten sind sehr weitgehend; sie erstrecken sich u. a. auf die Erfassung der Betriebsmittel und Vorräte, die Zuteilung von Roh- und Werkstoffen, die Regelung des Güteraustausches und Wettbewerbs sowie die Ueberwachung der Preise.

Ueber die auf dieses Gesetz zurückgehende Auflösung des „Comité des Forges" und Schaffung eines Organisationsausschusses der Eisenindustrie haben wir bereits berichtet[1]), ebenso über die Gründung des Organisationsausschusses für den Handel mit Eisenerzeugnissen. Zu diesen Ausschüssen ist inzwischen noch ein dritter getreten, das „Comité d'Organisation de Fonderies" mit Unterabteilungen für Eisen- und Stahlgießereien.

Zu den Aufgaben des Organisationsausschusses der Eisenindustrie gehört, wie erwähnt, die Beschaffung und Verteilung der Rohstoffe und der sonstigen für die Herstellung notwendigen Erzeugnisse der Eisenindustrie. Da aber auch andere Industriezweige die gleichen Roh- und Werkstoffe benötigen, muß deren Vorverteilung unter die beteiligten Ausschüsse erfolgen. Zu dem Zwecke ist durch Gesetz vom 10. September 1940 ein Zentralamt für die Verteilung der Industrieerzeugnisse (Office Central de Répartition des Produits Industriels) geschaffen worden; dies setzt sich wiederum aus Unterabteilungen zusammen, deren Zahl vom Minister für Industrieerzeugung und Arbeit bestimmt wird. Jede dieser Unterabteilungen legt die Regeln für den Erwerb und die Verteilung von Vorräten sowie für den Verkauf und den Verbrauch der Erzeugnisse fest, mit denen es sich zu befassen hat. Insbesondere kann sie die Erzeuger zwingen, ihre Erzeugnisse an bestimmte Käufer zu verkaufen und umgekehrt die Verbraucher verpflichten, die Erzeugnisse von bestimmten Herstellern zu kaufen.

Im Rahmen dieses Gesetzes wurde sodann für die Eisenindustrie durch Erlaß vom 17. Oktober 1940 als Unterabteilung des Zentralamtes das Verteilungsamt für Roheisen, Eisen und Stahl (Office de Répartition des Fontes, Fers et Aciers) ins Leben gerufen. Das neue Verteilungsamt ist eine von den bisherigen Verkaufsverbänden vollkommen unabhängige Einrichtung und kann etwa mit der Reichsstelle für Eisen und Stahl in Deutschland verglichen werden. Zu seinem Bereich gehören alle für die Eisen- und Stahlindustrie wichtigen Rohstoffe wie Eisen- und Manganerze sowie Schrott, ferner Roheisen, Spiegeleisen und Eisenlegierungen, Stahl aller Art, Walzwerkserzeugnisse, Stahlröhren, gußeiserne Röhren und im allgemeinen alle Erzeugnisse aus Gußeisen.

[1]) Siehe Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 1100.

Die ausführende Stelle des Verteilungsamtes für Roheisen, Eisen und Stahl ist der Verband für Eisenerzeugnisse (Comptoir Français des Produits Sidérurgiques). Damit hat der alte französische Stahlwerksverband, das Comptoir Sidérurgique de France, zu bestehen aufgehört.

Im Vergleich zu diesem hat die neue Gründung einen erweiterten Tätigkeitskreis. Das neugeschaffene Comptoir Français de Produits Sidérurgiques erfaßt, wie erwähnt, sämtliche Zweige der Eisen- und Stahlindustrie, also auch die, die früher von Sonderverbänden geregelt wurden oder die keiner Verbandsregelung unterliegen. Es ist in Form einer Aktiengesellschaft mit wechselndem Kapital gegründet worden. Das Anfangskapital beträgt 100 000 Fr. Seine Aufgabe ist der Verkauf von sämtlichen Erzeugnissen der Eisenindustrie einschließlich der Nebenerzeugnisse, und zwar für Rechnung der einzelnen Aktionäre oder auch von Personen, die dem Verband nicht angehören, ferner für Rechnung von Mitgliedern von Verkaufsvereinigungen (Groupements de Vente en Commun), wie auch für eigene Rechnung. Eigentliche Organisationsfragen, Fragen der Zusammenarbeit und der Beziehungen der einzelnen Zweige untereinander sind an sich Angelegenheiten des Organisationsausschusses, werden also den Verband weniger beschäftigen. Nach den Satzungen wird er sich mit der Prüfung von Abkommen, mit der Verwaltung oder Geschäftsführung von ständigen oder zeitweiligen Vereinigungen innerhalb der Eisenindustrie zu befassen haben. Der Verband kann ferner industrielle Betriebe und Fabriken der Eisenindustrie wie auch des Bergbaues erwerben, pachten oder auswerten.

Der neue Verband kann somit in weitem Maße als eine Fortsetzung des Comptoir Sidérurgique de France bezeichnet werden, dessen Erfahrungen auf kaufmännischen Gebieten man ausnutzen wird, wenn auch das Vorgehen namentlich in Hinblick auf die Verteilung der Aufträge geändert worden ist. Hier werden in Zukunft nicht mehr Quotenfragen ausschlaggebend sein, der Verband wird vielmehr vor allem Ausführungsorgan des Verteilungsamtes für Eisenerzeugnisse. Er schließt damit den Kreis in der neuen Organisation der französischen Eisen- und Stahlindustrie, der durch das Verteilungsamt, durch den Organisationsausschuß und durch den nunmehr geschaffenen Verband gebildet wird.

Vom belgischen Kohlen- und Eisenmarkt.

Zu Anfang November zeigte sich der Kohlenmarkt recht lebhaft. Nach Hausbrandkohlen bestand fortgesetzt Nachfrage, da die Händler und der private Verbrauch einen strengen Winter und Lieferungsschwierigkeiten befürchteten. Die Aufträge auf Industriekohle nahmen im Verhältnis zur wachsenden Beschäftigung der Verbraucherindustrien und insbesondere der Hüttenindustrie zu. Ausfuhrgeschäfte wurden hauptsächlich nach Deutschland und Holland aber auch nach verschiedenen französischen Bezirken abgeschlossen. Im Versand machte sich eine schrittweise Besserung bemerkbar, indem sowohl den Zechen eine größere Zahl von Eisenbahnwagen zur Verfügung gestellt wurde, als auch der Verkehr auf dem Wasserwege regelmäßiger vonstatten ging. Trotzdem gab es starke Lieferrückstände. Der Kohlenmarkt behauptete seine gute Haltung während des ganzen Monats. Ende November vervielfältigte sich die Nachfrage noch und erstreckte sich auf alle Kohlensorten.

Die Koksgewinnung stieg in dem Maße an, als die vorhandenen Oefen wieder in Betrieb genommen werden konnten. Gegenwärtig arbeitet ungefähr wieder die Hälfte der Kokereien. Die Herstellung von Preßkohle war regelmäßig; sie wird vor allem von den Eisenbahnen gekauft. Die Lieferungen nach

Deutschland, Holland und Frankreich nahmen ihren Fortgang. In den letzten Wochen machte sich eine neue und fühlbare Besserung des Versandes auf der Eisenbahn geltend, da die Behörden Maßnahmen ergriffen hatten, daß alle Güterwagen den Zechen zur Verfügung gestellt wurden. Die Versorgung der großen Verbrauchsplätze blieb trotzdem noch unzureichend, und die Lieferverzögerungen dürften ihren Höhepunkt noch nicht erreicht haben. Die augenblicklich eingeschlagene Förderpolitik zielt darauf ab, die Vorräte, die bereits auf den Zechenplätzen liegen, nicht zu vermehren.

Der Eisenmarkt entwickelte sich im Rahmen der festgelegten Pläne. Der Auftragseingang war ansehnlich und die Zuteilung erfolgte im Verhältnis der vorgesehenen Hundertsätze. Dank der Tätigkeit der vor kurzem gebildeten Stellen, deren Aufgabe es ist, über die Verwendung der Eisenerzeugnisse in den verschiedenen Verbraucherindustrien zu entscheiden, hielt sich die Nachfrage aus dem Inlande in den festgesetzten Grenzen. Der Bedarf derjenigen Unternehmungen, die für den Wiederaufbau des Landes tätig sind, genießt unbedingten Vorrang. Der Ueberschuß wird von der unmittelbaren Ausfuhr aufgenommen, die mehr und mehr anwächst. Die Höhe der belgischen Eisenerzeugung ist abhängig von den Möglichkeiten der Versorgung mit Erzen und Brennstoffen. Ebenso spielt die Verkehrsfrage nach wie vor eine wichtige Rolle. Im Verlauf des Monats behielt der Markt sein befriedigendes Aussehen. Die Aufträge nahmen weiter zu und die Werke versuchten dem im Rahmen des möglichen durch eine Erzeugungsvermehrung zu entsprechen. Konstruktionswerkstätten und Sonderbetriebe waren nach wie vor reichlich mit Aufträgen versorgt, was sowohl für rollendes Eisenbahnzeug als auch für Arbeiten zum Wiederaufbau des Landes gilt. Auch die Röhrenwerke und Drahtziehereien erfreuten sich einer den Verhältnissen entsprechenden guten Beschäftigung. Ende November war die Lage unverändert zufriedenstellend trotz dem Umstande, daß die Werke der Schwerindustrie nur teilweise in Betrieb waren. Die begrenzten Versandmöglichkeiten — eine Folge des der Kohle eingeräumten Vorranges — dürften jedoch einer Erzeugungsvermehrung im Dezember im Wege stehen. Die Ankündigung, daß verschiedene Ausfuhrkontingente für Eisenerzeugnisse zugestanden würden, eröffnet für die belgische Eisen- und Stahlindustrie bemerkenswerte Aussichten. Die beteiligten Werke werden in Zukunft in den Grenzen der für Holland, Dänemark, Finnland und Schweden festgesetzten Mengen nach diesen Ländern liefern können. Verhandlungen sind noch im Gange, vorher müssen auch die Verrechnungsfragen geregelt werden.

Aufpreise für Qualitätsstabstahl und -halbzeug.

In einem Erlaß an die Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie hat der Reichskommissar für die Preisbildung die Aufpreise für Qualitätshalbzeug und -stabstahl festgelegt. Für Rohblöcke, Vorblöcke, Knüppel, Platinen, Breit- und Stabstahl dürfen nur die in einer Liste zusammengestellten Aufpreise berechnet werden. Das gilt für alle Lieferungen, die nach dem 31. Dezember 1940 abgesandt werden. Soweit Werke bisher niedrigere Güteaufpreise berechnet haben, wird die bürgerlich-rechtliche Verpflichtung zur Erfüllung geschlossener Verträge nicht berührt. Die Preise der Liste dürfen von den Werken bei allen Verkäufen vom 1. Januar 1941 an nicht überschritten werden.

Für den Eisenhandel gelten im Strecken- und Lagergeschäft dieselben Grundsätze. Die Mitglieder der Wirtschaftsgruppe Werkstoffverfeinerung, Fachabteilung Werkstoffverfeinerungsindustrie, Schmiede-, Preß- und Stanzteile-Industrie sowie Geräte- und Beschlagindustrie für Landwirtschaft und Gewerbe, und die Mitglieder der Wirtschaftsgruppe Maschinenbau, Fachgruppe Landmaschinenbau, soweit sie bisher Qualitätsstabstahl oder Qualitätshalbzeug zur Herstellung der zu diesen Fachabteilungen oder Fachgruppen gehörigen Erzeugnisse zu niedrigeren Preisen bezogen haben, sind bis auf weiteres zu den bisherigen Preisen zu beliefern.

Vereins-Nachrichten.

Verein Deutscher Eisenhüttenleute.

Fachausschüsse.

Dienstag, den 14. Januar 1941, 10.15 Uhr, findet in Düsseldorf, Rheinterrasse, Admiral-Scheer-Ufer 7, die

21. Jahresversammlung der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle (Wärmestelle Düsseldorf)

statt mit folgender Tagesordnung:

1. Begrüßung durch den Vorsitzenden des Beirates, Hüttendirektor Dipl.-Ing. A. Brüninghaus, Dortmund.
2. Ueberblick über die Jahresarbeit des Ausschusses für Wärmewirtschaft und des Ausschusses für Betriebswirtschaft. Kurzberichte von Oberingenieur Dr.-Ing. G. Bulle, Oberhausen-Sterkrade, und Direktor E. Gobbers, Düsseldorf.
3. Vorträge:
   a) Direktor Dr. K. Bretschneider, Dortmund: Die Werksgemeinschaft als Leistungsgemeinschaft. Werkseigene Wege der Menschenführung, ein Erfahrungsbericht aus der Arbeit des Dortmund-Hoerder Hüttenvereins.
   b) Professor Dr.-Ing. K. Rummel, Düsseldorf: Das Wesen der Flamme. Ein zusammenfassender Bericht über die einschlägigen Erkenntnisse der Wärmestelle Düsseldorf.

Zu der Versammlung haben sämtliche Mitglieder des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute Zutritt; jedoch ist eine besondere Zulaßkarte erforderlich.

Namentliche Anmeldungen sind an den Verein Deutscher Eisenhüttenleute (Energie- und Betriebswirtschaftsstelle), Düsseldorf, Postfach 658, zu richten.

Änderungen in der Mitgliederliste.

Ammann, Werner, Hütteningenieur, Betriebsleiter, Gewerkschaft Reckhammer & Co., Remscheid-Lüttringhausen; Wohnung: Masurenstr. 29. *35* 007

Ammon, Richard, Dr.-Ing., Abt.-Direktor, Dürener Metallwerke A.-G., Hauptverwaltung, Berlin-Borsigwalde; Wohnung: Berlin-Frohnau, Hattenheimer Str. 21. *21* 002

Babin, Herbert, Dipl.-Ing., Betriebsleiter, Schoeller-Bleckmann-Stahlwerke A.-G., Ternitz (Niederdonau); Wohnung: Oberternitz 242. *36* 013

Bourggraff, Robert, Dr.-Ing., Rheinische Ziehglas A.-G., Porz; Wohnung: Hauptstr. 9. *37* 049

Gallaschik, Artur, Dr.-Ing., Chemiker, „Wifo", Wirtschaftliche Forschungsgesellschaft m. b. H., Berlin; Wohnung: Berlin-Konradshöhe, Stößer Str. 15. *39* 287

Helling, Werner, Dipl.-Ing., Vereinigte Aluminium-Werke A.-G., Mattigwerk, Braunau (Inn); Wohnung: Mattigwerksiedlung. *37* 160

Herz, Hans, Dipl.-Ing., Hochofenchef, Ruhrstahl A.-G., Henrichshütte, Hattingen (Ruhr); Wohnung: Schleusenstr. 5. *35* 213

Heuser, Paul, Dipl.-Ing., Demag Romana S. A. R., Bukarest (Rumänien), Str. Ioan Ghica 2. *36* 167

Hiller, Walther, Dipl.-Ing., Wien 82, Tivoligasse 39. *40* 067

Hofmeister, Bernhard, Dr.-Ing., Kokereidirektor, Bergwerksverwaltung Oberschlesien G. m. b. H. der Reichswerke A.-G. „Hermann Göring", Kattowitz (Oberschles.), Ludendorffstraße 10; Wohnung: Nikolaistr. 4. *40* 330

Howahr, Erich, Direktor, Maschinenfabrik Sack G. m. b. H., Düsseldorf-Rath; Wohnung: Wahlerstr. 32. *28* 072

Kipper, Hermann, Bergassessor, Gutehoffnungshütte Oberhausen A.-G., Oberhausen (Rheinl.); Wohnung: Bonn, Buschstraße 59. *35* 267

Kluke, Rolf, Dr.-Ing., techn. Leiter der Gewerkschaft Reckhammer & Co., Edelstahlwerk, Remscheid-Lüttringhausen; Wohnung: Remscheid, Bismarckstr. 32. *35* 274

Köhler, Günther, Dr.-Ing., Hauptabteilungsleiter, Chef der Werkstoffüberwachung, Warmbehandlungs- u. Oberflächenveredelungsbetriebe der Junkers Flugzeug- u. Motorenwerke A.-G., Motorenbau, Zweigwerk Köthen, Köthen (Anh.); Wohnung: Hotel Kaiserhof. *29* 102

König, Hans, Dipl.-Ing., Direktor des Hochofenwerkes der De Wendel'schen Hüttenwerke, Hayingen (Lothringen). *34* 114

Münker, Theo, Dr.-Ing., Edelstahlwerk Düsseldorf der Gebr. Böhler & Co. A.-G., Düsseldorf-Oberkassel. *37* 306

Reinfeld, Hans, Dr.-Ing., Doggererz A.-G., Hüttenbetrieb, Donaueschingen, Kirchstr. 3; Wohnung: Adolf-Hitler-Str. 45. *33* 101

Schürhoff, Werner, Dipl.-Ing., Oberingenieur, Stahlwerke Braunschweig G. m. b. H., Werk Stalowa Wola, Stalowa Wola 2 über Krakau (Generalgouvernement). *18* 104

Siegfried, Ernst, Dipl.-Ing., Fabrikdirektor, Vorstandsmitglied der Brown, Boveri & Cie. A.-G., Mannheim, Geschäftsanschrift: Saar BBC Werk, Saarbrücken; Wohnung: Saarbrücken 1, Petersbergstr. 76. *07* 115

Tiefenbach, Adalbert, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Berg- u. Hüttenwerks-Gesellschaft Karwin-Trzynietz A.-G., Trzynietz (Oberschles.); Wohnung: Werksstr. 343. *30* 155

Ulich, Hermann, Dr. phil., Professor, Institut für physikalische Chemie u. Elektrochemie der Techn. Hochschule Karlsruhe, Karlsruhe; Wohnung: Moltkestr. 15. *36* 445

Verfürth, Hans, Dr.-Ing., techn. Assistent des Generalbeauftragten für Eisen u. Stahl in Lothringen und Meurthe et Moselle; Wohnung: Völklingen (Saar), Etzelstr. 33. *31* 106

Vollert, Ernst Werner, Dipl.-Ing., 1. Stahlwerksassistent, Eisen- u. Hüttenwerke A.-G., Werk Bochum, Bochum; Wohnung: Roseggerstr. 1. *34* 219

Wurm, Fritz, Hütteningenieur, Leiter der Qualitätsstelle der Eisenwerk-Gesellschaft Maximilianshütte, Abt. Maxhütte, Maxhütte-Haidhof (Oberpf.); Wohnung: Nr. 67 1/6. *37* 496

Gestorben:

Beck, Paul, Hüttendirektor a. D., Bad Godesberg. † 20. 12. 1940. *02* 004

Spannbauer, Rudolf, Oberregierungsrat, Direktor a. D., Budapest. † 10. 12. 1940. *00* 053

Ulbricht, Hermann, Oberingenieur, Düsseldorf. * 1. 12. 1858, † 24. 12. 1940. *07* 130

Neue Mitglieder.

Bassi, Guido, cand. rer. met., Leoben (Steiermark), Am Glacis 4. *41* 001

Bederlunger, Hans, Dr. phil., Betriebsleiter, Elektrohütte der Treibacher Chem. Werke A.-G., Seebach (b. Villach); Wohnung: Villach (Kärnten), Nicolaigasse 29. *41* 002

Bruns, Heinz, cand. rer. met., Düsseldorf-Oberkassel, Wildenbruchstr. 107. *41* 003

Deilmann, Wilfried, stud. rer. met., Wesel, Am halben Mond 21. *41* 004

Diball, Wilhelm, Dipl.-Ing., Witkowitzer Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Mähr. Ostrau 10; Wohnung: Mähr. Ostrau-Witkowitz, Hermann-Göring-Str. 74 a. *41* 005

Drescher, Erich, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Witkowitzer Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Mähr. Ostrau-Witkowitz; Wohnung: Misteker Str. 14. *41* 006

Dyczek, Max, Ingenieur, Witkowitzer Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Mähr. Ostrau-Witkowitz; Wohnung: Schönbrunn (Ostsudetenland), Straße der SA 582. *41* 007

Ehlers, Paul, Ingenieur, I. G. Farbenindustrie A.-G., Werk Autogen, Forschungslaboratorium, Frankfurt (Main)-Griesheim; Wohnung: Frankfurt (Main), Barckhausstr. 2, II. *41* 008

Gavanda, Ludwig, Dr.-Ing., Oberingenieur, Carbidwerk Deutsch-Matrei A.-G., Wien III, Am Heumarkt 10; Wohnung: Ungargasse 12 a. *41* 009

Grimm, Friedel, Studierender des Eisenhüttenwesens, Duisburg, Liliencronstr. 17. *41* 010

Großkraumbach, Friedrich, Dipl.-Ing., Oberingenieur, Concordia Bergbau A.-G., Oberhausen (Rheinl.); Wohnung: Concordiastraße 34. *41* 011

Heidkamp, Karl, Betriebsingenieur, Mannesmannröhren-Werke, Abt. Heinrich-Bierwes-Hütte, Duisburg-Huckingen; Wohnung: Tirpitzstr. 30. *41* 012

Heuer, Arthur, Dipl.-Ing., Assistent, Institut für Eisenhüttenkunde der Techn. Hochschule Aachen, Aachen, Intzestr. 1; Wohnung: Turmstr. 3. *41* 013

Hofmann, Helmut, Dipl.-Ing., Betriebsassistent, Reichswerke A.-G. für Erzbergbau u. Eisenhütten „Hermann Göring", Stalowa Wola (b. Rozwadow, Generalgouvernement) über Krakau 2; Wohnung: Hotel I. *41* 014

Jaacks, Helmuth, Dr. phil., Gutehoffnungshütte Oberhausen A.-G., Werk Sterkrade, Oberhausen-Sterkrade; Wohnung: Hagedornstr. 50. *41* 015

Jezek, Franz, Dr.-Ing., Abteilungsleiter, Poldihütte A.-G., Zentralverkaufsbüro, Prag II, Lützowgasse 27; Wohnung: Prag VII, Hermannsgasse 1. *41* 016

Klein, Gustav, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Witkowitzer Bergbau- u. Eisenhütten-Gewerkschaft, Walzwerk, Mähr. Ostrau 10. *41* 017

Kluge, Friedrich, Dr.-Ing., Oberingenieur, Demag A.-G., Duisburg; Wohnung: Mülheim (Ruhr), Admiral-Scheer-Str. 67. *41* 018

Kreis, Hans, Betriebsführer der Fa. Hans Kreis jr., Wuppertal-Barmen, Heckinghauser Str. 78 a; Wohnung: Emilienstr. 26. *41* 019

Lankhorst, Ernst, Siemag Siegener Maschinenbau A.-G., Dahlbruch über Kreuztal (Kr. Siegen); Wohnung: Weidenau (Sieg), Alleestr. 1. *41* 020

Levnaic Iwanski, Alfred v., Ingenieur, Abteilungsleiter, Steirische Gußstahlwerke A.-G., Generaldirektion, Wien I, Schreyvogelgasse 2; Wohnung: Wien VI/56, Hofmühlgasse 17, III, 4. *41* 021

Magers, Wilh. Werner, Dr. sc. nat., Chefchemiker, Bergische Stahlindustrie, Abt. Versuchsanstalt, Remscheid; Wohnung: Lobornerstr. 23. *41* 022

Martin, Otto, Dr.-Ing., Konstruktionsingenieur, Gutehoffnungshütte Oberhausen A.-G., Werk Sterkrade, Oberhausen-Sterkrade; Wohnung: Inselstr. 24. *41* 023

Meurer, Otto, Dr.-Ing., Betriebsassistent, Eisenhüttenwerk Thale A.-G., Thale (Harz); Wohnung: Walpurgisstr. 26. *41* 024

Möckl, Walter, Ingenieur, Fa. C. T. Petzold & Co., Prag II, Heuwaagsplatz 3; Wohnung: Prag XII, Italienische Str. 12, II. *41* 025

Müller vom Berge, Günter, cand. rer. met., Bochum, Rheinische Straße 22. *41* 026

Nowak, Paul, Dr.-Ing., Reichswerke A.-G. für Erzbergbau und Eisenhütten „Hermann Göring", Berlin-Halensee, Albrecht-Achilles-Str. 62—64; Wohnung: Berlin-Lichtenrade, Prinzessinnenstr. 26. *41* 027

Peter, Fritz, Ingenieur, 1. Konstrukteur, A.-G. der Dillinger Hüttenwerke, Dillingen (Saar); Wohnung: Stummstr. 35. *41* 028

Plesinger, Adolf M., Dr.-Ing., Stahlgießereileiter, Ringhoffer-Tatra A.-G., Werk „Bächer", Raudnitz (a. d. Elbe, Böhmen); Wohnung: Pracnerova 702. *41* 029

Pöhlmann, Kurt, Betriebsingenieur, Geisweider Eisenwerke A.-G., Geisweid (Kr. Siegen); Wohnung: Lindenstr. 29. *41* 030

Polte, Helmut, Dr. oec., Dipl.-Kaufm., Vereinigte Stahlwerke A.-G., Düsseldorf 1; Wohnung: Düsseldorf 10, Seydlitzstr. 25. *41* 031

Pudlich, Karl, Dipl.-Ing., Betriebschef, Hoesch A.-G., Dortmund; Wohnung: Paul-Passmann-Str. 32. *41* 032

Rauch, Rudolf, Ingenieur, Skodawerke A.-G., Adamsthal (b. Brünn, Mähren). *41* 033

Schlacher, Kurt, Dipl.-Ing., Assistent, Eisenhütteninstitut der Montan. Hochschule, Leoben (Steiermark); Wohnung: Dreierschützengasse 8, III. *41* 034

Schneider, August, Verkaufsleiter der Industrieölabteilung der Rhenania-Ossag Mineralölwerke A.-G., Düsseldorf 10; Wohnung: Venloer Str. 20. *41* 035

Schneider, Richard, Betriebsingenieur, Neunkircher Eisenwerk A.-G. vorm. Gebr. Stumm, Neunkirchen (Saar); Wohnung: Wiebelskirchen (Saar), Neunkircher Str. 40. *41* 036

Seemann, Erich, Dr.-Ing., Studienrat, Staatl. Ingenieurschule, Kiel; Wohnung: Wilhelminenstr. 15. *41* 037

Soisson, Camil, Dipl.-Ing., Differdinger Stahlwerke A.-G., Differdingen (Luxemburg); Wohnung: Adolf-Hitler-Str. 190. *41* 039

Sövegjarto, Eugen, Dipl.-Ing., Forschungsingenieur, I. G. Farbenindustrie A.-G., Werk Autogen, Frankfurt (Main)-Griesheim; Wohnung: Frankfurt (Main) 1, Leerbachstr. 53. *41* 040

Stump, Viktor, Dipl.-Ing., Leiter der Techn. Abt. der Berg- und Hüttenwerks-Gesellschaft Karwin-Trzynietz A.-G., Trzynietz (Oberschles.); Wohnung: Werkstr. 333. *41* 041

Tack, Wilhelm, Ingenieur, Betriebsleiter im Rohrwalzwerk der „Kronprinz" A.-G. für Metallindustrie, Langenfeld (Rheinl.)-Immigrath; Wohnung: Düsseldorf-Rath, Rather Broich 48 g. *41* 042

Winterkamp, Hans, stud. rer. met., Dortmund, Arndtstr. 12. *41* 043

Zohner, Adolf, cand. rer. met., Leoben (Steiermark), Kerschbaumergasse 6. *41* 044

Das Inhaltsverzeichnis zum 2. Halbjahrsbande 1940 wird einem der Januarhefte beigegeben werden.