

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 14

3. APRIL 1941

61. JAHRGANG

Beitrag zur Metallurgie des Thomasverfahrens.

Von Werner Geller in Aachen und Arthur Wilms in Duisburg-Huckingen*).

Mitteilung aus dem Eisenhüttenmännischen Institut der Technischen Hochschule Aachen.

[Bericht Nr. 382 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute¹⁾.]

(Beschreibung der Versuchsbedingungen. Einfluß des Konverteralters auf die Blasedauer. Auswertung der Ergebnisse über Stickstoff-, Phosphor-, Mangan-, Sauerstoff- und Kohlenstoffgehalt des Stahles in Abhängigkeit von Schlackenzusammensetzung und sonstigen Einflußgrößen. Betrachtungen über den Reaktionsablauf beim Thomasverfahren. Folgerungen für den Thomasbetrieb.)

Das Verhalten der Begleitelemente des Roheisens und des Stickstoffs beim Thomasverfahren ist Gegenstand zahlreicher Untersuchungen gewesen²⁾, die zu einer weitgehenden Erkenntnis der Wechselbeziehungen zwischen Einsatzbeschaffenheit und Betriebsbedingungen geführt haben. Verhältnismäßig wenig untersucht ist demgegenüber die Sauerstoffbewegung während des Schmelzverlaufes³⁾ bis ⁴⁾, und auch die Vorstellung über Verlauf und Einfluß der Schlackenbildung bedarf noch einer Ergänzung.

In der vorliegenden Arbeit werden die Ergebnisse von Untersuchungen an betriebsmäßig verblasenen Thomas-schmelzen mitgeteilt, deren Auswertung bekannte Zusammenhänge bestätigt und unter Einbeziehung von Angaben des Schrifttums einen weiteren Beitrag zu unserer Vorstellung über die Metallurgie des Thomasverfahrens geben soll, besonders über die Beeinflussung von Mangan- und Sauerstoffbewegung durch den Ablauf der Schlackenbildung.

Betriebsbedingungen und Probenahme.

Die Proben sind einem Konverter mit 22 bis 23 t Roheiseneinsatz im Thomaswerk der Ilseder Hütte, Peine, entnommen worden⁵⁾. Wie die Roheisenanalysen in *Zahlentafel 1* zeigen,

*) Von der Techn. Hochschule Aachen genehmigte Dr.-Ing.-Dissertation von Arthur Wilms (1941).

¹⁾ Vorgetragen in der Sitzung des Unterausschusses für den Thomasbetrieb am 13. Dezember 1940. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²⁾ Zusammenfassende Angaben: Schenck, H.: Einführung in die physikalische Chemie der Eisenhüttenprozesse, Bd. 2. Berlin 1934. Durrer, R.: Die Metallurgie des Eisens. Berlin 1934. In: Gmelins Handbuch der anorganischen Chemie, 8. Aufl. System Nr. 59, Eisen, Teil A.

³⁾ Körber, F., und G. Thanheiser: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 14 (1932) S. 205/19; vgl. Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 1176.

⁴⁾ Bardenheuer, P., und G. Thanheiser: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 15 (1933) S. 311/14; vgl. Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 112/13.

⁵⁾ Eilender, W., und W. Roeser: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1057/67 (Stahlw.-Aussch. 358).

⁶⁾ Eichholz, W., G. Behrendt und Th. Kootz: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 61/72.

⁷⁾ Für die Genehmigung zur Durchführung und Auswertung der Versuche danken wir der Direktion und Betriebsleitung der Ilseder Hütte.

Zahlentafel 1. Mittelwerte der wichtigsten Versuchsdaten.

		Versuchsreihe 1	Versuchsreihe 2				
Einsatz	Roheisen in kg	22 440	22 420				
	Schrott in kg	1 900	2 010				
	Schrott in % vom Roheisen	8,5	9,0				
	Kalk in kg	4 025	3 860				
	Kalk in % vom Roheisen	17,9	17,2				
	Gesamtblasezeit in min	16,4	15,6				
$F = \frac{\text{Roheiseneinsatz}}{\text{Rohstahlausbringen}} \cdot 1000$		1 034	1 021				
Roheisen	% C	3,17	3,12				
	% Mn	2,16	1,53				
	% P	2,95	2,95				
	% Si	0,29	0,35				
	% S	nicht bestimmt	0,04				
Schlackenmenge in kg t Ausbringen	Versuch 1 308			Versuch 2 306			
		Vorprobe	Endprobe	Ausleerprobe	Vorprobe	Endprobe	Ausleerprobe
Stahl	% [C]	0,018	0,018	0,06	0,018	0,018	0,06
	% [Mn]	0,49	0,27	0,61	0,35	0,18	0,50
	% [P]	0,138	0,053	0,057	0,136	0,055	0,060
	% [N]	0,0125	0,0136	0,0139	0,0148	0,0156	0,0157
	% [O]	0,027	0,035	0,035	0,036	0,050	0,037
Schlacke	% (Fe)	5,6	9,4		6,2	9,9	
	% (Mn)	4,7	5,1		4,0	4,1	
	% (P ₂ O ₅)	25,4	22,3		25,0	22,2	
	% (CaO)	50,8	48,9		51,8	49,4	
	% (SiO ₂)	4,3	5,6		4,2	5,6	
	% (CaO)'	16,9	17,6		18,4	18,1	

unterscheiden sich die Einsatzverhältnisse von den heute als üblich anzusehenden durch den um rd. 1 % höheren Phosphorgehalt und den erhöhten Mangangehalt von 2,2 oder 1,5 % gegenüber dem heute angestrebten Gehalt von unter 0,9 % Mn, bedingt durch die Erzgrundlage der Ilseder Hütte. Außerdem hat das eingesetzte Roheisen infolge größerer Entfernung zwischen Hochofen und Thomaswerk eine verhältnismäßig niedrige Temperatur und muß zu Beginn mit geringem Wärmeentzug verblasen werden, um den Auswurf

zu vermindern. Daher werden erst nach Hochstellen des Konverters 30 bis 40 % des Kalkes zugegeben und der Rest nach 3 bis 4 min Blasedauer, ebenfalls während des Blasens. Die Schrottzugabe erfolgt nach der zweiten Kalkaufgabe und wie üblich je nach Bedarf zur Kühlung in der Nachblasezeit. Wenn diese von den Arbeitsbedingungen der anderen Thomaswerke abweichende Betriebsweise im einzelnen auch einen unterschiedlichen Schmelzverlauf hervorruft, so bleibt das grundsätzliche Wesen der Vorgänge doch erhalten, und die allgemeinen Folgerungen der vorliegenden Arbeit erscheinen daher auch auf den üblichen Thomasbetrieb übertragbar.

Im Verlauf von zwei verschiedenen Konverterreisen wurden 16 und 33 Schmelzen zu Anfang, Mitte und Ende der Reise der jeweils verbrauchten vier Böden untersucht. Die Reihenfolge der Schmelzen ist für die zweite Versuchsreihe aus Bild 1 ersichtlich. Die Vergrößerung des Umlaufquerschnittes wurde im Verlauf einer Konverterreise zu ungefähr 65 % bestimmt.

Von jeder Schmelze wurde eine Roheisenprobe entnommen und 10 bis 15 s nach dem ersten Umlegen gleichzeitig eine Schlacken- und Stahlprobe (Vorprobe). Dann wurde zur Erhöhung der Zitronensäurelöslichkeit Sand zugegeben und sofort nach dem letzten Umlegen des Konverters eine weitere Schlacken- und Stahlprobe entnommen (Endprobe). Anschließend wurde abgeschlackt und der Stahl durch Zugabe von rotwarmem Ferromangan wie üblich fertiggemacht. Die Liegezeit des Konverters nach dem Fertigblasen betrug im Mittel rd. 7 min. Weitere Stahlproben wurden beim Ausleeren des Konverters (Ausleerprobe) und bei der ersten Versuchsreihe während des Gießens von erstem und letztem Block (Gießproben) entnommen. Die Stahlproben sind in einer 3,5-kg-Vierkantkokille mit rd. 0,2 % Aluminiumdraht beruhigt worden. Die Sauerstoffbestimmung wurde im Kohlespiralvakuumofen durchgeführt.

In *Zahlentafel 1* sind die Mittelwerte der wichtigsten Angaben für die beiden Versuchsreihen zusammengestellt. Einsatz und Stahlausbringen sind gewichtsmäßig erfaßt. Die Schlackenmenge ist durch eine Phosphorbilanz errechnet worden. Der Wert $(CaO)'$ soll eine Kennzeichnung für den wirksamen Kalk der Schlacke sein und ist aus dem Gesamtkalk durch Abzug des an Kieselsäure als Metasilikat und des an Phosphorsäure als Triphosphat gebunden angesehenen Kalkes berechnet.

Einsatzmengen, Schlackenmengen und Ausbringen stimmen bei beiden Versuchsreihen im Mittel sehr gut überein, desgleichen die Phosphorgehalte in Vor- und Endproben von Stahl und Schlacke. Damit ist eine gute Grundlage für die Beurteilung der Wirkung der unterschiedlichen Mangangehalte des Roheisens beider Versuchsreihen gegeben, zumal da die Streuungen um die Mittelwerte verhältnismäßig gering sind und besonders die Einsatzmengen im Verlauf der Konverterreisen keine Änderung erfahren haben.

Auswertung der Versuchsergebnisse.

Blasedauer. Unter anderen ist von Th. Lütgen⁸⁾ durch Großzahluntersuchungen bestätigt worden, daß die Blasedauer im Verlauf einer Konverterreise abnimmt, begründet durch die Verbesserung der Windannahme mit steigendem Umlaufquerschnitt des Konverters^{8a)}. Für beide Versuchsreihen ergab sich grundsätzlich der gleiche Zusammenhang, wie er aus Bild 1 für die zweite Versuchsreihe

hervorgeht. Der treppenförmige Verlauf der Kurve zeigt an, daß auch der Verschleiß des Bodens die Blasedauer verkürzt. Die starke Verminderung der blasenden Löcher bei Boden 1 verlängert die Blasedauer.

Die mittlere Blasedauer für die Schmelzen der ersten Versuchsreihe beträgt 16,4 min gegenüber 15,6 min bei der zweiten Versuchsreihe. Diese Verlängerung der Blasedauer ist hervorgerufen durch den rd. 0,6 % höheren Mangangehalt im Einsatz der ersten Versuchsreihe. Auch dieser Befund stimmt überein mit den Angaben von Lütgen.

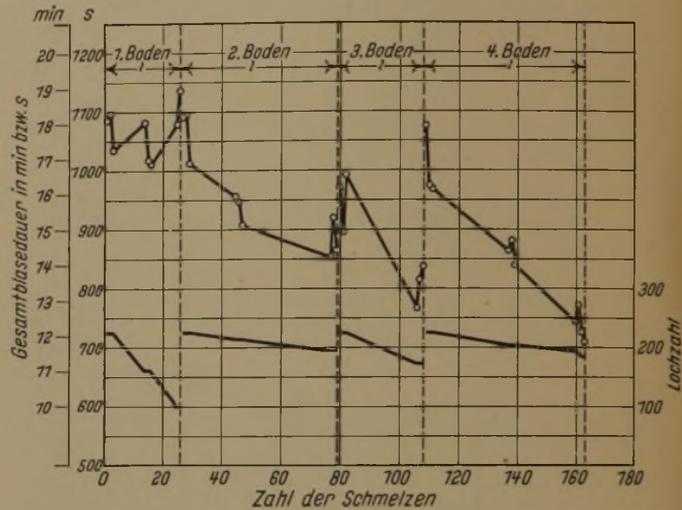


Bild 1. Abhängigkeit der Gesamtblasedauer vom Konverteralter bei Versuchsreihe 2.

Stickstoffgehalt des Stahles. Durch zahlreiche Untersuchungen^{2) bis 4) 6) 9)} ist festgestellt worden, daß der Stickstoffgehalt des Stahles vorzugsweise gegen Ende des Blasens zunimmt. Während der Kohlenstoffverbrennung wird die Stickstoffaufnahme durch die Kohlenoxydentwicklung weitgehend verhindert, so daß der Verlauf der Kohlenstoffverbrennung von großem Einfluß auf den Stickstoffgehalt des fertigen Stahles ist. Eine hohe Stahltemperatur nach dem Uebergang fördert die Stickstoffaufnahme. W. Eichholz, G. Behrendt und Th. Kootz⁶⁾ ermittelten für eine Temperaturspanne von 80° eine Zunahme des Stickstoffgehaltes um 50 %. Daneben ist auch das zeitliche Stickstoffangebot, gekennzeichnet z. B. durch die Gesamtblasedauer, von großer Bedeutung.

In Bild 2 sind die Stickstoffgehalte der Endproben der zweiten Versuchsreihe in Abhängigkeit von der Blasedauer aufgetragen. Die Stickstoffgehalte nehmen mit der Blasedauer deutlich zu. Der Einfluß der beim Ausleeren mit einem Glühfadenpyrometer gemessenen Stahltemperaturen ist nicht erkennbar, da die Unterschiede nur gering sind.

Der mittlere Stickstoffgehalt der ersten Versuchsreihe liegt mit 0,0136 % etwas niedriger als der Gehalt von 0,0156 % N der zweiten, trotz der im Mittel etwa 0,8 min längeren Blasedauer. Dieser Befund ist möglicherweise darauf zurückzuführen, daß der höhere Mangangehalt der ersten Versuchsreihe die Kohlenstoffverbrennung über einen längeren Zeitraum der Schmelzdauer ausgedehnt hat und damit die Stickstoffaufnahme stärker beschränkt worden ist als bei der zweiten Versuchsreihe. In der Nachblasezeit ist bei beiden Versuchsreihen von Vorprobe zu Endprobe erwartungsgemäß eine Stickstoffzunahme, im Mittel etwa 0,0010 bis 0,0012 % N/min, aufgetreten.

⁸⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 993/99 u. 1022/28 (Stahlw.-Aussch. 329).

^{8a)} Vgl. Thomas, K.: Stahl u. Eisen 50 (1930) S. 1665/74 u. 1708/12 (Stahlw.-Aussch. 196).

⁹⁾ Eichholz, W., G. Behrendt und Th. Kootz: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 727/28.

Wie ein Vergleich der Werte für Ausleer- und Endproben in *Zahlentafel 1* zeigt, ist der Stickstoffgehalt durch die Zugabe des Ferromangans praktisch unbeeinflusst geblieben. Die mittleren Stickstoffgehalte der Gießproben von Versuchsreihe 1 liegen am Anfang des Vergießens bei 0,0136 % und am Ende bei 0,0133 %, gegenüber 0,0139 % beim Ausleeren des Konverters. Die Stickstoffabnahme während des Vergießens ist also nur sehr gering.

Damit wird der Stickstoffgehalt des fertigen flüssigen Stahles fast ausschließlich durch den Schmelzverlauf bestimmt und erfährt nach dem Blasen keine wesentliche Änderung mehr. Der Stickstoffgehalt im fertig ausgewalzten Stahl wurde in der vorliegenden Arbeit nicht untersucht. Aus Versuchen von F. Körber und G. Thanheiser³⁾ kann jedoch entnommen werden, daß der ausgewalzte Stahl durchweg einen niedrigeren Stickstoffgehalt aufweist, der vermutlich auf das Auskochen des Stahles während der Erstarrung in der Kokille zurückzuführen ist.

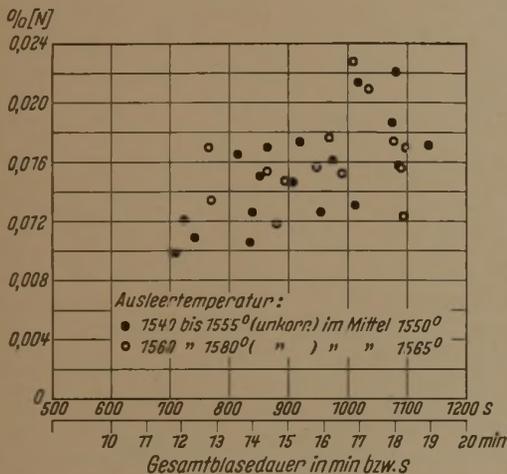
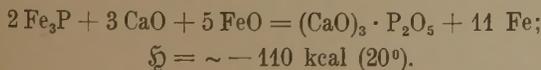


Bild 2. Abhängigkeit des Stickstoffgehaltes der Endproben von der Gesamtblasedauer für Versuchsreihe 2.

Hinsichtlich der Beeinflussung der Stickstoffaufnahme des Stahles durch das Konverteralter ist ein Zusammenhang dadurch gegeben, daß die Blasedauer mit steigendem Konverterverschleiß abnimmt und damit auch der Stickstoffgehalt des Stahles.

Phosphorgehalt des Stahles. Die Untersuchungen der basischen Stahlerzeugungsverfahren²⁾¹⁰⁾ haben gezeigt, daß die Entphosphorung des Stahles mit steigendem Eisengehalt der Schlacke und sinkender Temperatur wesentlich günstiger wird. Auch die Erhöhung des Gehaltes an wirksamem Kalk ist von Bedeutung, während der Einfluß der Phosphorsäure nur bei geringen Gehalten erkennbar wird. In grundsätzlicher Übereinstimmung damit kann von den möglichen Reaktionsgleichungen der Entphosphorung die folgende ausgewählt werden:



Zur Kennzeichnung der Abhängigkeit des Phosphorgehaltes im Stahl von der Zusammensetzung der Schlacke kann daraus folgende Beziehung abgeleitet werden:

$$[\text{P}] = \frac{(\text{P}_2\text{O}_5)^{0,5}}{K^{0,5} \cdot (\text{CaO})^{1,5} \cdot (\text{Fe})^{2,5}}$$

K ist die Gleichgewichtskonstante der Reaktion, die mit steigender Temperatur abnimmt, und (CaO)' der in *Zahlen-*

¹⁰⁾ Welter, J.: Rev. techn. luxemburg. 29 (1937) S. 306/14; vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 675/77.

tafel 1 aufgeführte Wert zur Kennzeichnung des wirksamen Kalkes. Diese Formulierung kann in Anbetracht der noch geringen Kenntnis des Molekularzustandes der Reaktionsteilnehmer und der wahren Gleichgewichte nur als eine angenäherte Darstellung der wirklichen Verhältnisse betrachtet werden.

Die Auswertung der Ergebnisse vorliegender Arbeit hat die Abhängigkeit der Entphosphorung von den Gehalten der Schlacke an wirksamem Kalk und Phosphorsäure nicht erkennen lassen, da die gleichmäßigen Einsatzverhältnisse der untersuchten Schmelzen nur geringe Unterschiede dieser Schlackenbestandteile zur Folge hatten. Auch die Temperaturunterschiede von im Mittel 1550 gegen 1565° (vgl. Bild 2) sind von kaum feststellbarem Einfluß. Die Abhängigkeit der Entphosphorung von dem Eisengehalt der Schlacke ist dagegen sehr deutlich erkennbar (Bild 3). Ausgehend von den Gehalten von 0,25 % [P] und 4 % (Fe) ist entsprechend der vorher abgeleiteten Beziehung zwischen dem Phosphorgehalt des Stahles und dem Eisengehalt der Schlacke die Gleichung $[\text{P}] \cdot (\text{Fe})^{2,5} = 8$ errechnet und ihre Kurve in Bild 3 eingezeichnet worden. Der versuchsmäßig

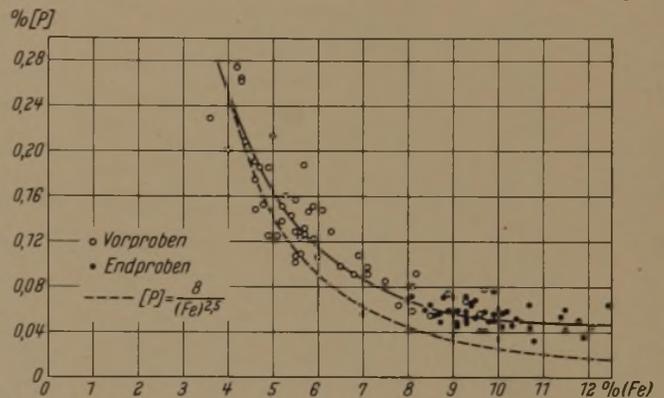


Bild 3. Abhängigkeit des Phosphorgehaltes des Stahles vom Eisengehalt der Schlacke für Versuchsreihe 1 und 2.

gefundene Einfluß des Eisengehaltes ist etwas geringer und entspricht etwa der Gleichung $[\text{P}] \cdot (\text{Fe})^2 = 4$, also der zweiten Potenz des Eisengehaltes statt der theoretisch zu erwartenden 2,5ten Potenz. Der verschiedene Mangananteil im Einsatz der beiden Versuchsreihen ist ohne erkennbaren Einfluß auf die Abhängigkeit des Phosphorgehaltes im Stahl vom Eisengehalt der Schlacke.

Die Auswertung einiger Angaben des Schrifttums^{3) bis 5) 10) bis 12)} ist in Bild 4 mit den eigenen Ergebnissen zusammengestellt. Mit Ausnahme der Kurve 6 ist der Verlauf der Kurven im unteren Teil ähnlich, d. h. die Phosphorgehalte nehmen ungefähr mit der zweiten Potenz des Eisengehaltes ab. Der obere Teil der Kurve 1 ist nur durch zwei Versuchspunkte belegt. Die unterschiedliche Lage der Kurven ist vermutlich vorzugsweise auf verschiedene Arbeitstemperaturen zurückzuführen. So liegen die gleichfalls mit einem Glühfadenpyrometer gemessenen Ausleertemperaturen von J. Welter (Kurve 5) durchweg 50 bis 60° niedriger als die eigenen Messungen.

Die Phosphorgehalte der Ausleerproben sind infolge der reduzierenden Wirkung des Ferromangans gegenüber der Endprobe im Mittel um 0,005 % P angestiegen, und durch die saure Pfannenzustellung hat der Phosphorgehalt der

¹¹⁾ Ristow, A., K. Daeves und E. H. Schulz: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 889/99 u. 921/30 (Stahlw.-Aussch. 314 u. Werkstoffaussch. 347).

¹²⁾ Faust, E.: Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 119/26 (Stahlw.-Aussch. 128).

Gießproben eine weitere Zunahme um 0,007 % erfahren. Insgesamt hat sich der Phosphorgehalt nach dem Verblasen also im Mittel um 0,012 % erhöht.

Ein Zusammenhang zwischen Konverteralter und Phosphorgehalt des Stahles wurde nicht gefunden.

Mangangehalt des Stahles. Neben der Entphosphorung ist dem Verhalten des Mangans bei den Untersuchungen des Thomasverfahrens besondere Aufmerksamkeit geschenkt worden, da die Verringerung des Manganabbrandes im Thomaskonverter eine Ersparnis an Ferromangan bedeutet.

Zur Beschreibung der Manganverteilung zwischen Stahl und Schlacke ist die Kennzahl $K = \frac{(\text{Mn}) \times 100}{(\text{Fe}) \times [\text{Mn}]}$ brauchbar, die beim Thomasverfahren am Ende des Verblasens zu

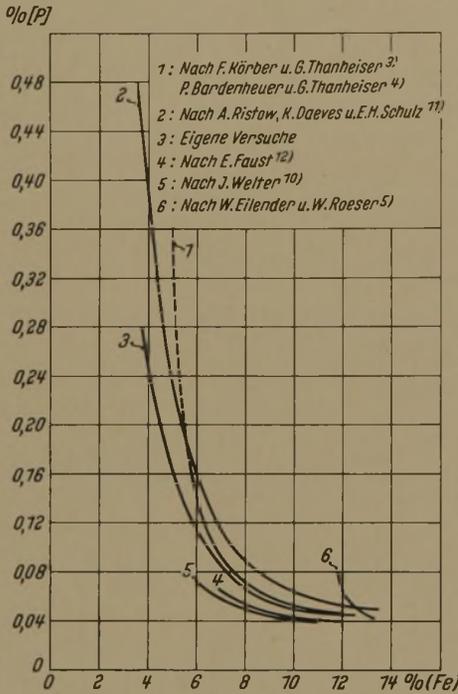


Bild 4. Abhängigkeit des Phosphorgehaltes des Stahles vom Eisengehalt der Schlacke nach Angaben des Schrifttums.

rund 150 bis 250 ermittelt wurde²⁾. Ihre Formulierung entspricht der aus der Gleichung $(\text{FeO}) + [\text{Mn}] \rightleftharpoons (\text{MnO}) + [\text{Fe}]$ abgeleiteten Gleichgewichtskonstanten K_{Mn} , deren genauer Wert und deren Temperaturabhängigkeit für die Schlacken des Thomasverfahrens jedoch noch nicht bekannt ist. Die mengenmäßige Verteilung des Mangans ergibt sich unter Vernachlässigung der Manganverdampfung und des Auswurfs aus der Bilanzgleichung: $\text{Einsatzgewicht} \times \% \text{ Mn} = \text{Stahlgewicht} \times \% [\text{Mn}] + \text{Schlackengewicht} \times \% (\text{Mn})$. Die Ausnutzung des Mangans nimmt mit steigenden Werten für die Kennzahl K, den Eisengehalt der Schlacke und das Schlackengewicht ab.

Beim Thomasverfahren wird die Schlackenmenge im wesentlichen durch den Silizium- und Phosphorgehalt des Roheisens und den damit notwendigen Kalkzuschlag bestimmt, und der Eisengehalt der Schlacke muß etwa 10 % betragen, um eine ausreichende Entphosphorung des Stahles zu erzielen (vgl. Bild 3 und 4). Zur Veranschaulichung der damit vorliegenden Verhältnisse ist in Bild 5 für verschiedene Mangangehalte im Einsatz die Abhängigkeit des Mangangehaltes im Stahl von der Schlackenmenge für eine Kennzahl $K = 250$, einen Eisengehalt der Schlacke von 10 % und ein Ausbringen von 100 % dargestellt. Der

Zahlentafel 2. Mittelwerte der für die Manganbewegung wichtigsten Versuchsdaten.

% Mn im Roheisen . . .	Versuchsreihe 1		Versuchsreihe 2	
	2,16		1,53	
	Vorprobe	Endprobe	Vorprobe	Endprobe
% [Mn] im Stahl . . .	0,49	0,27	0,35	0,18
% (Mn) in Schlacke . . .	4,7	5,1	4,0	4,1
% (Fe) in Schlacke . . .	5,6	9,4	6,2	9,9
$K = 100 \cdot (\text{Mn})$ [Mn] · (Fe)	180	200	194	232
Ausleerprobe	0,61 % [Mn]		0,50 % [Mn]	
Gießprobe, erster Block .	0,55 % [Mn]		nicht bestimmt	
Gießprobe, letzter Block .	0,52 % [Mn]		nicht bestimmt	
Ausnutzung des Ferromangans	69 %		57 %	

Mangangehalt fällt mit steigender Schlackenmenge rasch ab. Der Manganverlust wird mit steigendem Mangangehalt im Einsatz vor allem bei den hohen Schlackenmengen des Thomasverfahrens immer größer. Eine Verringerung der Ferromanganzugabe durch erhöhten Manganinsatz kann daher nur mit einem sehr hohen Manganverlust erkauft werden. So ist z. B. bei einer Schlackenmenge von 30 % eine Erhöhung des Mangangehaltes im Einsatz um 0,85 % notwendig, um den Mangangehalt des Stahles um nur

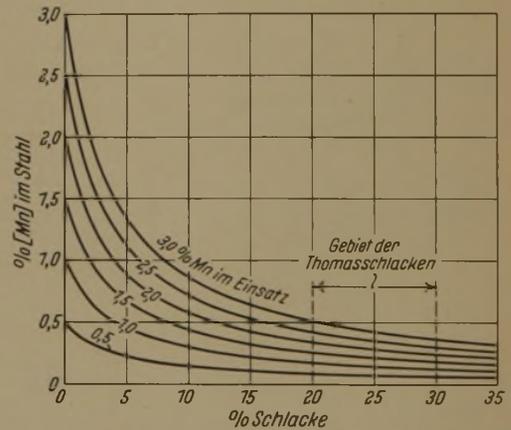


Bild 5. Manganverschlackung in Abhängigkeit von der Schlackenmenge [$K = 250$, $(\text{Fe}) = 10$, Ausbringen = 100 %].

0,1 % zu steigern, d. h. es gehen fast 90 % des Mangans mit der Schlacke verloren, abgesehen von den Manganverlusten im Hochofen bei der Erzeugung des Roheisens.

Die Mittelwerte der wichtigsten Angaben für das Verhalten des Mangans sind in Zahlentafel 2 zusammengestellt. Ein Vergleich des Mangangehaltes des fertig verblasenen Stahles (Endprobe) zeigt, daß der um 0,63 % höhere Mangangehalt im Roheisen der ersten Versuchsreihe nur einen Gewinn von 0,09 % Mn bringt. Die Ausnutzung des erhöhten Manganeinsatzes ist also in Übereinstimmung mit den einleitenden Ausführungen sehr schlecht. Sie beträgt nur 14 %. Wenn der hohe Mangangehalt des Roheisens wie im vorliegenden Fall durch die Erzgrundlage bedingt ist, wird es wegen der besseren Ausnutzung des Mangans sicher vorteilhaft sein, einen Teil vor dem Verblasen herauszufrischen und die manganhaltige Frischschlacke metallurgisch auszuwerten¹³⁾.

Die Zunahme der Kennwerte K von Vorprobe zu Endprobe läßt bei beiden Versuchsreihen erkennen, daß die Manganverteilung zwischen Eisen und Schlacke gegen Ende

¹³⁾ Oelsen, W.: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 21 (1939) S. 79/104; vgl. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 81/87 (Stahlw.-Aussch. 348).

des Verblasens ungünstiger wird. Weiterhin liegen die Kennwerte der Versuchsreihe 1 durchweg niedriger als diejenigen der Versuchsreihe 2, d. h. daß die Manganverteilung bei den Schmelzen mit höherem Mangangehalt im Roheisen günstiger ist. Der Einfluß auf die gesamte Manganausnutzung ist jedoch nur gering. Die Verhältnisse werden auch durch Bild 6 veranschaulicht, in dem der Zusammenhang zwischen Mangangehalt des Stahles und Eisengehalt der Schlacke für beide Versuchsreihen dargestellt ist. Für den mittleren Mangangehalt der Schlacken der beiden Versuchsreihen von 5 und 4% und einen Kennwert $K = 250$ sind zwei Richtkurven eingezeichnet. Man erkennt, daß der Abstand der Versuchspunkte von den zugehörigen Richtkurven mit steigendem Eisengehalt der Schlacke geringer wird und der Abstand bei der Versuchsreihe 1 größer ist als bei Versuchsreihe 2.

Zum Vergleich mit anderen Angaben des Schrifttums sind zwei Kurven einer Darstellung von Eichholz, Behrendt und Kootz⁶⁾ in Bild 6 eingezeichnet. Die Richtung der Kurven stimmt mit den Versuchspunkten überein. Die

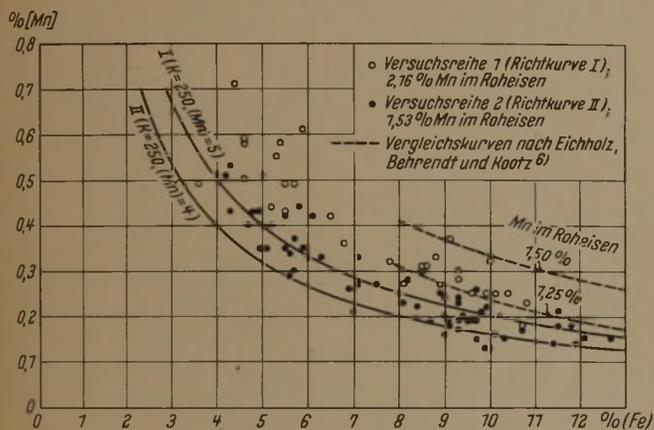


Bild 6. Zusammenhang zwischen Mangangehalt des Stahles und Eisengehalt der Schlacke.

Mangangehalte der Versuchsreihe 2 mit 1,53% Mn im Roheisen liegen jedoch wesentlich niedriger als die entsprechende Kurve für 1,5% Mn im Roheisen, bedingt vor allem durch die ungewöhnlich große Schlackenmenge von 30% der vorliegenden Versuche. Dieser Einfluß der Schlackenmenge, der in Bild 5 dargestellt ist, wird von den genannten Verfassern nicht berücksichtigt.

Die Ausnutzung des Ferromangans, d. h. der prozentuale Anteil des in der Ausleerprobe verbliebenen Mangans, ist bei Versuchsreihe 1 im Mittel etwas besser als bei Versuchsreihe 2 (Zahlentafel 2). Der Verlust an Ferromangan ist also bei höherem Mangangehalt des Einsatzes etwas geringer. Zu erwähnen ist allerdings, daß die Einzelwerte sehr stark streuen. Versuchsreihe 1 zeigt noch den bekannten Manganverlust beim Vergießen durch die Einwirkung der sauren Pfannenzustellung und die Oxydation des Gießstrahles an der Luft, der fast 0,1% Mn beträgt.

Aus Bild 7 ergibt sich der Zusammenhang zwischen Mangan- und Phosphorgehalt des Stahles, die über den Eisengehalt der Schlacke miteinander verknüpft sind. Das Abbiegen der Kurven mit steigendem Phosphorgehalt ist eine Folge davon, daß der Phosphorgehalt des Stahles durch den Eisengehalt der Schlacke stärker beeinflusst wird als der Mangangehalt. Der Unterschied zwischen den beiden Versuchsreihen ist durch den verschiedenen Mangangehalt im Einsatz bedingt. Die Darstellung zeigt, daß die Manganausnutzung beim Verblasen auf niedrige Phosphorgehalte rasch abnimmt. Der grundsätzliche Verlauf der Kurven

stimmt überein mit Angaben des Schrifttums⁸⁾¹¹⁾. Die ungewöhnlich große Schlackenmenge der vorliegenden Schmelzen bedingt jedoch bei gleichem Mangangehalt im Einsatz und gleichem Phosphorgehalt des Stahles einen geringeren Mangangehalt als üblich, wie auf Grund der eingangs gemachten Ueberlegungen über den Einfluß der Schlackenmenge leicht einzusehen ist.

Eine auswertbare Beziehung der Manganbewegung zum Konverteralter konnte ebenso wie beim Phosphor nicht ermittelt werden. Die Aenderung der physikalischen Bedingungen infolge der Vergrößerung des Umlaufquerschnittes hat demnach bei den vorliegenden Verhältnissen keinen wesentlichen Einfluß auf den Ablauf von Phosphor- und Manganreaktion gehabt.

Zum Abschluß der Betrachtungen über die Reaktionen des Mangans soll noch eine neue Deutung der Entstehung

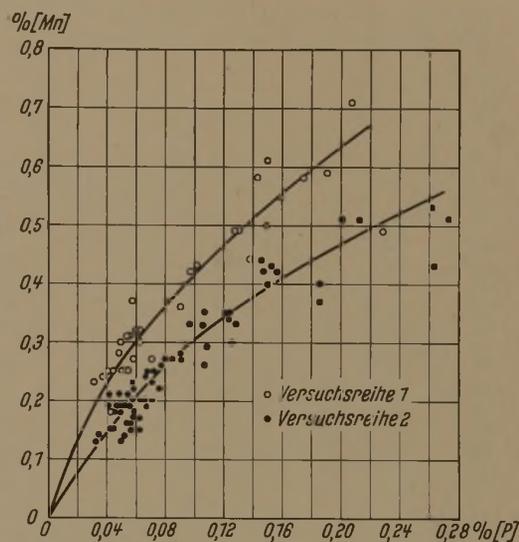


Bild 7. Zusammenhang von Mangan- und Phosphorgehalt des Stahles.

des Manganbuckels im Verlauf des Schmelzvorganges gegeben werden, die auch unsere Vorstellung von dem Ablauf der übrigen Reaktionen berührt. Die vorübergehende Zunahme des Mangangehaltes im Stahl gegen Ende der Schmelze ist bisher so gedeutet worden³⁾⁴⁾, daß die Auflösung des Kalkes während der Phosphorverbrennung die in Reaktion stehende saure Schlacke basisch macht und damit eine Rückwanderung des Mangans in das Stahlbad hervorruft, da das Gleichgewicht der Manganreaktion bei basischen Schlacken mehr auf der Seite des metallischen Mangans liegt als bei sauren Schlacken. Außerdem soll die Phosphorverbrennung zu dieser Zeit so rasch verlaufen, daß sie nicht nur den gesamten Sauerstoff der Luft verbraucht, sondern darüber hinaus noch einen Teil des in der Schlacke an Eisen und Mangan gebundenen Sauerstoffs, da der analytisch ermittelte Gehalt der Schlacke an Eisen und Mangan abnimmt.

Die neue Deutung des Manganbuckels geht von der bekannten Beobachtung aus, daß bis zum Uebergang nur sehr geringe Mengen flüssiger Schlacke vorliegen und der ungelöste und porige Kalk deutlich eine starke Aufsaugung einer dunklen Oxydschlacke erkennen läßt⁶⁾, die erst nach dem Uebergang zusammen mit dem Kalk verflüssigt wird. Durch diese Aufsaugung werden die zu Beginn der Schmelze entstehenden manganreichen Schlacken fortlaufend dem Reaktionssystem Eisen—flüssige Schlacke entzogen, und der Mangangehalt des Stahles kann weitgehend abnehmen. Nach dem Uebergang beginnt im Zuge der stärksten Phos-

phorverbrennung die Bildung der eigentlichen Thomaschlacke, ein Vorgang, der sich selbst beschleunigt, da die entstehende Phosphorsäure die Kalkauflösung und damit die Entphosphorung begünstigt. Bei dieser Schlackenbildung werden auch die vom Kalk aufgesaugten manganreichen Schlacken dem Reaktionssystem wieder zugeführt und rufen einen Anstieg im Mangangehalt des Stahles hervor.

Das Wesen dieses Vorganges soll an einem Beispiel für das reine System Fe-Mn-FeO-MnO erläutert werden. In Bild 8 ist die Kurve der Schlackenzusammensetzung in Abhängigkeit vom Mangangehalt des Eisens für das Gleichgewicht bei 1670° eingetragen¹⁴⁾. Geht man von einem Eisen mit 2 % Mn aus und fügt 3 % des Eisengewichtes an flüssigem Eisenoxydul hinzu, so ändern sich Schlackenzusammensetzung und Mangangehalt des Eisens auf der mit 3 % FeO bezeichneten Geraden, deren Neigung durch die Umsetzung von Eisenoxydul mit Mangan zu Manganoxydul bestimmt wird. Die Umsetzung kann nur bis zum Schnittpunkt mit

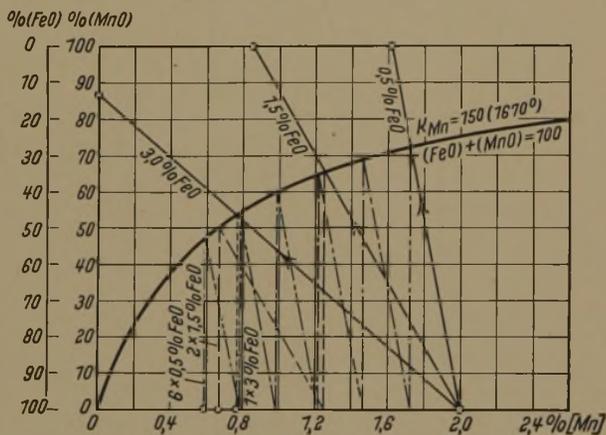


Bild 8. Abhängigkeit der Manganoxidation von der Anzahl der Schlackenwechsel bei gleicher Gesamtschlackenmenge.

der Gleichgewichtskurve verlaufen. Dabei nimmt der Mangangehalt des Eisens auf 0,77 % ab. Bei Zugabe von 1,5 % FeO nimmt der Mangangehalt auf 1,25 % ab. Trennt man nun die entstandene Schlacke ab und gibt erneut 1,5 % FeO zu, insgesamt also 3 %, so fällt der Mangangehalt auf 0,67 %. Die Zugabe des Eisenoxyduls in sechs Teilmengen von 0,5 % erniedrigt den Mangangehalt auf 0,59 %, wenn die entstandenen Schlacken jedesmal nach Erreichung des Gleichgewichtes entfernt werden. Je häufiger man also die insgesamt zugegebene Menge von 3 % FeO unterteilt, um so niedriger wird der Mangangehalt des Eisens. Fügt man die abgetrennten Schlackenmengen dem System zum Schluß wieder zu, dann stellt sich der gleiche Zustand ein wie nach einmaliger Aufgabe von 3 % FeO. Hat man also z. B. vorher sechs Teilmengen von je 0,5 % FeO aufgegeben, so steigt der Mangangehalt des Eisens von 0,59 % auf 0,77 % wieder an.

Da es sich um eine monomolekulare Reaktion handelt, ändern sich die Verhältnisse nicht, wenn ein ideales Verdünnungsmittel der Schlacke zugegeben wird. In der Darstellung von Bild 8 ist dann lediglich die Bezeichnung der Ordinate entsprechend der Summe (MnO) + (FeO) abzuändern.

Die Ausführungen über die Zunahme des Mangangehaltes durch Zugabe der vorher abgetrennten Teilschlackenmengen können nun sinngemäß auf das Thomasverfahren übertragen werden. Auch hier ist das primär entstehende Eisenoxydul

der Oxydationsträger für das Mangan, und die entstehenden Schlacken werden durch den Kalk fortlaufend aufgesogen und damit dem Reaktionssystem entzogen. Nach dem Uebergang werden sie mit dem Kalk verflüssigt, dem System wieder zugefügt und bewirken einen Anstieg des Mangangehaltes im Eisen.

Die Rückwanderung des Mangans wird sicher unterstützt durch die Zunahme der Schlackenbasizität, die dadurch bedingt ist, daß die zuerst in Lösung gehenden äußeren Teile des Kalkes noch mit der Kieselsäure der anfänglichen Siliziumverbrennung durchtränkt sind. Die Annahme einer Manganreduktion durch die Phosphorverbrennung erscheint jedoch noch nicht gesichert. Die versuchsmäßig festgestellte Abnahme von Eisen- und Mangangehalt der Schlacke läßt sich auch zwanglos durch die Verdünnung der Schlacke mit Kalk- und Phosphorsäure bei der Bildung der Thomaschlacke erklären. Eine endgültige Entscheidung dieser Frage ist jedoch nur durch die versuchsmäßige Ermittlung von genauen zeitlichen Stoffbilanzen möglich. Die erneute Abnahme des Mangans gegen Ende der Schmelze ist bekanntlich auf die Zunahme des Eisengehaltes der Schlacke zurückzuführen.

Sauerstoffgehalt des Stahles. Zur Kennzeichnung der Sauerstoffverteilung zwischen der Thomasschlacke und dem flüssigen Stahl wird im folgenden der Kennwert

$$L = \frac{100 \cdot [\text{O}]}{(\text{Fe})}$$

benutzt, dessen Verwendung voraussetzt, daß der in der Schlacke an Eisen gebundene Sauerstoff für die Sauerstoffaufnahme des Stahles bestimmend ist. Da jedoch weder eine genaue Aussage über die Bindungsform des Eisens in der Schlacke gemacht werden kann, noch die Gleichgewichte der Sauerstoffverteilung zwischen Thomasschlacke und Stahlbad bekannt sind, können die L-Werte zunächst nur ihrer Größe nach verglichen werden, wobei die Sauerstoffverteilung mit zunehmendem L-Wert ungünstiger wird.

Zahlentafel 3. Mittelwerte der für die Sauerstoffbewegung wichtigsten Versuchsdaten.

% Mn im Roheisen . . .	Versuchsreihe 1		Versuchsreihe 2	
	2,16			
	Vorprobe	Endprobe	Vorprobe	Endprobe
% (Fe) in Schlacke . . .	5,6	9,4	6,2	9,9
% [O] im Stahl	0,027	0,035	0,036	0,050
$L = \frac{100 \cdot [\text{O}]}{(\text{Fe})}$	0,49	0,37	0,59	0,50
% [Mn] im Stahl	0,49	0,27	0,35	0,18

Die Mittelwerte der für die Sauerstoffbewegung wichtigen Größen sind in Zahlentafel 3 wiedergegeben. Bei beiden Versuchsreihen nimmt der Eisengehalt der Schlacke von Vorprobe zu Endprobe zu, entsprechend der gegen Schmelzende bevorzugten Oxydation des Eisens. Damit steigt auch der Sauerstoffgehalt des Stahles. Die Abnahme der L-Werte von Vor- zu Endprobe zeigt jedoch, daß die Sauerstoffgehalte langsamer zunehmen, als der Eisenanreicherung der Schlacke entspricht, d. h. daß die Sauerstoffverteilung zwischen Thomasschlacke und Stahl gegen Schmelzende günstiger wird. Aus den Werten der Zahlentafel 3 ist weiterhin zu entnehmen, daß die Sauerstoffverteilung bei der Versuchsreihe 1 mit hohem Mangangehalt im Roheisen wesentlich günstiger ist als bei Versuchsreihe 2 und die Sauerstoffgehalte des Stahles daher bei nahezu gleichem Eisengehalt der Schlacke niedriger liegen.

Die aus der Zusammenstellung der Mittelwerte gemachten Aussagen werden durch die Darstellung der Einzelwerte in

¹⁴⁾ Körber, F., und W. Oelsen: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschg. 14 (1932) S. 181/204; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 46/47.

Bild 9 bestätigt. Wenn auch größere Streuungen auftreten, so ist doch deutlich zu erkennen, daß die Sauerstoffverteilung von Vorprobe zu Endprobe günstiger wird und Versuchsreihe 1 niedrigere Sauerstoffgehalte aufweist als Versuchsreihe 2.

Der Einfluß des Mangangehaltes im Einsatz auf die Sauerstoffverteilung zwischen Thomasschlacke und Stahl am Ende der Schmelze ist bereits von Eichholz, Behrendt und Kootz⁶⁾ festgestellt worden, deren Sauerstoffgehalte mit den Werten vorliegender Versuche sehr gut übereinstimmen. Teilweise wesentlich höher dagegen liegen die Sauerstoffgehalte des Stahles und die Kennwerte der Sauerstoffverteilung bei den Untersuchungen des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung^{3) 4)}, ohne daß aus den

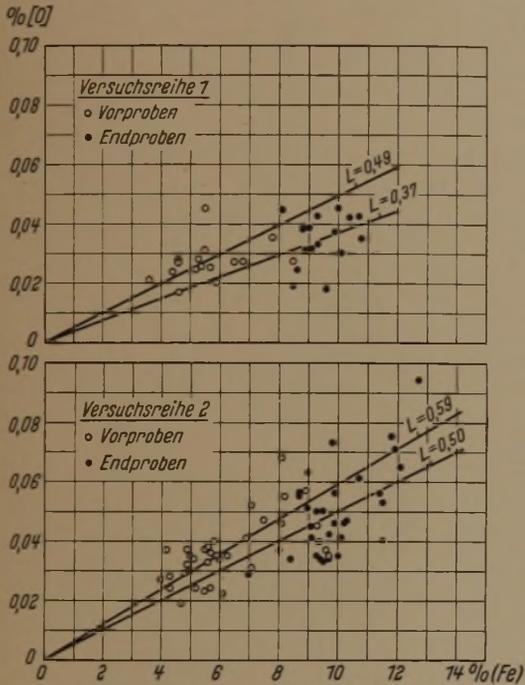


Bild 9. Abhängigkeit des Sauerstoffgehaltes des Stahles vom Eisengehalt der Schlacke.

Versuchsunterlagen die Ursache für diese Abweichung eindeutig zu entnehmen ist. Es erscheint möglich, daß der Unterschied durch die andere Art der Probenahme bedingt ist.

Fragt man nun nach der Ursache für die Abhängigkeit des Sauerstoffgehaltes und der Sauerstoffverteilung von der Schmelzzeit und dem Mangangehalt des Einsatzes, so läßt sich eine einfache Deutung nicht ohne weiteres geben. Ein unmittelbarer Zusammenhang mit dem Mangangehalt des Stahles ist nicht feststellbar, denn ordnet man die Werte nach dem Mangangehalt, so bleibt ein deutlicher Unterschied zwischen beiden Versuchsreihen bestehen. Es muß also noch ein anderer Einfluß vorliegen, der in seinem Wesen in folgendem aufgezeigt werden soll.

In Bild 10 ist der Versuch einer schaubildlichen Darstellung der vorliegenden Verhältnisse gemacht worden. Zunächst ist im unteren Bild der bekannte Verlauf für die Konzentrationsänderung einiger Eisenbegleiter bei einer üblichen Thomasschmelze wiedergegeben. Beim Mangan sind zwei Kurven für 1 und 2 % Mn im Einsatz eingezeichnet. Da der Kohlenstoff gasförmig entweicht und Phosphor in größerer Menge nur bei Anwesenheit von Kalk verschlackt werden kann, werden die an der Eisenoberfläche durch unmittelbare Oxydation des blanken Eisens durch den Windsauerstoff gebildeten Schlacken im wesentlichen nur

aus Eisen- und Manganoxydul bestehen können, abgesehen von den ersten Blasenminuten, wenn durch die Siliziumverbrennung Schlacken silikatischer Natur entstehen. Die Zusammensetzung dieser Oxydulschlacke wird durch den Mangangehalt des Eisens bestimmt. In den Kurven 1 des oberen Teiles der Darstellung ist der Sauerstoffgehalt des Eisens wiedergegeben, der sich im Gleichgewichtsfall unter derartigen Schlacken ergeben würde, ausgedrückt in Prozent des unter einer reinen Eisenoxydulschlacke höchstmöglichen Gehaltes an Sauerstoff. Die Veränderungen sind besonders stark im Gebiet geringerer Mangangehalte, entsprechend der in Bild 8 gezeigten Gleichgewichtskurve für reine Oxydul-

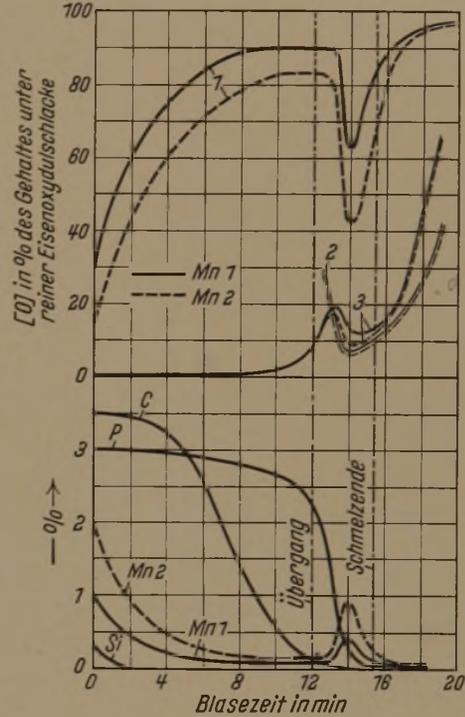


Bild 10. Darstellung zur Deutung der Sauerstoffbewegung in Abhängigkeit vom Mangangehalt des Einsatzes und von der Schmelzzeit.

schlacken. Bis zum Uebergang ist die Menge der übrigen flüssigen Schlacke, die außerdem vom festen Kalk aufgesaugt wird, sehr gering, so daß die an der Eisenoberfläche gebildeten Schlacken reaktionsbestimmend sein werden.

Die eigentliche Thomasschlacke bildet sich erst nach dem Uebergang. Sie ist zunächst an Eisenoxydul angereichert, da die äußeren Kalkteile damit durchtränkt sind. Mit fortschreitender Schlackenbildung nimmt der Eisengehalt infolge der Verdünnung durch Kalk und Phosphorsäure ab, steigt aber nach beendeter Auflösung des Kalkes durch die weitere Oxydationswirkung des Windes wieder an. Im Gleichgewicht mit dieser Schlacke würde sich der Sauerstoffgehalt des Stahles daher gemäß den Kurven 2 in Bild 10 ändern. Der Unterschied zwischen den beiden Kurven für die verschiedenen Mangangehalte im Einsatz ist dabei nur gering.

Wie verläuft nun die tatsächliche Sauerstoffaufnahme des Bades? Gemäß der gegebenen Darstellung steht das Bad bis zum Uebergang unter dem reaktionsbestimmenden Einfluß der an der Eisenoberfläche gebildeten Schlacken, die im mittleren Teil des Verfahrens sehr eisenoxydulreich sind. Trotzdem bleibt der Sauerstoffgehalt niedrig (Kurve 3), solange das Eisen noch viel Kohlenstoff enthält, der den einwandernden Sauerstoff sofort wieder herauswirft^{3) 4)}. Die eisenreiche Reaktionsschlacke kann in dieser Zeit nur

eine rasche Kohlenstoffverbrennung bewirken, nicht jedoch eine wesentliche Zunahme des Sauerstoffgehalts im Stahl, die erst bei niedrigem Kohlenstoffgehalt des Stahles möglich wird. Zu dieser Zeit beginnt aber bereits die Bildung der Thomasschlacke, die mit zunehmender Menge an Einfluß gewinnt. Da die Menge der Thomasschlacke bei zunächst abnehmendem Eisengehalt sehr rasch wächst, wird ihr Einfluß bestimmend, und der Sauerstoffgehalt des Stahles nimmt bis in die Nähe der für die Thomasschlacke gültigen Gleichgewichtswerte ab. Dieser Abfall ist durch die Untersuchungen des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung³⁾ festgelegt worden. Dann steigt der Sauerstoffgehalt infolge der Zunahme des Eisengehaltes der Thomasschlacke wieder an. Bis zum Schmelzende nimmt die Reaktionsfähigkeit der Thomasschlacke noch zu, so daß der Abstand der Sauerstoffgehalte vom Gleichgewichtswert abnimmt und damit auch die festgestellte Abnahme der Kennwerte L ihre Erklärung findet. Beim Ueberblasen kehren sich die Verhältnisse wieder um, wie von W. Eichholz, G. Behrendt und Th. Kootz⁶⁾ an einer Stahleisenschmelze nachgewiesen wurde. Die Kennwerte der Sauerstoffverteilung nehmen zu, bedingt durch den wachsenden Einfluß der nahezu reinen Eisenoxydulschlacke, die an der Stahloberfläche jetzt in größerer Menge gebildet wird, da alle Eisenbegleiter praktisch entfernt sind.

Der Abstand der Sauerstoffgehalte von den Gleichgewichtswerten für die Thomasschlacke hängt von dem Eisengehalt der an der Badoberfläche gebildeten Schlacke ab, die den Sauerstoff in den Stahl hineindrücken will. Wie aus der schaubildlichen Darstellung hervorgeht, ist das Oxydationsbestreben dieser Schlacke bei geringem Mangangehalt des Einsatzes und damit niedrigerem Mangangehalt im Stahl aber wesentlich größer als bei hohem Mangangehalt. Damit ist die Erklärung dafür gegeben, weshalb die Kennwerte der Sauerstoffverteilung bei niedrigem Mangangehalt im Einsatz größer sind als bei hohem Mangangehalt. Der Abstand vom Gleichgewicht mit der Thomasschlacke ist eben größer, bedingt durch die stärker oxydierende Wirkung der primär entstehenden Oxydulschlacken.

Aus dieser Darstellung ergibt sich für den Thomasbetrieb die Folgerung, daß der Sauerstoffgehalt des Stahles beim Liegenlassen der fertigen Schmelze unter der Thomasschlacke abnehmen muß, weil dann der Einfluß der Primärschlacke fortfällt. Außerdem müßten sich bei gleichem Eisengehalt der Thomasschlacke die Unterschiede im Sauerstoffgehalt von Schmelzen mit hohem und niedrigem Manganinsatz ausgleichen. Diese Folgerungen sollen durch Versuche nachgeprüft werden, über die später berichtet wird.

Wenn man annehmen wollte, daß die Thomasschlacke für den Sauerstoffgehalt des Stahles allein bestimmend ist, so müßten die Kennwerte unter den Gleichgewichtswerten liegen, da nur dann die Sauerstoffzunahme von Vorprobe zu Endprobe möglich wäre. Die Abnahme der Kennwerte von Vorprobe zu Endprobe würde damit eine Entfernung der Sauerstoffverteilung vom Gleichgewicht bedeuten, eine Annahme, die sehr unwahrscheinlich ist und nur bei sehr träger Sauerstoffeinwanderung denkbar wäre.

Ueber die Sauerstoffbewegung nach der Zugabe des Ferromangans unterrichtet *Zahlentafel 4*, in der die Mittelwerte für die beiden Versuchsreihen angegeben sind. Die Sauerstoffgehalte der Versuchsreihe 1 sind nach der Zugabe des Ferromangans in der Ausleerprobe und den Gießproben praktisch unverändert geblieben. Bei der Versuchsreihe 2 ist dagegen eine wesentliche Erniedrigung des Sauerstoffgehaltes eingetreten, die teilweise vielleicht auf die Ein-

Zahlentafel 4. Einfluß der Zugabe von Ferromangan auf den Sauerstoffgehalt des Stahles.

	Versuchsreihe 1	Versuchsreihe 2
Endprobe (vor der Ferromanganzugabe)	0,035 % [O]	0,050 % [O]
Ausleerprobe (nach der Ferromanganzugabe) . . .	0,035 % [O]	0,037 % [O]
Gießprobe, erster Block . . .	0,033 % [O]	nicht bestimmt
Gießprobe, letzter Block . . .	0,033 % [O]	nicht bestimmt

wirkung der Thomasschlacke im Sinne der vorher erläuterten Annäherung an das Gleichgewicht der Sauerstoffverteilung zurückzuführen ist. Die Vorbedingungen hierfür sind durch den niedrigen Manganinsatz dieser Versuchsreihe gegeben. Außerdem sind die Schmelzen dieser Versuchsreihe nach dem Ferromanganzusatz mit Stangen kräftig durchgerührt worden, so daß eine stärkere Reaktion des Stahles mit der Restschlacke ermöglicht wurde. Dabei wird dieser durch den erhöhten Mangangehalt des Stahles Eisenoxydul entzogen und sie kann eine Desoxydation hervorrufen.

Diese Feststellungen über den Einfluß der Ferromanganzugabe sind eine Bestätigung der Anschauung von F. Körber und G. Thanheiser³⁾, daß das Mangan den flüssigen Stahl nur in geringem Maße über eine Erniedrigung des Eisengehaltes der im Konverter verbleibenden Restschlacke desoxydieren kann und erst bei der Erstarrung des Blockes in der Kokille stärker wirksam wird.

Ein Zusammenhang zwischen den Sauerstoffgehalten des Stahles oder den Kennwerten für die Sauerstoffverteilung mit dem Konverteralter konnte aus den Versuchsunterlagen nicht abgeleitet werden.

Kohlenstoffgehalt des Stahles. Die Entfernung des Kohlenstoffs aus dem Thomasroheisen wird durch Umsetzung mit dem im Eisenbad gelösten Sauerstoff unter Abgabe von gasförmigem Kohlenoxyd bewirkt, wobei der Sauerstoff aus der Schlacke einwandert. Zu Beginn des Ueberblasens nimmt der Kohlenstoffgehalt des Roheisens bei üblichem Reaktionsablauf der Thomasschlacke nur wenig ab (*vgl. Bild 10*). Diese geringe Entkohlungsgeschwindigkeit ist nicht allein eine Folge des je nach Silizium- und Mangangehalt des Einsatzes mehr oder weniger geringen Eisengehaltes der ersten Reaktionsschlacken, sondern vor allem eine Folge der niedrigen Temperatur. Bei niedrigen Temperaturen ist die Sauerstofflöslichkeit im Eisen klein¹⁴⁾ und die Geschwindigkeit der Reaktionen des Kohlenstoffs sehr gering, wie aus der starken Temperaturabhängigkeit der Tiegelreaktion auf saurem Futter bekannt ist¹⁵⁾. Erst mit steigender Temperatur wird die Reaktion des Kohlenstoffs lebhafter. Der Kohlenstoff zündet. Wie erwähnt, wirkt die Kohlenstoffverbrennung im mittleren Teil des Thomasverfahrens bestimmend auf die Stickstoff- und Sauerstoffaufnahme des Stahles ein. Vor allem aber wird die Bildung der kalkreichen Thomasschlacke und damit die Entphosphorung bis zum Uebergang verzögert, weil der Kohlenstoff das primär entstehende Eisenoxydul weitgehend verbraucht und damit die Verflüssigung des Kalkes verhindert. Bei heißem Schmelzverlauf kann die Geschwindigkeit der Kohlenstoffverbrennung zeitweise so groß werden, daß nach den Untersuchungen von G. Bulle^{16a)}, die auch von R. Frerich¹⁶⁾ bestätigt wurden, neben dem Verbrauch des gesamten Windsauerstoffes noch ein Teil der Metalloxyde der bereits gebildeten Schlacke wieder reduziert wird. Der

¹⁵⁾ Körber, F., und W. Oelsen: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschg. 17 (1935) S. 39/61; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 182/88.

^{16a)} Stahl u. Eisen 44 (1924) S. 9/14.

¹⁶⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1138/43 (Stahlw.-Aussch. 341).

Manganbuckel wird dabei verkleinert oder sogar ganz unterdrückt¹⁷⁾.

Die Kohlenstoffverbrennung ist beim Uebergang beendet und führt meist zu Kohlenstoffgehalten von unter 0,05 %. Aus der Reaktionsgleichung für die Entkohlung: $[C] + [FeO] \rightleftharpoons [Fe] + CO$ ergibt sich die Gleichgewichtskonstante: $K = K' \cdot p_{CO} = [C] \cdot [O]$. Der Wert dieser Konstanten wurde für einen Kohlenoxyddruck von 1 ata zu 0,0025 bestimmt^{15) 18) 19)} und ist nach den bisherigen Feststellungen unabhängig von der Temperatur. Aus den Kohlenstoffgehalten von Vor- und Endproben der vorliegenden Versuche von 0,01 bis 0,03 % ergeben sich Werte für das Produkt $[C] \cdot [O]$, die in der Größenordnung von 0,0005 bis 0,001 liegen, also weit unterhalb des Gleichgewichtswertes für den Kohlenoxyddruck $p_{CO} = 1$ ata. Wollte man einen Kohlenoxyddruck von 1 ata auch für das Thomasverfahren als maßgebend ansehen, so bliebe für den niedrigen Wert des Produktes $[C] \cdot [O]$ nur die Erklärung, daß der Sauerstoffgehalt des Stahles zu einem früheren Zeitpunkt des Verfahrens ein Vielfaches des gegen Schmelzende ermittelten betragen hat. Dem stehen jedoch die bisherigen Ergebnisse über die Sauerstoffbewegung während des Schmelzverlaufs entgegen, wenn auch eine gewisse zwischenzeitliche Sauerstoffanreicherung beobachtet worden ist^{3) 4)}. Die Annahme eines geringeren Kohlenoxyddrucks beim Thomasverfahren ist wohl zutreffender, denn durch den Stickstoffgehalt des Windes wird das Kohlenoxyd rasch fortgeführt und verdünnt, so daß sein Teildruck am Entstehungsort weitgehend herabgesetzt wird. Das wird vor allem bei geringen Kohlenstoffgehalten gegen Ende der Kohlenstoffverbrennung eintreten. Damit wird aber die Gleichgewichtskonstante $K = K' \cdot p_{CO}$ erniedrigt, und die für das Produkt $[C] \cdot [O]$ ermittelten Werte können durchaus noch über den Gleichgewichtswerten liegen. Mit dieser Deutung ist auch eine Erklärung dafür gegeben, daß es beim Siemens-Martin-Verfahren bei gleichem Eisengehalt der Schlacke oder Sauerstoffgehalt des Stahles nicht möglich ist, den Kohlenstoffgehalt so weit zu entfernen wie beim Thomasverfahren. Beim Siemens-Martin-Verfahren muß mit einem Kohlenoxyddruck von rd. 1 ata gerechnet werden, da die Schlackendecke eine Verdünnung des Kohlenoxydes verhindert. Die Vorgänge der weitgehenden Kohlenstoffverbrennung beim Thomasverfahren sollen durch Versuche in Laboratorium und Betrieb noch eingehender untersucht werden.

Nach der Zugabe von Ferromangan lag der Kohlenstoffgehalt im Mittel bei 0,05 bis 0,06 % und das Produkt $[C] \cdot [O]$ bei 0,0017 bis 0,0022, also noch unter dem Gleichgewichtswert für den Kohlenoxyddruck von 1 ata. Eine Beeinflussung des Sauerstoffgehalts durch den Kohlenstoff kann demnach kaum eingetreten sein, da in der Pfanne mit einem Gleichgewichtsdruck des Kohlenoxydes von etwa 1 ata zu rechnen ist und die Wirkung einer örtlichen Kohlenstoffanreicherung bei der Auflösung des Ferromangans durch den gleichzeitig erhöhten Mangangehalt eingeschränkt wird.

Allgemeine Betrachtungen zum Reaktionsablauf.

Die im Vergleich zu den meisten anderen metallurgischen Verfahren außerordentlich hohe Geschwindigkeit der Vorgänge bei den Windfrischverfahren machen eine genaue Erfassung des Reaktionsablaufes besonders schwierig. Bis auf die seltenen und versuchsmäßig kaum erfassbaren Zeit-

punkte eines Umschlages der Reaktionsbedingungen, z. B. von Oxydation zur Reduktion des Mangans oder umgekehrt, wird immer eine mehr oder weniger große Abweichung von den Gleichgewichtskonzentrationen vorliegen. Damit ist die Möglichkeit einer stärkeren Konzentrationsänderung während der Probenahme gegeben, und auch innerhalb der Thomasbirne können örtliche Unterschiede auftreten. Bei der Entnahme von Schlackenproben vor dem Uebergang bleibt es unsicher, inwieweit diese Schlacken überhaupt für den Reaktionsablauf bestimmend sind. Die Ableitung von Gleichgewichtsbeziehungen aus Betriebsproben erscheint daher unmöglich, und es ist verständlich, daß die an verschiedenen Stellen ermittelten Beziehungen vielfach größere Unterschiede aufweisen. Um so wichtiger ist die Aufgabe einer einwandfreien Erfassung der Gleichgewichte durch Versuche im Laboratorium, die eine wertvolle Grundlage für die Beurteilung des Reaktionsablaufes geben können. Bisher sind die Versuche in dieser Richtung leider noch nicht sehr erfolgreich gewesen.

Von größtem Einfluß auf den Reaktionsablauf des Thomasverfahrens sind die Vorgänge der Kohlenstoffverbrennung und der Schlackenbildung, die beide eng miteinander verknüpft sind. Man kann wohl mit einiger Berechtigung die bereits näher erläuterte Auffassung vertreten, daß bis zur Kalkverflüssigung nach dem Uebergang die an der Eisenoberfläche primär gebildete Schlacke für den Reaktionsablauf maßgebend ist. Sie entsteht durch unmittelbare Oxydation des Eisens durch den Windsauerstoff und ist daher in enger Berührung mit dem Eisen. Sobald sie diese ausgedehnte Berührung durch Zusammenballung und Vereinigung mit der vorher entstandenen Schlacke verliert, wird ihr Einfluß gering, denn die an sich kleine Menge der sekundären Schlacke wird durch die aufsaugende Wirkung des Kalkes noch vermindert. Für diesen Verlauf der Vorgänge bis zum Uebergang ist die Kohlenstoffverbrennung mitbestimmend. Der Kohlenstoff verbraucht die primär entstehenden Schlacken sofort wieder weitgehend, und erst gegen Beendigung der Kohlenstoffverbrennung kann sich mehr flüssige Schlacke ansammeln, die die Auflösung des Kalkes und damit die Bildung der Thomasschlacke einleitet. Die flüssige Thomasschlacke kann jetzt infolge ihrer großen Menge gegenüber der an der Eisenoberfläche primär gebildeten Schlacke die führende Rolle übernehmen.

Die Bedeutung der Vorgänge von Schlackenbildung und Kohlenstoffverbrennung für die Mangan-, Sauerstoff- und Stickstoffbewegung ist in den entsprechenden Abschnitten dieser Arbeit eingehend erläutert worden.

Eine Temperatursteigerung beim Thomasverfahren wirkt sich vor allem dadurch aus, daß die Kohlenstoffverbrennung beherrschend wird und alle anderen Oxydationsvorgänge hemmt oder sogar rückgängig macht. Bis zum Uebergang kann eine hohe Temperatur der Schmelze als erwünscht angesehen werden. Nach dem Uebergang ist sie wegen der erhöhten Stickstoff- und Sauerstoffaufnahme und der Beeinträchtigung der Entphosphorung nachteilig.

Folgerungen für den Thomasbetrieb.

Durch die grundsätzlichen Ausführungen über den Einfluß von Schlackenmenge und Manganeinsatz auf den Manganverlust ist noch einmal deutlich gemacht worden, daß ein hoher Mangangehalt im Einsatz unzweckmäßig ist und die heutige Beschränkung des Manganeinsatzes auf unter 0,9 % Mn in dieser Hinsicht als erwünscht anzusehen ist. Mit der Eigenart des Thomasverfahrens ist zwangsläufig eine geringe Ausnutzung des eingesetzten Mangans verbunden, dessen größter Teil nutzlos mit der Thomasschlacke verlorengeht oder nur durch kostspielige

¹⁷⁾ Bading, W.: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 409/16 (Stahlw.-Aussch. 304).

¹⁸⁾ Vacher, H. C., und E. H. Hamilton: Trans. Amer. Inst. min. metallurg. Engrs. 95 (1931) S. 124/40; vgl. Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1033/34.

¹⁹⁾ Phragmén, G., und B. Kalling: Jernkont. Ann. 423 (1939) S. 199/221.

Verfahren daraus zurückgewonnen werden kann. Dadurch wird bei hohem Manganeeinsatz ein volkswirtschaftlicher Schaden angerichtet, der durch die metallurgischen Vorteile nicht aufgewogen werden kann. Besonders ungünstig liegen die Verhältnisse bei den in vorliegender Arbeit untersuchten Thomasschmelzen, da das eingesetzte Roheisen neben einem hohen Mangangehalt auch einen hohen Phosphorgehalt hat und hierdurch die Schlackenmenge ungewöhnlich groß wird. Wie bereits erwähnt, wäre es sicher vorteilhaft, den Manganeeinsatz vor dem Verblasen durch Vorfrischen zu verringern oder vielleicht auch die Erzgrundlage der Hochöfen mit mangan- und phosphorarmen Erzen zu erweitern und damit Mangan- und Phosphorgehalt des Roheisens zu verschneiden.

Hinsichtlich der metallurgischen Vorteile ist zwar in Übereinstimmung mit anderen Untersuchungen⁶⁾ festgestellt worden, daß der Sauerstoffgehalt des Stahles bei gleichem Eisengehalt der Schlacke durch einen erhöhten Manganeeinsatz erniedrigt wird, andererseits aber auch, daß die Unterschiede nach dem Ferromanganeeinsatz wieder verwischt werden. Außerdem ist auf die Möglichkeit einer Desoxydation mit Roheisen²⁰⁾ oder anderen Kohlenstoffträgern hinzuweisen, durch die auch Ferromangan eingespart werden kann, wenn die Analysenvorschriften einen geringeren Mangangehalt gestatten. Es erscheint noch möglich, daß bei geringem Mangangehalt im Einsatz durch Lagern der fertig verblasenen Schmelze unter der Thomasschlacke eine gewisse Desoxydation des Stahles erzielt werden kann.

Aus den Betrachtungen über den Einfluß der Schlackenbildung auf den Reaktionsablauf des Thomasverfahrens ergeben sich grundsätzlich zwei Wege, eine Aenderung herbeizuführen. Die Bildung der kalkreichen Thomasschlacke kann noch weiter verzögert werden, als es ohnehin schon der Fall ist, oder es wäre zu versuchen, sie möglichst weit in den Anfang des Verfahrens zu verlegen.

Eine Verzögerung der Schlackenbildung erscheint zunächst nicht erfolgversprechend, da die Auflösung des Kalkes auch bei normalem Ablauf des Thomasverfahrens erst sehr spät einsetzt. Trotzdem könnte ein Versuch in dieser Richtung gemacht werden, indem der Kalk erst zugesetzt wird, wenn der Kohlenstoff zum größten Teil verbrannt ist. Der Zusatz müßte in kleinstückiger Form erfolgen, um eine rasche Aufheizung zu gewährleisten. Da die Kühlwirkung des Kalkes zu Beginn des Verblasens damit wegfällt, ist ein früheres Zünden der Kohlenstoffverbrennung und eine höhere Temperatur der Schmelze bis zum Übergang zu erwarten. Die Kohlenstoffverbrennung kann schneller verlaufen als üblich, den Manganabbrand im mittleren Teil des Verfahrens weitgehend verhindern und die Ausbildung des Manganbuckels unterdrücken. Ein geringer Kalkzuschlag zu Beginn erscheint vorteilhaft, um die Kieselsäure der Siliziumverbrennung zu binden und den Verschleiß der Konverterauskleidung zu vermindern. Da eine günstige Auswirkung dieser Schmelzweise auf Blasedauer, Stickstoffgehalt und vielleicht auch Sauerstoff- und Mangangehalt des Stahles zu erwarten ist, dürfte ein Versuch immerhin von Wert sein, vor allem bei physikalisch oder bis auf den Phosphorgehalt chemisch kaltem Roheisen.

Der andere Vorschlag geht dahin, von Anfang an mit einer größeren Menge flüssiger Schlacke zu arbeiten, deren Kalkbedarf durch Zugabe von kleinstückigem Kalk laufend so ergänzt wird, daß sie während der gesamten Blasedauer flüssig bleibt. Es sind bereits verschiedene Ver-

suche gemacht worden, die Auflösung des Kalkes z. B. durch Zugabe von Flußspat, Erzen, kalter oder flüssiger basischer Siemens-Martin-Schlacke zu fördern²¹⁾, mit dem Ziel einer Vorverlegung der Phosphorverbrennung und einer Verzögerung der Kohlenstoffverbrennung. Die Ergebnisse waren jedoch wenig befriedigend. Die Wirkung der Zusätze war nicht ausreichend, um den gesamten gleichzeitig eingesetzten Kalk zu verflüssigen, zumal bei festen Zusätzen, die ihrerseits auch eine Kühlwirkung haben.

Als Lösungsmittel für den Kalk steht im Thomaswerk noch die flüssige Thomasschlacke zur Verfügung, die einen hohen Wärmeinhalt hat. Es wird vorgeschlagen, einen Teil der von einer fertigen Schmelze abgezogenen Thomasschlacke in einen mit Roheisen beschickten Konverter einzufüllen und den Kalk zu Beginn und während des Verblasens in kleinstückiger Form derart zuzusetzen, daß die Schlacke immer gut flüssig bleibt. Der Wärmeinhalt der Thomasschlacke erhöht die Anfangstemperatur und beschleunigt den Reaktionsverlauf, so daß zunächst verkürzte Blasedauer und vielleicht auch verringerter Stickstoffgehalt erwartet werden können. Wenn es gelingt, die Schlacke während des ganzen Schmelzverlaufes flüssig zu halten, muß sich der Schmelzverlauf grundlegend ändern, da im Gegensatz zum üblichen Thomasverfahren die an der Eisenoberfläche entstehende Primärschlacke dann an Einfluß verliert. Die Phosphorverbrennung wird früher beginnen, und es gelingt vielleicht auf diesem Wege, einen höheren Kohlenstoffgehalt im Stahl zu erhalten. Maßgebend wird hierfür die Temperatur der Schmelze sein, die durch Schrottkühlung niedrig zu halten wäre. Es sind bereits einige Versuche durchgeführt worden, die fortgesetzt werden sollen.

Zusammenfassung.

Durch Entnahme von Proben vor und nach dem Nachblasen werden zwei Konverterreisen in einem 20-t-Thomas-konverter verfolgt, die sich bei sonst nahezu gleichen Bedingungen im Mangangehalt des Roheisens unterscheiden. Im Verlauf der Konverterreisen und auch der Bodenreisen verkürzt sich die Blasedauer der Schmelzen. Erhöhter Mangangehalt des Roheisens verlängert die Blasedauer. Die Ergebnisse über Stickstoff- und Phosphorgehalt des Stahles werden mit Angaben des Schrifttums verglichen, mit denen sie grundsätzlich übereinstimmen. Bei gleichem Eisengehalt der Schlacke ist der Sauerstoffgehalt des Stahles bei höherem Manganeeinsatz geringer. Die Sauerstoffverteilung zwischen Thomasschlacke und Stahlbad wird gegen Schmelzende günstiger. Die Auswirkung des Manganeeinsatzes auf Manganwirtschaft und Metallurgie des Thomasverfahrens wird erörtert. Zur Erklärung der Vorgänge, die Mangan- und Sauerstoffgehalt des Stahles bestimmen, wird der Einfluß der an der Eisenoberfläche entstehenden Primärschlacke herangezogen, der bis zum Übergang als maßgebend angesehen wird. Für die Entstehung des Manganbuckels wird eine neue Deutung gegeben. Die weitgehende Abnahme des Kohlenstoffgehaltes wird durch die Verringerung des Teildruckes vom Kohlenoxyd beim Thomasverfahren erklärt. In einer zusammenfassenden Betrachtung wird die überragende Bedeutung von Kohlenstoffverbrennung und Verlauf der Schlackenbildung auf den Ablauf des Thomasverfahrens herausgestellt. Auf Grund der Vorstellungen über Ablauf und Einfluß der Schlackenbildung werden Vorschläge zur versuchsweisen Abänderung des üblichen Thomasverfahrens gemacht.

²⁰⁾ Scheiblich, O.: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1293/95 (Stahlw.-Aussch. 343).

²¹⁾ Herzog, E., F. Körber, W. Bading und R. Frerich: Erörterungsbeitrag zu E. Spetzler: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 865/70 u. 899/902 (Stahlw.-Aussch. 327): S. 901.

An den Vortrag schloß sich folgende Aussprache an.

R. Frerich, Dortmund (Vorsitzender): Von Herrn Geller werden derartig viele Fragen und Aufgaben des Thomasverfahrens angeschnitten, daß ich den Vorschlag mache, die Erörterung nach drei Punkten zu ordnen.

1. Die Fragen, die sich für die praktische Ausführung des Thomasverfahrens aus den Ausführungen des Herrn Geller ergeben.
2. Die rein metallurgischen Fragen, besonders in bezug auf Mangan, Phosphor und Sauerstoff.
3. Die am Ende der Arbeit gemachten Vorschläge über eine grundlegende Aenderung des Thomasverfahrens.

Zu Punkt 1 möchte ich folgendes bemerken: Herr Geller berichtet, daß in Peine der Kalk mit Rücksicht auf das physikalisch kalte Roheisen nicht auf einmal, sondern in rationellen Mengen über die Kohlenstoffzeit verteilt gegeben wird. Ich glaube, daß diese Arbeitsweise, wo sie sich betrieblich ausführen läßt, nicht nur aus rein physikalischen Gründen zu empfehlen ist, sondern daß auch aus qualitativen Gründen in manchen Fällen eine solche Arbeitsweise angebracht wäre. In Luxemburg, wo man durch die Marktlage mehrmals im Jahre gezwungen ist, nur mit zwei oder gar einer Schicht in 24 h zu arbeiten, bläst man zu Beginn der Schicht zwei oder mehrere Schmelzen einige Minuten kurz vor, und gibt diese Schmelzen mit gutem Erfolg zur Hebung der Temperatur des Mischereisens wieder in den Mischer zurück.

Verschiedentlich wird von Herrn Geller ausgeführt, daß keine Beziehungen zwischen Konverteralter und Frischvorgängen — z. B. bei der Mangan- und Phosphorentfernung — festzustellen seien. Lediglich zwischen dem Konverteralter und der Höhe des Stickstoffgehaltes des Stahles werden von Herrn Geller Beziehungen gefunden. Dazu möchte ich bemerken, daß man nur erwarten kann, unter gewissen Voraussetzungen und bei besonderer Art der Auswertung einen Einfluß des Konverteralters zu erkennen. Außerdem wird es nach meiner Ansicht in einigen Fällen überhaupt keine Beziehungen geben z. B. zwischen Konverteralter und Endphosphorgehalt der Schmelze. Wohl wird das Konverteralter während des Frischens unmittelbar die Art der Entphosphorung beeinflussen können, dagegen wird der Endphosphorgehalt lediglich durch die Basizität der Schlacke, ihre sonstige Zusammensetzung und die vorherrschende Temperatur bestimmt sein. Der Einfluß des Konverteralters wird nach meiner Erfahrung erst dann deutlicher erkennbar, wenn alle in physikalischer und chemischer Richtung wirkenden Einflüsse, z. B. Roheisenzusammensetzung und Temperatur, Konvertertemperatur, Kalkbeschaffenheit und -menge, Schrottmenge und seine zeitliche Zugabe, zu Beginn und während des Verfahrens völlig gleichgehalten werden. Für eine Auswertung in dieser Richtung ist die Anzahl der vorliegenden Versuchsschmelzen zu gering. Erst wenn der Einfluß des Konverteralters überragend und unmittelbar wirkend wird — wie das z. B. bei der Stickstoffaufnahme der Fall ist —, werden Beziehungen erkennbar. Die Feststellungen von Herrn Geller könnten deshalb leicht zu Fehldeutungen führen, wenn er keine Beziehungen zwischen Konverteralter und den von ihm in Beziehung gesetzten Größen findet.

Es erscheint mir außerdem wichtig genug, auch an dieser Stelle noch auf einen anderen Wert des Konverteralters und damit auf die günstigeren inneren Konverterformen hinzuweisen. Denn gerade das Konverteralter und damit die günstigeren inneren Konverterformen bewirken, daß z. B. alle Zuschläge, z. B. Kalk, verschlacktes Mangan usw., im Konverter bleiben und gegen Ende der Schmelze bei der Bildung von Thomaschlacke vorhanden sind, wenn die Entphosphorung unter einem gewünschten Basizitätsgrad stattfinden soll. Ist der Konverter neu und bläst er mit großen Auswurferscheinungen, fliegen so viel unberechenbare wichtigste Schlackenteile und Kalk aus dem Konverter heraus, daß die Reaktion am Ende des Blasen unter vorher nicht übersehbaren Schlackenzusammensetzungen sicherlich nicht in günstigem Sinne abläuft.

Als besonders wichtig erscheinen mir die Feststellungen von Herrn Geller über die Höhe des Mangangehaltes des Roheisens, die Höhe des Phosphorgehaltes des Roheisens und die Größe der Manganverschlackung in Verbindung mit der Schlackenmenge (*Bild 5 und 6*). Gerade im Hinblick auf die heute notwendige Manganwirtschaft sind diese Feststellungen von besonderer Bedeutung:

1. daß ein zu hoher Mangangehalt des Thomasroheisens wirtschaftlich überhaupt nicht zu vertreten ist, und
2. daß er qualitativ nur solch geringe Vorteile bringt, daß diese Vorteile nicht ins Gewicht fallen, zumal da sie durch

die Desoxydation mit Ferromangan völlig ausgeglichen werden.

Auch ein zu hoher Phosphorgehalt im Thomasverfahren ist gerade in bezug auf die Manganwirtschaft nachteilig, weil durch die erforderliche große Schlackenmenge der Manganverlust größer wird. Ein Vergleich zwischen 30 % Schlackenmenge und den üblichen 23 % Schlackenmenge und ein Vergleich zwischen den unterschiedlichen Mangangehalten im Roheisen zeigt *Bild 5* besonders deutlich.

Zu Punkt 2:

G. Thanheiser †, Düsseldorf: In den letzten Jahren veröffentlichte und in einzelnen Werken durchgeführte Untersuchungen über den Ablauf des Thomasverfahrens haben die Konzentrationsänderungen, die bei diesem Verfahren erfolgen, übereinstimmend festgestellt. Unterschiede treten noch auf bei der Deutung der diesen Reaktionsablauf bestimmenden Vorgänge. Die Herren Geller und Wilms erklären z. B. die Entstehung des Manganbuckels durch die Rückwanderung des Mangans durch die Verflüssigung der Schlacke während der Phosphorverbrennung. Eine desoxydierende Wirkung der Phosphorverbrennung auf das Bad und damit eine Unterstützung der Rückwanderung des Mangans wird als nicht gesichert betrachtet. Die festgestellte Abnahme des Eisen- und Mangangehaltes in der Schlacke wird durch die Verdünnung derselben durch den auflösenden Kalk erklärt. Hierzu ist zu sagen, daß eine Abnahme des Sauerstoffgehaltes des Bades während der Entphosphorung bei gleichzeitigem Anstieg des Mangans festgestellt wurde. Da in dieser Zeit kein anderes Element verbrennt, muß der Phosphor diese Desoxydation des Bades bewirken. Ueberdies weist die Tatsache, daß der Phosphor unter einer Schlacke mit hohem Phosphorsäuregehalt so weitgehend verbrennt, darauf hin, daß der Phosphor sehr unedel ist. Nimmt man daher eine reduzierende Wirkung der Kohlenstoffverbrennung an, so wird man dies erst recht auch für die Phosphorverbrennung tun können.

Während der Phosphorverbrennung wird das gesamte vom Sauerstoff des Windes gebildete Eisenoxydul verbraucht. Das Ansteigen des Eisengehaltes der Schlacke gegen Ende der Phosphorverbrennung ist nur ein Zeichen dafür, daß diese so langsam geworden ist, daß nunmehr Eisenoxydul bis zur Schlacke kommt.

Bei der Beurteilung des Verhaltens des Sauerstoffs ist vor allem zu beachten, daß bei sämtlichen Arbeiten, die diese Frage untersuchten, festgestellt wurde, daß der Sauerstoffgehalt des Bades viel höher gefunden wird, als er sich für den Gleichgewichtszustand mit der Schlacke errechnen würde. Zum Teil ist dies dadurch erklärlich, daß der Sauerstoff des Windes sich zunächst stets mit dem Eisen des Metallbades umsetzt, so daß der Weg des Eisenoxyduls von der Stahlschmelze zur Schlacke verläuft. Neuere Untersuchungen im Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung durch Herrn Oelsen haben jedoch gezeigt, daß die Affinität des Eisenoxyduls der Schlacke nicht durch den durchschnittlichen Eisenoxydulgehalt der gesamten Schlacke gekennzeichnet werden kann.

W. Oelsen, Düsseldorf: Zur Frage der Sauerstoffgehalte, die Stahlschmelzen aus Phosphatschlacken aufnehmen können, und ganz allgemein über das Wesen der Entphosphorungsreaktion möchte ich Ihnen eine grundlegend wichtige Eigenschaft der Phosphatschlacken zur Kenntnis geben, die ich erst kürzlich gemeinsam mit Herrn Maetz aufdecken konnte. Wir fanden nämlich, daß die Kalkphosphate, und zwar besonders das Orthophosphat, sich mit Eisenoxydul im Schmelzfluß nicht in allen Verhältnissen mischen. Es bilden sich zwei scharf abgesetzte Schichten; die obere besteht aus dem Kalkphosphat mit nur wenig Eisenoxydul, die untere weit überwiegend aus Eisenoxydul. Die Phosphatschicht schwimmt auf der Oxydulschicht genau wie eine Oelschicht auf Wasser. Die Kalkphosphate verhalten sich also zum Eisenoxydul im Schmelzfluß sehr ähnlich wie der Flußspat, dessen Verhalten bekannt sein wird²²).

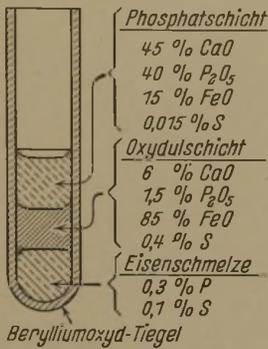
Ist neben Schlacken aus Eisenoxiden und Kalkphosphaten noch flüssiges Eisen zugegen, so hat man drei flüssige Schichten, nämlich die Metallschmelze und die beiden Schlackenschichten. Der durchgeschlagene Tiegel eines Schmelzversuches sieht so aus, wie es in *Bild 11* skizziert ist. Die Analysen der drei Schichten sind:

Obere Schlackenschicht: 15 % FeO, 45 % CaO, 40 % P₂O₅, 0,015 % S.

Untere Schlackenschicht: 85 % FeO, 6 % CaO, 1,5 % P₂O₅, 0,4 % S (Rest BeO).

Eisenschmelze: 0,3 % P, 0,1 % S.

²² Vgl. Körber, F., und W. Oelsen: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 921/29 u. 948/55 (Stahlw.-Aussch. 375 u. Hochofen-aussch. 194).



Berylliumoxyd-Tiegel

Bild 11.
Schichtenbildung
in Kalkphosphat-
Eisenoxydul-Schlacken.

Aus diesem Befund, der vielfach belegt worden ist, folgt für den Kundigen sofort, daß in einer Kalkphosphatschlacke mit nur 15 % FeO dieses Eisenoxydul auf die Eisenschmelze ebenso stark oxydierend wirkt, oder ihr denselben Sauerstoffgehalt aufzuzwingen strebt, wie das Eisenoxydul in einer Schlacke mit 85 % FeO. Mit anderen Worten: Für diese Phosphatschlacke ist das sich im Gleichgewicht einstellende Verhältnis

$$\frac{[\% \text{ O}] \text{ Eisenschmelze}}{(\% \text{ FeO}) \text{ Schlacke}}$$

fast sechsmal höher als für eine Oxydulschlacke.

Wenn auch diese Phosphatschlacke in ihrer Zusammensetzung nicht der Thomasschlacke entspricht, so ist dennoch anzunehmen, daß auch der Sauerstoffgehalt, den diese der Stahlschmelze aufzwingen kann, höher sein muß, als es ihrem Eisengehalt nach der üblichen Berechnung entspricht.

Bemerk sei noch, daß der Schwefel vorwiegend von der Oxydulschicht aufgenommen wird; auch das Manganoxydul sowie über das Orthophosphat überschüssiger Kalk gehen vorwiegend in die untere, Schlackenschicht.

Aus diesem Befund ergeben sich für die Entphosphorungsreaktion und damit für den Ablauf des Thomasverfahrens ganz neue Gesichtspunkte. Ohne Berücksichtigung und ohne Kenntnis dieser grundlegenden Tatsache wird man weder eine erschöpfende Metallurgie des Thomasverfahrens entwerfen, noch das Verfahren grundlegend weiterentwickeln können.

Die umfassenden Versuchsunterlagen für diese Erkenntnisse und ihre Anwendung auf den technischen Vorgang werden zur gegebenen Zeit veröffentlicht werden.

R. Frerich: Mit den Anschauungen von Herrn Geller über die Entphosphorung und seine Ausführungen über die Absorption des Manganoxyls durch den Kalk während der Entkohlung kann ich mich nicht befreunden. Wenngleich auch nach meiner Ansicht die Möglichkeit besteht, daß geringe Mengen des verschlackten Mangans vom Kalk absorbiert werden, so glaube ich doch, daß der Vorgang so verläuft, daß die sich bildende Silikat-Mangan-Schlacke die äußeren Ränder der Kalkstücke gewissermaßen abblekt und zunehmend mehr Kalk in Lösung bringt. Nach der bisherigen Vorstellung über die Manganverschlackung und die Ausbildung des Manganbuckels verschlackt das Mangan zunächst zu einer Mangan-Silikat-Schlacke. Diese Verschlackung geht bis zum Ende der Entkohlung um so weiter, je niedriger die Temperatur während der Entkohlung ist. Mit Eintritt in die Entphosphorung verflüssigt sich die Masse des Kalkes, an Stelle des Manganoxyls setzt sich Kalk und gibt Manganoxyl frei. Dieses frei werdende Manganoxyl wird sofort vom Phosphor reduziert, wandert in das Bad zurück und bildet den Manganbuckel aus. Wenn man mit verringertem Kalksatz bläst — z. B. bei der Herstellung von Preßmutterstahl —, beobachtet man, daß während der Entkohlung der Mangangehalt nicht so stark abnimmt wie beim üblichen Kalksatz. Außerdem beobachtet man, daß sich der Manganbuckel während der Entphosphorung nicht ausbildet. Diese Erscheinung führe ich aber nicht auf die Absorption des Mangans durch den veränderten Kalksatz zurück, sondern auf die höhere Temperatur, unter der der Frischvorgang verläuft. Die höhere Temperatur ist nach meiner Ansicht für die Nichtausbildung des Manganbuckels ausschlaggebend, weil die Entphosphorungsbedingungen bekanntlich bei höherer Temperatur ungünstiger liegen.

Man benutzt diese Erkenntnisse bei der Herstellung von Preßmutterstahl, bei dem man einen Mangangehalt der Fertigprobe von 0,35 bis 0,40 % erreichen will und mit Absicht höhere Mangangehalte von 0,50 bis 0,70 % — die bei Ausbildung eines Manganbuckels vorkommen können — vermeiden will. Bestärkt werde ich in meiner Ansicht durch das Verhalten des Mangans beim Blasen ohne Kalk. Hier nimmt der Mangangehalt während der Entkohlung zunächst noch weniger stark ab als bei der Preßmutterherstellung. Gegen Ende der Entkohlung fällt er dann auf sehr niedrige Werte. Während der Entphosphorung bildet sich der Manganbuckel dann stärker oder schwächer aus, je nachdem wie die Temperatur durch Schrotzugabe geregelt wird.

Die neuen Feststellungen des Herrn Oelsen bestätigen

meines Erachtens die bisherige allgemeingültige Auffassung über die Bildung des Manganbuckels.

A. Ristow, Düsseldorf: Die von Herrn Geller gezeigten Kurven über den starken Einfluß der Blasedauer auf die Höhe des Stickstoffgehaltes und weiter die Bestätigung des Einflusses eines niedrigen Phosphorgehaltes auf die Höhe des Eisenoxydulgehaltes in der Schlacke und damit auf die Höhe des Sauerstoffgehaltes des Bades drängen dazu, die Frage zu stellen, ob die kalte Arbeitsweise im Thomaswerk aus qualitativen Gründen berechtigt ist, wenn sie nur den Zweck hat, den Phosphorgehalt im Stahl weitestgehend zu erniedrigen. Wir fanden bei dem Besuch westlicher Werke zwei grundsätzlich verschiedene Auffassungen, obwohl beide die gleichen Rohstoffe verarbeitet und dieselben Stahlsorten erzeugten. Bei zwei auf Minettebasis arbeitenden Thomaswerken wurden Schmelzen mit unter 0,06 % P für bedenklich gehalten, weil sie gar zu leicht überblasen sind. Man ging sogar zum Teil so weit, Schmelzen unter 0,06 % P dem Blasemeister von der Prämie abzuziehen. Bei einem anderen Werk arbeitet man bewußt durch Kühlung mit Gehalten bis zu 10 % Schrott, so kalt, daß der Phosphorgehalt im Monatsdurchschnitt nur 0,045 % P betrug, wobei den Schmelzen mit 0,035 % P der Vorzug gegeben wurde. Welcher Arbeitsweise ist nun der Vorzug zu geben?

H. Steinhäuser, Völklingen: Ich weise darauf hin, daß die lothringischen und luxemburgischen Werke einen fabelhaften Kalk im Thomaswerk zur Verfügung haben, so daß es ihnen leichter ist, eine niedrigere Entphosphorung zu erreichen als im Altreich.

R. Frerich: Man kann nicht ohne weiteres sagen, daß ein Thomasstahl mit niedrigem Phosphorgehalt nun unbedingt überblasen sein muß. Es kommt ganz darauf an, welche Entphosphorungsbedingungen bei den einzelnen Schmelzen vorgelegen haben. Wenn ein Werk lieber mit höheren Endphosphorgehalten arbeitet, so ist das im allgemeinen als ein Sicherheitsfaktor gegen Ueberblasen anzusehen. Wenn aber bewußt auf niedrigen Endphosphorgehalt hingearbeitet wird, und dieser niedrigere Gehalt erreicht wird durch richtige Temperatur und genügende Basizität der Schlacke, dann ist nach meiner Ansicht dieser niedrige Endphosphorgehalt durchaus nicht zu beanstanden. Ich halte es wohl für schwierig, in einem Betriebe sämtliche Schmelzen mit niedrigem Endphosphorgehalt herzustellen. Erste Voraussetzung für diese Arbeitsweise ist sicherlich ein ganz einwandfreier Kalk von stets gleicher Zusammensetzung.

Zu Punkt 3:

R. Frerich: Herr Geller schlägt am Schluß seines Berichtes den schon oft geäußerten Wunsch vor, das Thomasverfahren insofern grundlegend zu ändern, daß man versuchen soll, die Entphosphorung vor die Entkohlung zu legen. Notwendig ist dafür, zu Beginn des Blasens eine reaktionsfähige Schlacke im Konverter zu haben, die für schnellste Entphosphorung geeignet ist. Wenn man sich nun die Frage stellt: Was ist für eine gute und schnelle Entphosphorung notwendig?, dann sind es hauptsächlich drei Gründe: hoher Basizitätsgrad, Eisengehalt der Schlacke und niedrige Temperatur. Die Eigenart des Thomasverfahrens bringt es leider mit sich, daß bei der Oxydation der Roheisenbegleiter, besonders des Phosphors, sehr viel Wärme frei wird. Dadurch erhöht sich die Temperatur des Bades so stark, daß am Ende die notwendige Gießtemperatur des fertigen Stahles erreicht wird. Außerdem erfordert die Eigenart des Thomasverfahrens, daß während des Frischens die Temperatur ständig anwächst, damit die Viskosität des Bades dem Durchtritt der Frischluft keine zu großen Hindernisse entgegengesetzt. Das Bad muß also in jedem Augenblick des Frischens verblasbar bleiben. Wenn man nun den Phosphorgehalt entfernen will, setzt diese Entfernung voraus, daß die Wärme, die durch die Phosphorverbrennung dem Bade zugeführt wird, durch Kühschrott oder ähnliches aufgenommen wird. Ich befürchte, daß dieses Kühlen die Viskosität des Bades so vergrößert, daß am Ende der Entphosphorung das Bad nicht mehr beim Eintritt der Entkohlung verblasbar sein würde. Es würde deshalb notwendig werden, in einem anderen Frischgefäß — vielleicht einem Siemens-Martin-Ofen — die Entkohlung des Bades fortzusetzen, da die Eigenart des Thomasverfahrens nach meiner Ansicht ein weiteres Frischen nicht zulassen wird. Kühlt man nicht genügend während der Entphosphorung, dann wird die Temperatur des Bades so schnell ansteigen, daß die Kohlenstoffoxydation sehr bald mit einsetzt und nach kurzer Zeit jede weitere andere Oxydation unterbindet. Eigene Versuche in dieser Richtung ergaben, daß es nur möglich war, am Ende der Entkohlung einen Phosphorgehalt von etwa 0,4 % zu erreichen. Zu diesem Zeitpunkt hat man im allgemeinen immer noch etwa 1 % C im Bade.

W. Geller, Aachen: Zu den Ausführungen von Herrn Frerich über die Beziehungen zwischen Konverteralter und Frischvorgängen weise ich darauf hin, daß wir nur festgestellt haben, daß aus unseren Versuchsunterlagen keine Beziehungen abgeleitet werden können, ohne damit derartige Zusammenhänge allgemein abstreiten zu wollen. Unsere Angaben können in dieser Hinsicht wohl kaum mißverstanden werden.

Zu den Ausführungen von Herrn Thanheiser über die Entstehung des Manganbuckels möchte ich hervorheben, daß auch wir die Deutung durch den Vorgang der Schlackenbildung nicht als alleinige Ursache ansehen. Die Aenderung der Schlackenbasizität trägt sicher mit dazu bei. Die Reduktion von Manganoxydul durch Phosphor ist in unserer Arbeit als noch nicht gesichert bezeichnet worden. Eine endgültige Entscheidung dieser Frage kann nur die versuchsmäßige Aufstellung einer Stoffbilanz aus der zeitlichen Verfolgung von Windmenge, Abgas- und Badzusammensetzung bringen, die allerdings infolge der zu diesem Zeitpunkt sehr raschen Reaktionsvorgänge nicht einfach ist. Die Abnahme des Sauerstoffgehaltes des Bades, die nach den Ausführungen von Herrn Thanheiser nur auf die Wirkung des Phosphors zurückgeführt werden kann, ist nach unserer Ansicht auf die Verringerung des Eisengehaltes der Schlacke durch die Verdünnung mit Kalk und Phosphorsäure zurückzuführen.

Die Beobachtung von Herrn Oelsen über die Mischungslücke im flüssigen Zustand im Schlackensystem $\text{FeO-P}_2\text{O}_5\text{-CaO}$ wird zu Beginn der Auflösung des Kalkes, wenn die Gehalte an Phosphorsäure noch hoch sind, sicher von Bedeutung sein und die in unserer Arbeit gekennzeichnete, stark oxydierende Wirkung

der primär gebildeten Schlacke unterstützen. Nach Verflüssigung der Hauptmenge des Kalkes, also zu dem Zeitpunkt der Probenahme bei den vorliegenden Versuchen, kann aber eine derartige Entmischung nicht mehr angenommen werden, da die Sauerstoffgehalte des Stahles sonst wesentlich höher sein müßten, als sie tatsächlich gefunden wurden. Einen weiteren Einblick in diese Verhältnisse werden die Versuche über den Einfluß des Abstehenlassens unter der Thomasschlacke auf den Sauerstoffgehalt des Stahles geben. Beobachtungen im Betrieb, daß die Rotbrüchanfälligkeit von Thomasstahl durch Abstehenlassen verringert wird, lassen vermuten, daß der Sauerstoffgehalt gemäß den Ausführungen unserer Arbeit abnimmt.

Die Mitteilung von Herrn Frerich über die anfängliche geringe Manganverschlackung beim Blasen ohne Kalk stimmt überein mit den Beobachtungen von W. Eichholz, G. Behrendt und Th. Kootz⁶⁾ beim Verblasen von Stahleisen mit geringem Kalksatz. Bei einem Kalksatz von nur rd. 3 % bleibt der Manganengehalt bis zu einem Kohlenstoffgehalt von 1 % fast unverändert, und selbst die Siliziumverbrennung wird weitgehend eingeschränkt. Erst unterhalb 1 % C nehmen Mangan- und Siliziumgehalt weiter ab. Auch wir sind der Ansicht, daß hierfür die Beschleunigung der Kohlenstoffverbrennung durch die bei verringertem Kalksatz erhöhte Temperatur maßgebend ist. Zu der Mitteilung, daß der Manganengehalt beim Blasen ohne Kalk gegen Ende der Entkohlung auf besonders niedrige Werte abfällt, kann ich keine Stellung nehmen, da die näheren Angaben über den Zeitpunkt des Kalksatzes und den Verlauf der Schmelze fehlen.

Zuschriften an die Schriftleitung.

(Für die in dieser Abteilung erscheinenden Veröffentlichungen übernimmt die Schriftleitung keine Verantwortung.)

Erkenntnisse und Aufgaben auf dem Gebiet der Stahlkorrosions-Forschung.

In seinem Aufsatz¹⁾ bringt K. Daeves den Satz: „Auch heute noch behauptet eine namhafte deutsche Abnahmegesellschaft, daß Seigerungen für die Korrosion von Nieten an Seeschiffen verantwortlich seien.“ Aus einer Fußnote erfährt man, daß es sich um den Germanischen Lloyd handelt.

Auf S. 377 der Bauvorschriften des Germanischen Lloyd (Ausgabe 1938), auf die in der Fußnote hingewiesen wird, findet sich diese Behauptung nicht in der angegebenen Form. Es heißt dort, daß von den Probestücken, die den Nietstangen oder Nieten entnommen sind, Schwefelabdrucke zu machen sind und daß sich in der inneren Zone des Kreisquerschnittes keine Schwefelseigerungen zeigen dürfen. Damit trägt der Germanische Lloyd dem Umstand Rechnung, daß noch keine Klarheit darüber besteht, ob die Korrosion von Schiffsnieten in Seewasser nicht verschiedene Ursachen haben kann. Daß K. Daeves der Meinung ist, die Korrosion werde durch in den Nietkopf eingeschlagenen Zunder verursacht, wenn dieser nicht sorgfältig entfernt werde, ist dem Germanischen Lloyd bekannt; Daeves hat diese Ansicht, die nicht bestritten wird, schon vor Jahren in Zuschriften an die Institution of Engineers and Shipbuilders in Scotland²⁾ und die North-East Coast Institution of Engineers and Shipbuilders³⁾ vertreten. Auf der andern Seite sagt F. Eisenstecken⁴⁾: „Die Beschleunigung der Korrosion bei schwefelreichen Stählen ist sehr wahrscheinlich auf die Ausbildung von Seigerungsstellen zurückzuführen. Die mikroskopische Untersuchung des Rostvorganges zeigt nämlich, daß ein Teil der Einschlüsse Ausgangspunkte für die Korrosion darstellen.“⁵⁾

Das Institut für physikalische Chemie und Elektrochemie an der Technischen Hochschule Berlin gab auf Befragen die Auskunft, daß Eisensulfid ebenso zur Bildung von Lokalelementen Anlaß geben könne wie Eisenoxyd. Derselben Ansicht sind die ausländischen Schiffsklassifikationsgesellschaften (mit Ausnahme des Norske Veritas), die ebenfalls den Schwefelabdruck vorschreiben.

In einem vor der Schiffbautechnischen Gesellschaft gehaltenen Vortrag⁶⁾ erwähnte E. H. Schulz, planmäßige Versuche hätten erkennen lassen, daß Seigerungen nicht der Grund für die Korrosion von Schiffsnieten sind. Diese Versuche sind dem Germanischen Lloyd nicht bekannt. Ob durch sie der Beweis erbracht ist, daß Seigerungen nicht die Ursache von Korrosion sein können, erscheint nach den angeführten gegenteiligen Meinungsäußerungen zweifelhaft. Solange hierüber nicht völlige Klarheit geschaffen ist, kann der Germanische Lloyd die Vorschrift, daß Schwefelabdrucke zu machen sind, nicht fallen lassen. Die ausländischen Schiffreedere, die ihre Schiffe in zunehmendem Umfang beim Germanischen Lloyd klassifizieren lassen, würden dies als eine Lücke in den Vorschriften des Germanischen Lloyd betrachten.

Diese Vorschriften sind in ihrer Gesamtheit der Niederschlag von Erfahrungen, die man seit mehr als sieben Jahrzehnten im Schiff- und Schiffsmaschinenbau gemacht hat. Sie sind nichts Starres, sondern werden sorgfältig dem jeweiligen Stand unserer Erkenntnisse angepaßt und geändert, wenn dies notwendig wird. Sobald Klarheit über die Ursache der Korrosion von Schiffsnieten geschaffen ist, wird der Germanische Lloyd nicht zögern, dies bei der Fassung der Vorschriften über die Prüfung von Schiffsnieten zu berücksichtigen.

Berlin, 20. Januar 1944.

Germanischer Lloyd.

* * *

¹⁾ Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 1181/86 (Werkstoffaussch. 518).

²⁾ Trans. Instn. Engrs. Shipb. Scotl. 75 (1931/32) S. 443/47.

³⁾ Trans. N-E Coast Instn. Engrs. Shipb. 52 (1935/36) S. D 28/29.

⁴⁾ Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 539 (Werkstoffaussch. 464).

⁵⁾ Tronstad, L., und J. Sejersted: J. Iron Steel Inst. 127 (1933) S. 425/43; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 1007/08.

⁶⁾ Jb. schiffbautechn. Ges. 38 (1937) S. 354/65.

Es besteht Übereinstimmung, daß die lochartige Korrosion von Schiffsnieten in Seewasser unter Anstrich durch im Nietkopf eingeschlagenen Zunder verursacht wird, wie auch lochartige Anfrassungen der Schiffsaußenhaut nur an Stellen beobachtet wurden, an denen Reststücke von Walzunder unter dem Anstrich geblieben waren. Der Germanische Lloyd hält es aber für möglich, daß Nietkorrosion auch durch Schwefelseigerungen verursacht werden kann. Er verweist dazu auf die Theorie der Lokalelementwirkung bei Beginn eines Rostungsvorgangs und auf das Verhalten von Stählen in kochender Natriumchloridlösung. Tatsächlich können diese im Laboratorium unter verschärften Angriffsbedingungen beobachteten Erscheinungen schon deshalb nicht auf die praktischen Auswirkungen der Korrosion in See- und Flußwasser übertragen werden, weil bereits kurze Zeit nach Beginn der Rostung nicht mehr die Lokalelemente zwischen den Gefügebestandteilen des Stahles, sondern das Element Rost-Metall maßgebend ist. Der Germanische Lloyd möchte aber seine erst 1938 eingeführte Vorschrift, daß der Nietwerkstoff keine Schwefelseigerungen im Kern aufweisen darf, zunächst aufrechterhalten. Die von E. H. Schulz erwähnten Versuche können nach seiner Auffassung noch kein Beweis für die Unschädlichkeit der Seigerung sein.

Nach meiner Meinung müßte aber wohl derjenige, der die Theorie aufstellt, daß ein Jahrzehnte lang verwendeter Werkstoff zu Fehlererscheinungen führt, den zahlenmäßigen Nachweis für die praktische Wirksamkeit einer entsprechend geänderten Vorschrift führen. Er muß entweder beweisen, daß nur geseigerter, nicht aber ungesiegerter Werkstoff

an den beobachteten Schiffskorrosionen beteiligt ist (was z. B. nach englischen Untersuchungen nicht der Fall ist), oder aber, daß im Naturrostversuch geseigerte Niete unter Anstrich zu derartigen Fehlererscheinungen führen, während gleichzeitig verarbeitete und ausgelegte Proben aus beruhigten Stählen das nicht tun.

Da der Germanische Lloyd als fortschrittlich eingestellte Abnahmegesellschaft selbstverständlich seine Vorschriften den jeweiligen Erkenntnissen anpaßt und durch seine Prüfung nur das praktisch Brauchbare vom wirklich Unbrauchbaren scheidet, wird vorgeschlagen, daß gemeinsam vom Germanischen Lloyd und der Eisenindustrie nochmals eine entsprechende Versuchsreihe angesetzt wird, deren Ergebnis dann als die gewünschte Klarstellung anerkannt wird.

Düsseldorf, 10. Februar 1944.

Karl Daeves.

* * *

Den Vorschlag von K. Daeves, gemeinsame Versuchsreihen der Eisenindustrie und des Germanischen Lloyd durchzuführen, um die Ursachen der Nietkorrosion zu klären, begrüßen wir sehr.

Berlin, 20. Februar 1944.

Germanischer Lloyd.

Bei dieser Gelegenheit sei auch noch ein Schreibfehler in dem Aufsatz von K. Daeves berichtigt.

Auf Seite 1186, rechte Spalte, 6. und 8. Zeile von oben, muß es statt Wasserdurchlässigkeit „Wasseraufnahmefähigkeit“ heißen.

Umschau.

Leichtbauweise.

Auf Grund von Veröffentlichungen der letzten Jahre¹⁾ soll kurz zusammenfassend der heutige Stand der Leichtbauweise beschrieben werden.

Unter Leichtbauweise ist eine Bauweise zu verstehen, die gegenüber den bisherigen Bauarten bei mindestens gleichen Eigenschaften weniger Werkstoff erfordert. Diese Forderung läßt sich auf verschiedenen Wegen erreichen:

1. durch Verringerung der aufzunehmenden Belastung des Tragwerkes,
2. durch Erhöhung der Werkstoffestigkeiten,
3. durch Erhöhung der zulässigen Beanspruchungen des Werkstoffes,
4. durch Verwendung von Werkstoffen, die von Natur aus im Verhältnis zur zulässigen Beanspruchung leichter sind,
5. durch Schweißen an Stelle von Niete,
6. durch Erhöhung der Tragfähigkeit infolge Umgestaltung der einzelnen Glieder in röhrenförmige und schalenartige Gebilde.

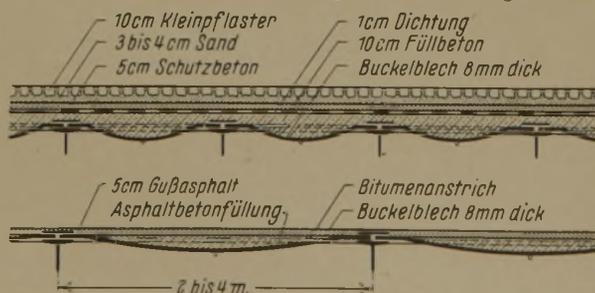
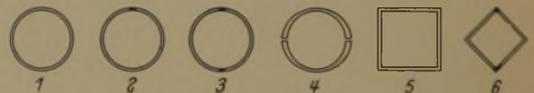


Bild 1. Schwere und leichte Fahrbahnplatte mit Buckelblechen.

Während die Verwendung möglichst leichter Werkstoffe die Forschung anregt, immer neue und leichtere Werkstoffe zu

¹⁾ Ulbricht, R.: Schmelzschweißg. 10 (1931) S. 4/6; Bautechn. 9 (1931) S. 263/64; Z. VDI 75 (1931) S. 759/60; Elektroschweißg. 3 (1932) S. 12/13. Kreissig, E.: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 35/39. Paulssen, O.: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 81/86. Leonhardt, F.: Bautechn. 18 (1940) S. 413/23. Eiselin, O.: Bautechn. 18 (1940) S. 493/96. Wansleben, F.: Leichtbautechnik. Köln-Lindenthal 1937.

erfinden, ist die Anwendung geeigneter, werkstoffsparender Bauverfahren zur eigentlichen Aufgabe des Leichtbaues selbst geworden. Die auf diesen Gebieten erreichten Erfolge sind schon so groß, daß es falsch wäre, hier von einer zeitbedingten Ersatzbauweise zu sprechen.



1 = Nahtloses Rohr

2 = Gerolltes Rohr mit Naht

3 = Aus Schalen zusammengesetztes Rohr

4 = Schalen mit verdickten Kanten

5 = Quadratisch oder rechteckiges Rohr

6 = Aus L zusammengesetzter Querschnitt

Bild 2. Röhrenförmige Querschnitte.

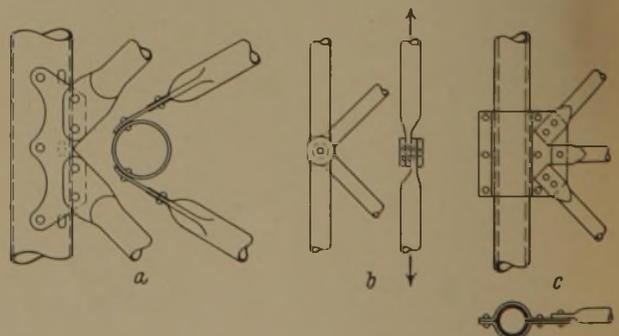


Bild 3. Rohrkonstruktionen. (Ältere Ausführungen.)

Die Natur, der stets wegweisende Helfer für den Suchenden, hat die besten Glieder dieser Bauweise u. a. im Halm des Getreides und in größerem Maßstabe am knotenversteiften Bambusrohr hervorgebracht. In der Technik wurden röhrenförmige Glieder bei Stützen usw. in frühester Zeit aus Guß verwendet, in größeren Verhältnissen in Druckgurten aus genieteten Rohren im Jahre 1883 beim Bau der Firth-of-Forth-Brücke. Die Verwendung

hohler Körper als Tragglieder im größeren Umfange scheiterte meist an der bisherigen technischen Unmöglichkeit, geeignete tragfähige Anschlüsse für die einzelnen Glieder zu gestalten; so ließen sich z. B. erst durch das Schweißverfahren zweckmäßige Verbindungen schaffen. Die größte Förderung fand die Leichtbauweise in der Flugzeugtechnik, ferner im Wagenbau, beim

von 1000 bis 1200 kg/m² erfordern diese nur 400 bis 500 kg/m² Eigengewicht.

Bei größeren Brücken hat der Stahl St 52 mit einer 50% höheren Festigkeit als der übliche St 37 zu erheblichen Gewichtseinsparungen geführt und zum Teil größere Ausführungen überhaupt erst ermöglicht, die sonst durch zu hohe Eigengewichte und zu geringe zulässige Beanspruchung zu nicht zu meisternden Querschnitten geführt hätten.

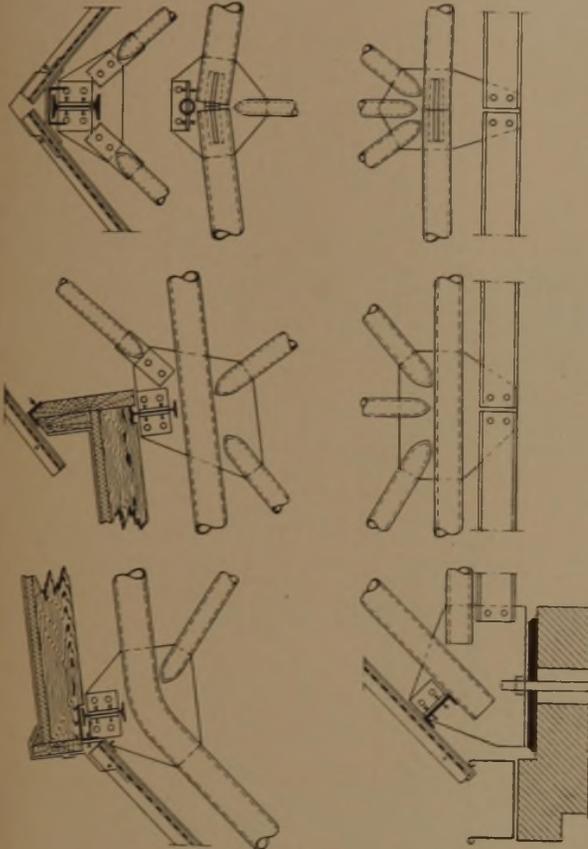


Bild 4. Einzelheiten eines ausgeführten Rohrbinders.

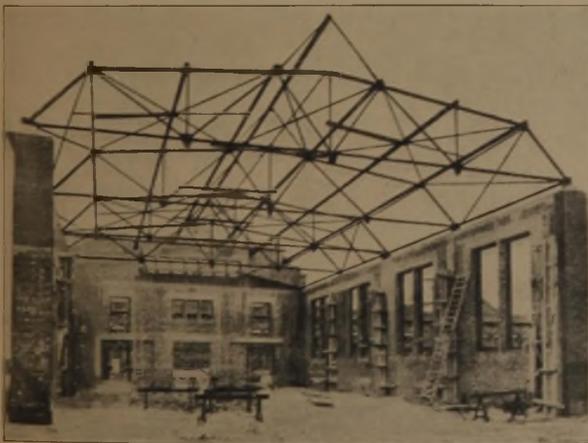


Bild 5. Halle mit geschweißten Rohrbindern.

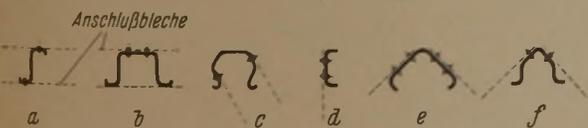


Bild 6. Offene Leichtbauquerschnitte.

Bau von Wasserfahrzeugen usw. Zunehmend greift sie auch über zum allgemeinen Kraft- und Arbeitsmaschinenbau sowie auf Brücken-, Hallen- und Gerüstbauten. Von den drei letzten Gruppen soll hier im besonderen die Rede sein.

Die Verringerung der Belastung vor allem des toten Eigengewichtes haben z. B. bei Straßenbrückenbauten zur Ausbildung von Leichtfahrbahnen geführt, die aus Querschnitten (Bild 1) bestehen. Gegenüber den Gewichten der alten Fahrbahn



Bild 7. Lösbare Kupplung für Rohrgerüste.

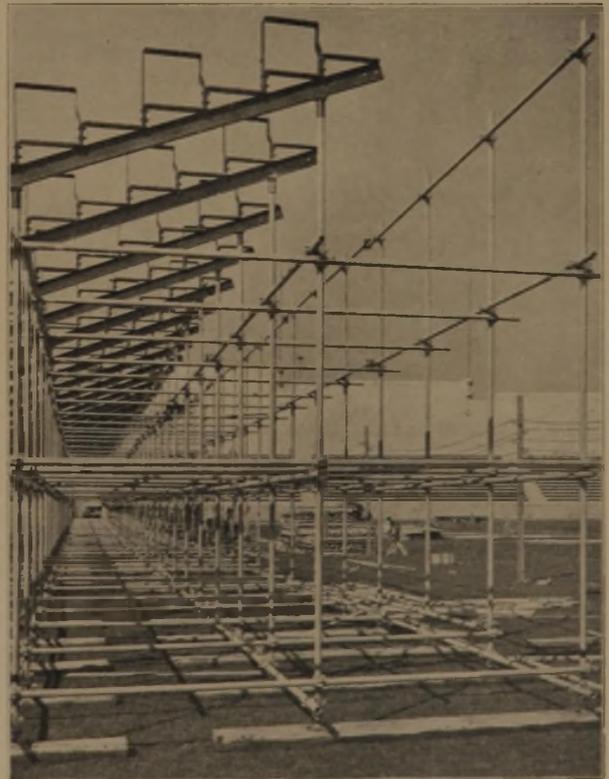


Bild 8. Rohrgerüst.

Leichtmetalle sind zur Zeit nur bei wenigen Bauwerken zur Anwendung gekommen. Die ersten Ausführungen, und zwar von Kranen, dürften in Amerika erfolgt sein. Inzwischen haben aber auch deutsche Kranbauern einzelne derartige Stücke ausgeführt, wobei es zweifelhaft sein kann, wie weit der Erfolg durch die Verwendung des Leichtmetalls bedingt gewesen ist.

Allgemein ist bekannt, daß sich bei geeigneten Maßnahmen durch Schweißen statt Nietens, vor allem durch Fortfall der Nietabzüge, Ersparungen von 10 bis 15% erreichen lassen.

Die weitaus größten Ersparnisse lassen sich durch Umgestaltung der Querschnitte und Verwendung tragfähiger,

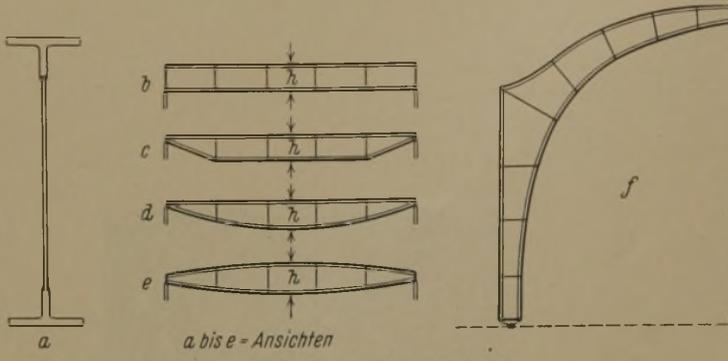


Bild 9. Geschweißte Blechträger.

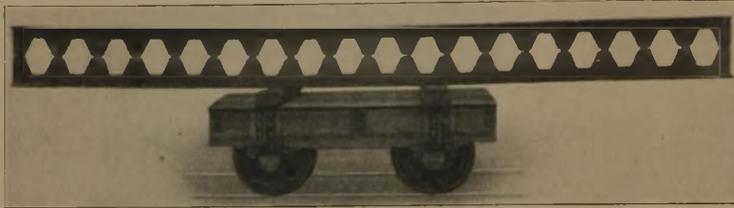


Bild 10. Leichtbauträger.

oft auch gleichzeitig raumabschließender Schalen, die wiederum aus Hohlkörpern bestehen, erzielen. Grundquerschnitte sind der röhrenförmige und kastenförmige Querschnitt in den verschiedensten Abwandlungen, wie sie z. B. zum Teil Bild 2 zeigt und über deren weitere Vielfältigkeit Werbeblätter der Röhrenwerke unterrichten. Die Anschlüsse geschlossener Querschnitte lassen sich bei kleineren Profilen durch einfaches Zusammenpressen der Querschnitte zu flachen Enden (Bild 3) und nach der Bauart des Verfassers durch Schlitzten und Einschweißen von

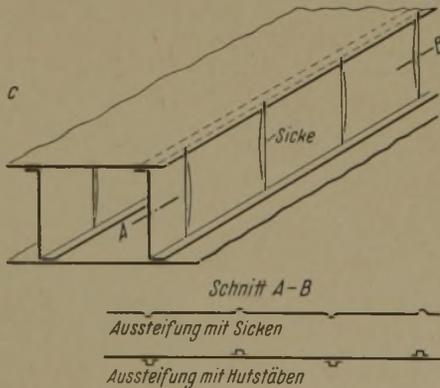
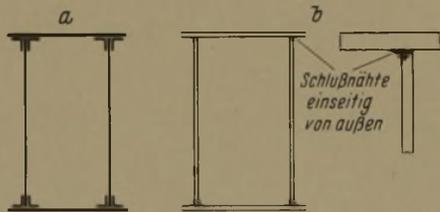


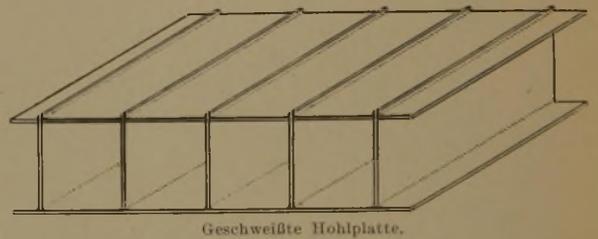
Bild 11. Kastenträger. a = genietet, b = geschweißt, c = Stegaussteifungen.

Knotenblechen gut herstellen (Bild 4). Für größere Kräfte ist diese Ausführung stets notwendig. Aus diesen Einzelstäben werden meist fachwerkartige Gebilde, wie Binder, Türme, Maste hergestellt. Bild 5 zeigt eine Halle mit geschweißten Bindern aus Rohren, die schon 1924 ausgeführt wurde.

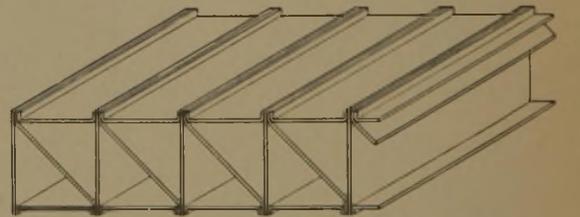
Knickversuche, z. B. mit Stäben aus runden Rohren, ergeben eine wesentlich höhere Knicksicherheit als solche aus zusammengesetzten Profilen. Dies ist auch natürlich, da infolge zentrischen Anschlusses bei Rohrsteifen die Nebenspannungen aus auermittigem Kraftangriff fortfallen und dadurch an sich höhere Beanspruchungen zulässig sind.

Die offenen, meist aus Blechen gepreßten Querschnitte lassen sich durch eingewinkelte, gefaltete oder geschweißte Anschlüsse (Bild 6) verbinden. Sie kommen hauptsächlich im Flugzeugbau usw. zur Anwendung. Zur Erhöhung der Tragfähigkeit ist es notwendig, diese Querschnitte durch eingepreßte Rippen, Warzen usw. zu verstärken. Die Ersparnisse an Werkstoffen betragen z. B. bei vom Verfasser ausgebildeten Dachbindern aus Rohren von 12,0, 17,0, 19,2 und 20,3 m Spannweite 29,6 bis 36,2%, dabei verringert sich die Rost- und damit die Anstrichfläche um 47,4 bis 49%. Bei den leichten, im Flugzeugbau usw. üblichen Querschnitten sind die Ersparnisse zum Teil noch größer.

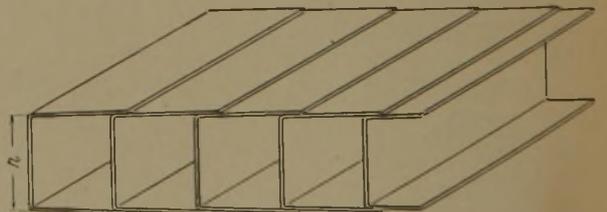
Die bisher beschriebenen Bauweisen erhalten meist eine feste Verbindung ihrer Anschlüsse durch Schweißen, Löten, Nieten oder Schrauben. Ein anderes Gebiet, das sich vor allem schon im Auslande großer Beliebtheit erfreut, betrifft die für wiederholten Gebrauch ausgebildeten Rohrgerüste für Neubauten, Montagen usw. Hier werden nur handelsübliche Rohre ohne besondere Verarbeitung verwendet, deren Verbindung zu Gerüsten durch lösbare Kupplungen erfolgt. Einzelheiten einer solchen Kupplung zeigt Bild 7 und ein damit ausgeführtes Bauwerk Bild 8.



Geschweißte Hohlplatte.



Hohlplatte mit Schrägblechen.



Von außen genietete Hohlplatte.

Bild 12. Hohlplatten.



Aufsicht auf die Warze
verschweißte Fläche

Bild 13. Warzenplatte.

Durch Anwendung des Schweißverfahrens zur Herstellung biegeester Träger lassen sich, wie schon ganz allgemein erwähnt, ebenfalls Werkstoffersparnisse erzielen, wenn auch meist nicht in dem großen Umfange, wie es oft gewünscht wird. Größere Ersparnisse gegenüber genieteten Blechträgern bringt die Verwendung des aus halben Trägern zusammengeschweißten Blechträgers, wie ihn Bild 9 zeigt. Hier beträgt sie z. B. bei Trägern von 10, 15 und 20 m Stützweite 17,5, 21,5 und 22%. Durch

Zurückverlegung der Schweißnaht von den äußeren Kanten gegenüber den sonst aus Lamellen zusammengeschweißten Trägern bietet diese Anordnung besondere Vorteile bei der Kräfteaufnahme und beim Schweißen und Durchleuchten der Nähte. Vor allem fällt aber das Verziehen oder das Verbiegen der Lamellen fort. Wird das Stehblech noch mit Ausschnitten versehen oder aus Einzelblechen mit Zwischenräumen gebildet, lassen sich weitere Gewichts- und Werkstoffersparnisse erzielen. Bild 10 zeigt einen solchen Träger.

Der einwandige Träger wird bei Aufnahme größerer Kräfte, vor allem wo es gilt, Verdrehungskräfte aufzunehmen, zweckmäßig durch den Kastenträger ersetzt (Bild 11). Durch Aneinanderfügen dieser Querschnitte kommt man zur Hohlplatte (Bild 12), die sich in vielfältigen Formen ausführen läßt. Abarten dieser Hohlplatten sind die Wellblech-Hohlplatte und die Warzenplatte (Bild 13). Die Verwendung verhältnismäßig dünner Platten bei der Wahl der Kastenträger und Hohlplattenquerschnitte erfordert eine sorgfältige Kräfteermittlung und besondere Aufmerksamkeit bei der Feststellung der Beulsicherheit dieser dünnen Bleche. Sie sind auch, wie schon erwähnt, durch besondere Rippen, eingepreßte Rillen, Sicken usw. sorgfältig auszusteuern. Die Hohlplatten werden heute bereits als sogenannte Leichtfahrbahndecken bei Straßenbrücken usw. verwendet.

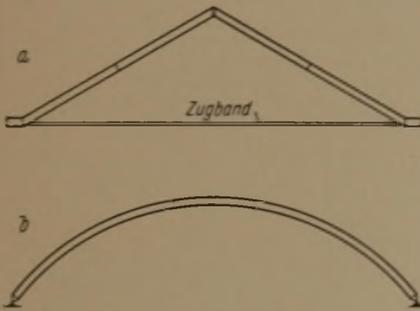


Bild 14. a = Faltwerk als Giebeldach, b = gewölbte Schale aus Blechhohlplatten.

Fügt man derartige Hohlplatten zu neuen Bauarten, wie Dächern, Hallen, zusammen, so erzielt man außer der Leichtigkeit der Konstruktion gleichzeitig eine weitere Ersparnis durch die raumabschließende Wirkung der Platten. Bild 14 zeigt einige solcher Vorschläge. Als Ausgangspunkt für derartige Bauten kann man das bombierte Wellblech betrachten. Erhöhung und Verbreiterung der Wellen und das Einbeziehen eines Teiles der Dachhaut zum tragenden Querschnitt führte zu Leichtbauhallen, wie sie Bild 15 zeigt. Spannte das einfach bombierte Wellblech bis zu 20 m Weite, so wurden

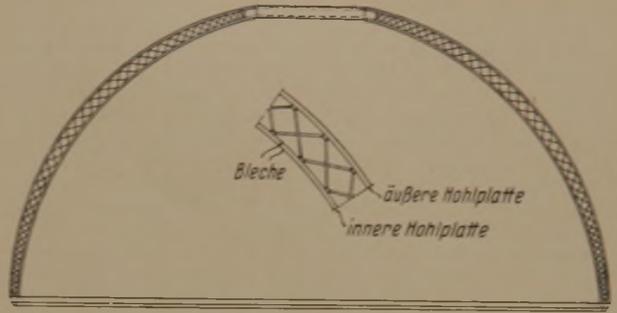
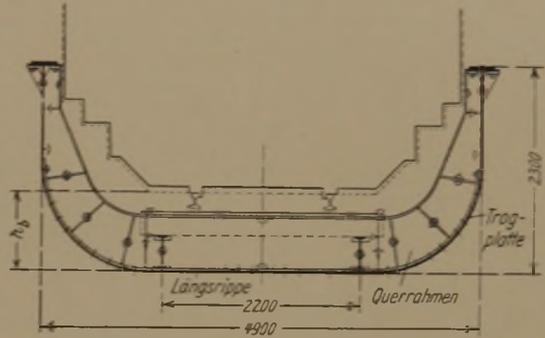
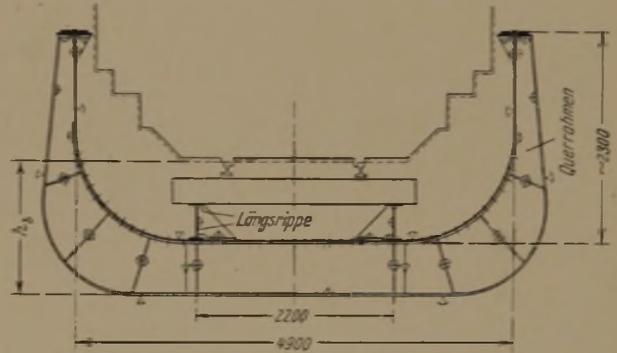


Bild 16. Querschnitt durch eine weitgespannte Kuppel aus vier Blechwänden.



„Echte Tragbrücke“ bei knapper Bauhöhe.



„Echte Tragbrücke“ bei reichlicher Bauhöhe.

Bild 17. U-förmige Tragwerke.

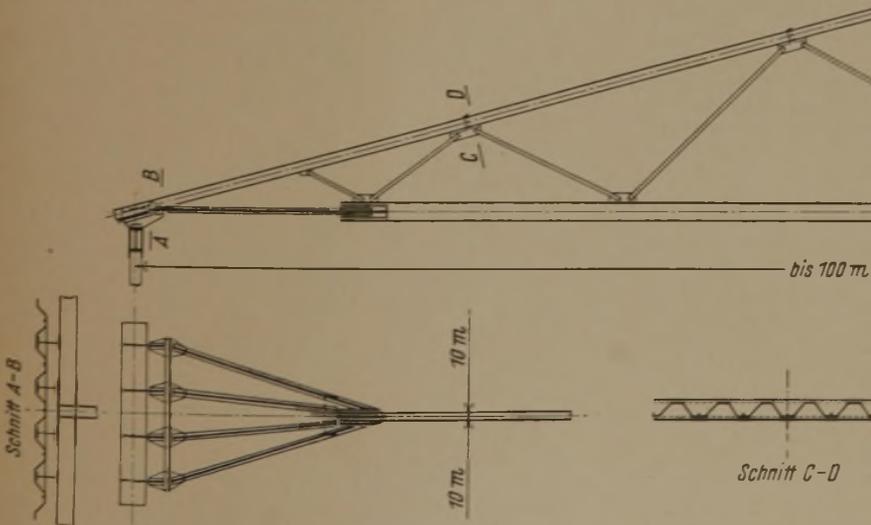


Bild 15. Leichtbauhallenbinder.

Leichtbauhallen nach Bild 14 bis zu 100 m Weite ausgeführt. Nimmt man nun Hohlplatten, so lassen sich die Spannweiten wesentlich vergrößern und dabei Spannweiten von 200 m und bei Kuppeln solche von 300 m erreichen, wobei die Wände vierwandig mit zwischenliegendem Fachwerk ausgebildet werden sollen (Bild 16). Besondere Sorgfalt ist bei diesen dünnwandigen Hohlplattenbauten der Unterhaltung dieser Bauweisen zu wid-

men. Es wird erst eine gewisse Zeit notwendig sein, ehe sich die weitest gehenden Vorschläge, auf Erfahrung kleinerer Ausführungen begründet, mit der bei uns üblichen Sorgfalt ausführen lassen. Die neue Zeit mit ihren zu erwartenden großen Aufgaben wird dazu reichlich Gelegenheit geben.

Zum Schluß sei noch auf die U-förmigen Tragwerke hingewiesen, von denen Bild 17 einige kennzeichnende Querschnitte zeigt. An Stelle der sonst einzeln wirkenden Glieder eines Tragwerkes, wie z. B. Längs-, Quer- und Hauptträger einer Brücke, wird hier das ganze in den Querschnitten dargestellte Gebilde als tragende Konstruktion betrachtet.

Rudolf Ulbricht.

Schwerflüssigkeitsaufbereitung von Eisenerzen im Mesabi-Bezirk.

Seit einer Reihe von Jahren hat in der Steinkohlenaufbereitung die Scheidung nach der Wichte mittels spezifisch schwerer Flüssigkeiten für die Erzeugung hochwertiger Reinkohle mehr und mehr an Bedeutung gewonnen. Als Trennflüssigkeiten werden dabei aus Kostengründen fast allgemein Aufschlām-

mungen von fein gemahlener Mineralien mittlerer Wichte, wie Schwergspat oder Magnetit, verwendet, die durch Rührwerke oder besondere Gestaltung des Trübeumlaufrs für die Dauer des Scheidevorganges in der Schwebel gehalten werden. Die außerordentliche Trennschärfe, die sich bei diesem Verfahren erreichen läßt, führte zu zahlreichen Versuchen, es auch für die Erzaufbereitung nutzbar zu machen¹⁾. Die Schwierigkeit liegt hierbei darin, daß die zu trennenden Aufwerksbestandteile etwa die doppelte Wichte wie bei der Steinkohlensaufbereitung haben und deshalb auch die Aufschlammung spezifisch besonders schwer sein muß. Das Nächstliegende, nämlich die Verwendung von Bleiglazur, scheidet aus, da dieser zu zerreiblich ist und deshalb zu hohe Verluste ergibt. Trotzdem konnte das Schwerflüssigkeitsverfahren für einen Sonderfall, die Aufbereitung der Mesabi-Erze, so weit entwickelt werden, daß im Jahre 1939 von der Firma Butler Brothers in Harrison bereits eine Betriebsanlage von 355 t stündlicher Leistung erstellt wurde, nachdem in mehreren Großversuchsanlagen die auftretenden Schwierigkeiten behoben waren.

Die Anlage, über die G. J. Holt²⁾ berichtet, verarbeitet ein Roherz mit 52 bis 54 % Fe und 17 bis 19 % SiO₂, aus dem ein Konzentrat mit 56 bis 58 % Fe und 9 bis 12 % SiO₂ erzeugt wird. Das Eisenaubringen liegt zwischen 95 und 86 % je nach der erzielten Anreicherung. Vergleichsversuche in einer Setzwäsche mit demselben Erz ergaben zwar Konzentrate, die nur etwas geringhaltiger waren, aber ein 10 bis 25 % niedrigeres Eisenaubringen. Dabei ersetzen zwei doppelkegelförmige Scheidegefäße der Schwerflüssigkeitsaufbereitung von 2300 mm Dmr. sechzig einbettige Grobkornsetzmaschinen.

Zur Herstellung des Scheidebades dient Ferrosilizium mit 14 bis 15 % Si, 1 bis 2 % C und anderen Beimengungen, das in Kugel- oder Stabmühlen wegen seiner Sprödigkeit leicht auf die erforderliche Feinheit vermahlen werden kann. Außerdem ist eine Legierung dieser Zusammensetzung ausreichend korrosionsbeständig und gerade noch genügend ferromagnetisch, um auf Magnetscheidern aus dem gebrauchten Scheidebad wiedergewonnen zu werden. Ihre Wichte liegt zwischen 6,7 und 7, die Mahlfineinheit des Ferrosiliziumpulvers bei 65 % unter 74 μ . Der Feststoffanteil des Scheidebades beträgt bei einer Trübedichte von rd. 3 annähernd 80 Gewichtsprozent. Die Wiedergewinnung des Ferrosilizioms aus dem mit den Aufbereitungserzeugnissen überlaufenden Scheidebad, das durch Brausewasser verdünnt und durch Erzabrieb verunreinigt ist, geschieht in der Weise, daß der beim Durchlaufen einer Gleichstromspule vormagnetisierte und deshalb in einem Eindicker besonders rasch absitzende Ferrosilizienschlamm auf Bandmagnetscheidern gereinigt und, nachdem er eine Wechselstromspule zur Entmagnetisierung durchlaufen hat, den Scheidebottichen wieder zugegeben wird. In diesen wird er durch das umlaufende Rührwerk wieder aufgeschlammmt, und der Kreislauf beginnt von neuem. Der Scheidebadumlauf arbeitet völlig selbsttätig.

Das Roherz der Anlage wird auf 32 mm vorgebrochen und nach Absiebung des Korns unter 6 mm ohne weitere Klassierung in die Scheidebottiche gegeben, in denen es mit einem Arbeitsgang in Fertigungskonzentrat und Fertigberge geschieden wird. Die Berge werden im Ueberlauf des Bottichs, die Konzentrate an seinem unteren Ende ausgetragen, auf Sieben von der Trennflüssigkeit befreit und abgebraust, um dann der Bergehalde oder dem Verladebunker zugeführt zu werden. Die Schwerflüssigkeitsaufbereitung ist gegen Schwankungen in der Beschickung, besonders gegen starke Unterbelastung, völlig unempfindlich. Das Korn unter 6 mm muß vorerst noch auf acht Setzmaschinen verarbeitet werden. Man hofft jedoch, das Verfahren bald so weit zu entwickeln, daß das gesamte Gut bis zu 1 mm Korngröße herunter in den Scheidebottichen verarbeitet werden kann.

Im Jahre 1940 wird voraussichtlich ein Gesamtdurchsatz der Anlage von über 1 Mill. t erreicht werden, wobei die Aufbereitungskosten den Angaben nach etwa denen einer Setzwäsche entsprechen, während der Aufbereitungserfolg erheblich günstiger ist. Daß man überhaupt die für deutsche Begriffe schon recht reichen Erze aufbereitet, wobei doch nur eine ziemlich geringe Anreicherung mit recht großem Aufwand erreicht wird, liegt einestells an den Forderungen der abnehmenden Hütten, andererseits an den hohen Frachtkosten zwischen Grube und Hochofen. Der Anwendungsbereich des Verfahrens wird im übrigen stets auf Erze beschränkt bleiben, die einigermaßen grobverwachsen sind, keine tonigen Bestandteile enthalten und nicht zur Schlammbildung neigen.

Helmut Kirchberg.

¹⁾ Devany, F. D., und S. M. Shelton: U. S. Bureau of Mines R. I. 3439-R, Mai 1940.

²⁾ Engng. Min. J. 141 (1940) Nr. 9, S. 33/38.

Einfluß des Titans auf die Eigenschaften von Flugzeugrohren aus Chrom-Molybdän-Stahl.

George F. Comstock¹⁾ untersucht, inwieweit die Schweißbarkeit und Zähigkeit des SAE-Stahles 4130 mit 0,25 bis 0,30 % C, 0,50 bis 0,80 % Mn, 0,50 bis 0,80 % Cr und 0,15 bis 0,25 % Mo für Flugzeugrohre durch Titanzusätze verbessert werden kann, wobei auch die Wirkung erhöhter Mangengehalte und zusätzlicher Kupferanteile berücksichtigt wurde.

Die Zusammensetzung der im basischen Induktionsofen hergestellten 8-kg-Schmelzen ist in *Zahlentafel 1* angeführt.

Zahlentafel 1. Chemische Zusammensetzung der Versuchsstähle.

Schmelze Nr.	% C	% Si	% Mn	% Ti	% Cu
1	0,34	0,24	0,55	0,006	—
2	0,33	0,25	0,60	0,039	—
3	0,34	0,24	0,58	0,068	—
4	0,34	0,18	0,56	0,104	—
5	0,30	0,18	0,48	0,150	—
6	0,34	0,19	0,85	0,093	—
7	0,33	0,23	0,48	0,090	0,31
8	0,34	0,25	0,54	0,098	0,78

Der durchschnittliche Phosphorgehalt beträgt 0,019 %, der Schwefelgehalt 0,026 %. Aluminium wurde nicht zugesetzt. Durch die Zugabe von aluminothermisch gewonnenem Titan sind allerdings sehr kleine Aluminiummengen in die Schmelzen hereingebracht worden; sie betragen auf den Einsatz bezogen durchschnittlich 0,028 % Al. Rundstäbe, die auf 22 mm ausgewalzt waren, wurden unterteilt, bei 900 und 955° normalgeglüht und dann aus den Abschnitten Zug- und Kerbschlagproben herausgearbeitet und geprüft. Zugproben aus den bei 955° normalgeglühten Stabschnitten wurden auch vor dem Zerreißen 16 h bei 200° angelassen.

Die ermittelten Festigkeitswerte gehen aus *Zahlentafel 2* hervor. Bereits ein ganz geringer Titangehalt erniedrigt die Streckgrenze und erhöht die Kerbschlagzähigkeit. Zugfestigkeit

Zahlentafel 2. Festigkeitseigenschaften der Versuchsstähle.

Schmelze Nr.	Normalglüh-temperatur ° C	Anlaßtemperatur ° C	Streckgrenze kg/mm ²	Zugfestigkeit kg/mm ²	Bruchdehnung (L = 4 d) %	Einschnürung %	Kerbschlagzähigkeit ¹⁾ mkg/cm ²
1	900	—	60,0	85,1	16,0	35,8	1,7
	955	—	65,2	85,5	15,5	38,4	0,9
	955	200	63,5	86,0	16,5	43,0	—
2	900	—	52,5	85,0	16,5	32,1	3,8
	955	—	56,6	85,5	16,5	40,5	3,7
	955	200	52,6	82,5	18,5	43,5	—
3	900	—	48,5	82,1	17,3	36,2	3,7
	955	—	61,4	84,9	16,0	37,5	3,8
	955	200	62,5	85,3	19,5	47,2	—
4	900	—	44,4	70,1	23,5	43,6	6,6
	955	—	52,3	79,3	19,0	42,2	3,6
	955	200	51,1	78,5	19,5	45,0	—
5	900	—	42,4	66,1	27,0	47,3	7,9
	955	—	42,5	69,8	23,0	51,0	5,3
	900	200	44,4	66,8	26,0	53,8	—
6	900	—	58,2	88,2	15,8	32,8	3,7
	955	—	64,5	90,6	16,5	40,3	3,0
	900	200	65,3	89,5	17,5	44,0	—
7	900	—	53,3	86,4	17,0	33,8	2,9
	955	—	60,6	91,7	16,5	35,2	3,1
	955	200	65,2	91,4	19,0	45,2	—
8	900	—	62,3	102,0	14,0	23,8	2,0
	955	—	65,9	103,5	16,0	33,0	1,8
	955	200	72,4	103,6	14,5	36,0	—

¹⁾ Izod-Probe von 55 × 10 × 10 mm³ mit 2 mm tiefem Spitzkerb von 45° bei r = 0,25 mm.

und Dehnung werden erst bei einem Titangehalt von 0,068 % merklich beeinflußt. Ein Vergleich von Stahl 4 und 6 zeigt die Wirkung eines erhöhten Mangengehaltes. Der Stahl mit 0,85 % Mn hat eine höhere Streckgrenze bei gleich guter Dehnung und Kerbschlagzähigkeit gegenüber dem Stahl mit nur 0,56 % Mn. Zusätzliche Kupfergehalte (Stähle 7 und 8) sind weniger vorteilhaft als ein höherer Mangengehalt. Wenn auch dadurch eine Erhöhung der Streckgrenze möglich ist, so wird doch die Dehnung und Kerbschlagzähigkeit sehr verringert. Die höhere Normalglühtemperatur von 955° gegenüber 900° verbessert Streckgrenze,

¹⁾ Metals & Alloys 12 (1940) Nr. 1, S. 21/26.

Zugfestigkeit und Einschnürung aller Stähle; die Dehnung, besonders aber die Kerbschlagzähigkeit, liegt in den meisten Fällen unter derjenigen der bei 900° normalgeglühten Stähle. Ein Anlassen bei 200° wirkt sich erwartungsgemäß am stärksten bei den gekupferten Stählen 7 und 8 durch eine Verbesserung der Streckgrenze aus.

Stahl 1 hat nach beiden Normalglühbehandlungen ein nadeliges martensitähnliches Gefüge. Die titanhaltigen Stähle zeigen dagegen Ferrit und Perlit in feinkörniger Anordnung. Die Gefüge der manganreicheren und auch der gekupferten Stähle sind sorbitisch. Bemerkenswert ist, daß bereits ein Titangehalt von 0,039 % sich gefügemäßig sehr stark auswirkt. Das Absinken der Streckgrenzenwerte bei den titanhaltigen Stählen kann durch erhöhten Mangangehalt ohne ungünstigen Einfluß auf die Kerbschlagzähigkeit ausgeglichen werden.

Zur Prüfung der Schweißbarkeit wurden die Rundstäbe auf Flachproben von 6,4 mm Dicke ausgeschmiedet. Auf diese Proben wurde nach Normalglühen bei 900° einseitig der Länge nach durch Lichtbogenschweißung eine Raupe aufgeschweißt (200 A, 75 V, + Pol). Die Proben kühlten an Luft ab. Biegeproben von 250 mm Länge mit abgeschliffener Raupe wurden im Abstand von 25,4 mm auf der ganzen Länge gekörnt. In allen Fällen war es möglich, beim Biegen um einen Dorn von 25,4 mm Dmr. einen Biegewinkel von 170° zu erreichen. Zum Weiterbiegen bis zum Anriß diente eine Presse. Die titanfreie Legierung riß dabei sehr plötzlich im Grundwerkstoff und in der Schweiße ein. Alle anderen Stähle begannen dagegen langsam in der Schweiße einzureißen, so daß der Beginn gut beobachtet werden konnte. Bei den gebogenen Proben wurde einmal der Biegedurchmesser bestimmt und weiter die Dehnung im gebogenen Teil errechnet, in dem jeweils der zwischen zwei Marken liegende gebogene Teil ausgemessen und sodann die Dehnung, bezogen auf 25,4 mm, errechnet wurde (Zahlentafel 3). Das Biegeverhalten Zahlentafel 3. Ergebnis der Biegeprüfung an Proben mit abgeschliffener Schweißraupe.

Schmelze Nr.	Biegedurchmesser in mm	Dehnung (L = 25,4 mm) in %	Schmelze Nr.	Biegedurchmesser in mm	Dehnung (L = 25,4 mm) in %
1	37,6	21	5	29,5	30
2	34,9	27	6	36,7	24
3	38,9	23	7	34,8	26
4	37,8	23	8	42,5	23

aller titanhaltigen Stähle ist besser als dasjenige des titanfreien Stahles. Der hochgekupferte Stahl 8 zeigt das schlechteste Biegeverhalten. Der Anriß tritt allerdings in der Schweiße, nicht im Grundwerkstoff auf.

Comstock ermittelt weiter die beim Schweißen auftretenden Härtungserscheinungen durch Rockwell-Härtprüfung und Gefügeuntersuchung. Erwartungsgemäß müßte der steigende Titangehalt die Schweißhärtung in gleichem Sinne beeinflussen wie die Normalglühbehandlung. Es zeigte sich aber, daß in den Schweißproben der Härteabfall dem Titangehalt nicht verhältnismäßig ist. Offensichtlich wird der Härtungsvorgang durch die Schweißgeschwindigkeit beeinflusst. Der manganreichere Stahl 6 erfährt beim Schweißen keine wesentlich stärkere Härtung, als bei den anderen Stählen beobachtet werden kann. Die höchste Härte nehmen die kupferhaltigen Legierungen an und entsprechen so ihrem Verhalten beim Normalglühen. Es ist anzunehmen, daß die Härtungserscheinungen von der Probenabmessung stark abhängig sind und sich die Verhältnisse bei größeren Dicken ändern. Gefügemäßig zeigt der titanfreie Stahl die stärkste und der titanreichste Stahl die kleinste Härtungszone. Das gleiche gilt für eine neben der Härtungszone liegende Anlaßzone. Die anderen Stähle, auch der Stahl mit höherem Mangan- und Kupfergehalt, liegen hinsichtlich der Ausdehnung der Härtungs- und Anlaßzone zwischen den beiden Stählen. Mikrographisch ist die Bindung zwischen Schweiß- und Grundwerkstoff gut zu erkennen. Die Uebergangszonen zwischen Schweiße und Grundwerkstoff ist beim titanfreien Stahl ausgehend, bei den titanhaltigen Stählen dagegen verhältnismäßig schmal. In keinem Falle konnte reiner Martensit in den Härtungsgefügen beobachtet werden. Das Härtungsgefüge des hochgekupferten Stahles 8 ist sorbitisch.

Als Ergebnis der Untersuchung kann herausgestellt werden, daß Dehnung, Kerbschlagzähigkeit und Biegewinkel von Schweißproben des SAE-Stahles 4130 durch geringen Titanzusatz von 0,1 % wesentlich verbessert werden. Ein Abfall der Streckgrenze und Zugfestigkeit kann durch Erhöhung des Mangangehaltes auf 0,85 % ohne merkliche Verschlechterung von Dehnung und Kerbschlagzähigkeit ausgeglichen werden. Der Stahl mit 0,1 % Ti härtet beim Schweißen in dem gleichen Maße wie der titanfreie Stahl; er bietet dabei den Vorteil einer geringer ausgedehnten Härtungs- und Anlaßzone. Alfred Büttlinghaus.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 13 vom 27. März 1941.)

Kl. 7 a, Gr. 13, B 177 795. Einrichtung zum Umführen, Kanten und Einführen des Walzgutes an Walzenstraßen. Eduard Behr, Laband (O.-S.).

Kl. 12 m, Gr. 9, S 129 715. Verfahren zum Gewinnen von Tantal- und/oder Niobverbindungen. Société Générale Metallurgique de Hoboken, S. A., Hoboken lez Anvers (Belgien).

Kl. 18 a, Gr. 4/01, B 185 201. Schachtkühlung an Hochöfen. Erf.: Thomas Thomson, London. Anm.: H. A. Brassert & Co., Berlin-Charlottenburg.

Kl. 18 b, Gr. 2, S 134 793; Zus. z. Anm. S 129 314. Verfahren zum Entschwefeln von flüssigem Eisen oder Eisenlegierungen. Erf.: Dr.-Ing. Fritz Eulenstein, Köln, und Adolf Krus, Stürzelberg über Neuß. Anm.: Sachtleben, A.-G. für Bergbau und chemische Industrie, Köln.

Kl. 18 c, Gr. 8/50, H 151 856; Zus. z. Pat. 686 244. Verfahren zum Verhüten von Oxydausbildungen. Erf.: Dr.-Ing. Werner Hessenbruch, Hanau a. M. Anm.: Heraeus-Vacuum-schmelze, A.-G., Hanau a. M.

Kl. 21 g, Gr. 2/02, M 140 747. Blechpakete für elektrotechnische Bauelemente. Erf.: Dr.-Ing. Gerhard Naesser, Düsseldorf. Anm.: Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 24 k, Gr. 5/01, K 151 613. Ausbildung von wassergekühlten Ofenarmaturen. Rudolf Kuß, Siegen.

Kl. 31 c, Gr. 15/04, N 38 485; Zus. z. Pat. 686 764. Vorrichtung zum Gießen von Flußeisen und Stahl in Blockformen. Neunkircher Eisenwerk, A.-G., vorm. Gebr. Stumm, Neunkirchen (Saar).

Kl. 40 b, Gr. 14, S 131 714. Legierungen mit großer Temperatur-Unabhängigkeit ihrer Magnetisierbarkeit. Erf.: Dr.-Ing. Hellmut Bumm, Berlin-Dahlem, und Dr. Horst Guido Müller, Berlin. Anm.: Siemens & Halske, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

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

Kl. 40 b, Gr. 14, E 51 707. Nickel-Chrom-Legierungen. Erf.: Frederick Mark Becket, Neuyork (V. St. A.), und Russell Franks, Niagara Falls (V. St. A.). Anm.: Electro Metallurgical Company, Neuyork (V. St. A.).

Kl. 40 d, Gr. 1/20, M 142 018. Verfahren zur Herstellung von Blechen mit großen Kristallen. Erf.: Dr. Günter Wassermann, Frankfurt a. M. Anm.: Metallgesellschaft, A.-G., Frankfurt a. M.

Kl. 42 k, Gr. 20/01, G 96 841. Hydraulisch arbeitende Werkstoffprüfmaschine. René Guillery, Aubervilliers, Seine (Frankreich).

Kl. 42 k, Gr. 20/01, M 141 505. Hydraulisch arbeitende Werkstoff-Prüfmaschine mit einer drosselartig wirkenden Ueberstromvorrichtung zum Gleichhalten der Prüflast. Erf.: Dipl.-Ing. Bruno Jacoby, Mannheim. Anm.: Mannheimer Maschinenfabrik Mohr & Federhaff, A.-G., Mannheim.

Kl. 48 a, Gr. 15, N 42 863. Vorrichtung zum Ueberheben von Werkstücken von einem Behälter in den anderen bei galvanischen Anlagen, Beizanlagen, Waschmaschinen, Salzbadhärteeinrichtungen. Erf.: Curt Leyendecker, Neckarsulm, Württ. Anm.: NSU-Werke, A.-G., Neckarsulm, Württ.

Kl. 49 c, Gr. 13/03, Sch 117 939. Scherenanlage zum Besäumen von Blechen. Erf.: Louis Frielinghaus, Düsseldorf. Anm.: Schloemann A.-G., Düsseldorf.

Kl. 49 h, Gr. 11, D 79 975. Verfahren zur Formänderung von Gegenständen aus plastisch verformbaren Werkstoffen durch Schmieden, Walzen, Pressen, Ziehen od. dgl. Erf.: Dipl.-Ing. Martin Roekner, Mülheim (Ruhr). Anm.: Deutsche Röhrenwerke, A.-G., Düsseldorf.

Kl. 49 i, Gr. 16, M 148 160. Verfahren zum halbkugeligen oder spitzbogenförmigen Schließen des Endes eines rohrförmigen Körpers. Erf.: Mathias Lamberty, Düsseldorf, und Dipl.-Ing. Hermann Fritsch, Düsseldorf-Grafenberg. Anm.: Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 80 b, Gr. 5/01, S 133 993. Verfahren zum Erwärmen und Ueberhitzen flüssiger Schlacken aus metallurgischen Prozessen. Dr.-Ing. Eduard Senfter, Völklingen (Saar).

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 13 vom 27. März 1941.)

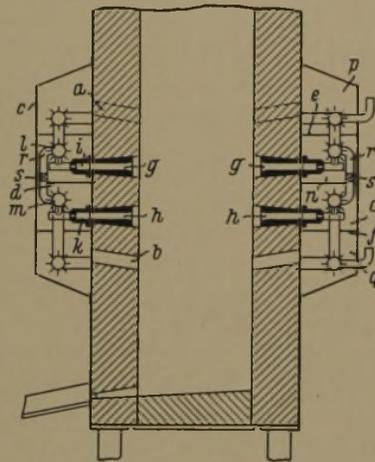
Kl. 18 c, Nr. 1 499 633. Einrichtung zum Glühen von Kolbenringen im Salzbadofen. Goetzwerk Friedrich Goetze, A.-G., Burscheid (Bez. Düsseldorf).

Kl. 42 h, Nr. 1 499 566. Härteprüfer. Eugen Eduard Voit, Mannheim, und Adolf Niemeyer, Mannheim-Waldhof.

Deutsche Reichspatente.

Kl. 31 a, Gr. 1⁴⁰, Nr. 698 816, vom 10. Juli 1938; ausgegeben am 18. November 1940. Mario Olivo in Mailand (Italien). *Mit vorgewärmtem Wind betriebener Schachtofen, besonders Kuplofen.*

Der Ofen hat zwei Düsenreihen a und b, dementsprechend ist der Windkasten c durch eine Scheidewand d in einen oberen und unteren Teil getrennt, wobei jeder Teil durch einen besonderen Ventilator gespeist wird. Jeder Windkastenteil ist wiederum für sich durch eine Wand e und f in zwei Teile geteilt, von denen der eine die metallischen Wärmeaustauscher g und der andere die Körper h enthält; diese sind mit ihrem rückwärtigen Ende i und k an eine mit Rippen versehene Wärmeaustauschleitung l und m angeschlossen, die etwa rund um den Ofen führt. Die heißen Gase gehen deshalb aus dem Ofeninnern durch die Körperreihen g und h in die Leitungen l und m, durch die der Wind im Windkasten vorgewärmt wird, und verlassen die Leitungen durch die rechts angeordneten Krümmer. Der Wind tritt in die Windkastenteile n und o ein und durch eine regel-



bare Öffnung in der Wand e und f in den Windkastenteil p und q und dann, nach der Vorwärmung durch die von den Leitungen l und m ausgestrahlte Wärme, durch die Düsen a und b in den Ofen. Die Leitungen l und m können durch eine oder mehrere Leitungen r mit Absperrgliedern s miteinander verbunden werden, so daß wahlweise die eine oder andere Leitung l oder m stärker oder schwächer beheizt werden kann.

Kl. 18 a, Gr. 2⁰⁵, Nr. 698 857, vom 8. September 1937; ausgegeben am 19. November 1940. Margareta Halbach geb. Hedwig und Horst Günter Halbach in Berlin-Charlottenburg. (Erfinder: Oskar Halbach in Berlin-Charlottenburg.) *Verfahren zum Herstellen von festen, schmelzfähigen Briketten aus Eisen- und Stahlspänen.*

Feine Eisen- und Stahlspäne werden mit wenig Wasser enthaltendem Kalk- oder Karbidschlamm in der zum Abbinden und Niederschmelzen notwendigen Menge vermischt und das Gemisch ohne Anwendung von hohem Druck zu Briketten verformt, die man schließlich abbinden läßt.

Kl. 40 a, Gr. 2²⁰, Nr. 698 895, vom 4. Dezember 1935; ausgegeben am 19. November 1940. Metallgesellschaft, A.-G., in Frankfurt a. M. (Erfinder: Dipl.-Ing. Kurt R. Göhre und Dr.-Ing. Helmut Wendeborn in Frankfurt a. M.) *Verfahren zum Gewinnen von Blei, Zink, Kadmium und anderen flüchtigen Metallen aus Erzen, besonders Eisenerzen, durch Verflüchtigen beim Verblasenintern.*

Beim Verblasenintern, gegebenenfalls mit flüssigen oder festen Chlorierungsmitteln, werden nur die Abgase des Sinterrotes, die bis zum Erreichen der höchsten Abgastemperatur entstehen und die Hauptmenge der verflüchtigten Metalle enthalten, einer Feinentstaubung, vorzugsweise in Sackfiltern oder elektrischen Gasreinigern, zugeführt.

Kl. 48 b, Gr. 10, Nr. 698 897, vom 31. März 1936; ausgegeben am 19. November 1940. Bernhard Berghaus in Berlin-Lankwitz. *Verfahren zur Herstellung von Schichten großer Härte und Widerstandsfähigkeit auf Gegenständen aus Eisen, Stahl oder anderen Metallen.*

Der Gegenstand wird zunächst mit einer Chromschicht, z. B. auf galvanischem Wege, und dann mit einer Aluminiumschicht, z. B. durch vorübergehendes Eintauchen des verchromten Gegenstandes in ein Aluminiumschmelzbad, überzogen oder umgekehrt, worauf er zur Vereinigung dieser Schichten einer

erhöhten Temperatur, z. B. in einem Ofen oder einer Gebläseflamme oder eines elektrischen Lichtbogens, ausgesetzt wird.

Kl. 7 a, Gr. 9⁰¹, Nr. 698 906, vom 7. Oktober 1936; ausgegeben am 19. November 1940. The American Rolling Mill Company, Ohio, V. St. A. (Erfinder: George P. Hansen in Gadsden of Etowah und Albanus Groome Delany in Alabama City, Etowah, V. St. A.) *Verfahren zum Warmwalzen von dünnen Blechen.*

Die aus einem Ofen mit verstellbarem Temperaturregler kommende Platine geht über ein Förderband zu einem mit selbsttätig arbeitenden Fördervorrichtungen versehenen Vorwalzgerüst, z. B. Dreiwälzengerüst, wo sie in mehrmaligem Durchgang bei gleichzeitig selbsttätigem und planmäßig festliegendem Nachstellen der Walzen schnellstens vorgewalzt und danach sofort ohne Nachwärmen an ein Fertigwalzwerk, z. B. zwei oder mehrere hintereinander aufgestellte Vierwalzen-Kaltwalzgerüste, weitergegeben wird. Etwaige Aenderungen oder Unterschiede in den Abmessungen der Platinen werden durch eine Regelung ihrer Anfangstemperatur ausgeglichen, und zwar unter Beibehalten der Zahl der aufeinanderfolgenden Walzstiche und der einmal eingestellten Anstellbewegungen.

Kl. 24 c, Gr. 7⁰³, Nr. 698 929, vom 15. Dezember 1933; ausgegeben am 20. November 1940. Ingenieurbüro für Hüttenbau Wilhelm Schwieler in Düsseldorf. *Umsteuervorrichtung für Schieberpaare mit zwei gegenläufigen, je durch einen eigenen Elektromotor angetriebenen Schiebern für Regenerativöfen.*

Bei Anordnung gleichachsiger, je einen Steuerhebel und eine mit dem Schieber bewegte Steuerscheibe enthaltender Nachlaufschalter werden die zum Steuern der beiden Schiebermotoren dienenden Steuerhebel, die sich je über eine die Schieberstellung kennzeichnende Skala bewegen, durch eine Kupplungseinrichtung miteinander verbunden. Diese nimmt beim Umlegen des einen Hebels den andern Hebel auf einem einstellbaren Teil des Gesamtweges mit und läßt zusätzlich noch eine weitere Bewegung des mitgenommenen Steuerhebels allein im gleichen Bewegungssinne zu.

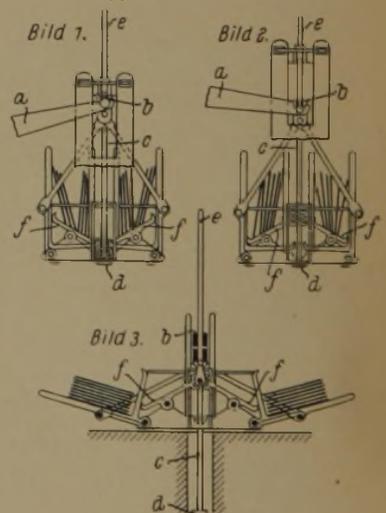
Kl. 48 d, Gr. 2⁰³, Nr. 698 948, vom 18. Juli 1939; ausgegeben am 20. November 1940. Otto Freyer in Bochum. *Vorrichtung zum stapelweisen Auf- und Abwärtsbewegen von Platinen, Sturzen oder Blechen im Bad.*

In dem gegabelten Kopfe der auf- und niederschwingenden Hebel a einer Badbewegungseinrichtung ruht das Querhaupt b mit seinen Endzapfen. Das Traggestell zum Aufnehmen der Platinen hängt an den mit dem Querhaupt b verbundenen Zugstangen c und ruht auf deren Fußplatten d. Das Querhaupt e, mit der die Vorrichtung abgesetzt oder hochgezogen wird. Während der Aufwärtsbewegung (Bild 1) und

Abwärtsbewegung (Bild 2) erhält das Gut noch eine zusätzliche Bewegung durch Hebel f, die das Badgut tragen, einerseits am beweglichen Gestell und andererseits ortsfest schwenkbar gelagert sind und hierdurch bei jeder Auf- und Abwärtsbewegung des Gestells in eine jeweils entgegengesetzt gerichtete geneigte Lage kommen. Hierdurch gleiten die hochkant ruhenden Tafeln bei jeder Schwenkung mit ihrer Unterkante auf den schwenkbaren Hebeln, so daß sich offene Spalten zum besseren Bespülen der Tafeln bilden. Hierzu tritt noch das gegenseitige Abwaschen durch die sich gegeneinander verschiebenden Tafelflächen. Die Vorrichtung kann so ausgeführt werden, daß sie zum stapelweisen Auflegen oder Absetzen der Tafeln dient (Bild 3).

Kl. 18 d, Gr. 2³⁰, Nr. 699 034, vom 28. September 1939; ausgegeben am 21. November 1940. Wilhelm Bamberger in Düsseldorf. *Hartgußlegierung für Belagplatten von Kokslochwagen und Koksloeschrampen.*

Die Legierung enthält 2,6 bis 3,5% C, 0,5 bis 1,2% Si, 0,8 bis 4% Mn, 0,2 bis 5% Cu, Rest Eisen und die üblichen Verunreinigungen, mit der Maßgabe, daß das Kupfer in Gestalt von Mangankupfer zugesetzt wird.



Kl. 40 a, Gr. 46₁₀, Nr. 699 049, vom 20. August 1937; ausgegeben am 21. November 1940. Fried. Krupp A.-G. in Essen. (Erfinder: Dr.-Ing. habil. Hanns Wentrup und Dipl.-Ing. Georg Hieber in Essen.) *Verfahren zum Gewinnen vanalinhaltiger Schlacke.*

Zunächst wird das Mangan wenigstens zum Teil durch

Zusatz von Schwefel oder schwefelhaltigen Stoffen, z. B. Schwefel-eisen, Schwefelkies, Magnetkies, aus dem Vanadin und Mangan enthaltenden Roheisen entfernt, die gebildete Mangansulfid-schlacke abgezogen, worauf dann das Roheisen zum Erzeugen der vanadinhaltigen Schlacke gefrischt wird. Das Mangan kann in der Roheisenabstichpfanne entfernt werden.

Statistisches.

Die Eisenerzförderung der Vereinigten Staaten von Nordamerika im Jahre 1940.

Nach vorläufigen Angaben des „Bureau of Mines“¹⁾ betrug die Eisenerzförderung der Vereinigten Staaten im Jahre 1940 rd. 74 987 000 t, was eine Zunahme von 43% gegenüber dem Vorjahre bedeutet und die größte bisherige Förderung darstellt, wenn man von den Jahren 1916 und 1917 absieht. In den Zahlen nicht enthalten sind die Eisenerze mit 5% oder mehr Mangan im Roh-erz. Die Förderung des Jahres 1940 genügte nicht nur, den Bedarf der Eisen- und Stahlindustrie zu decken, sondern es war darüber hinaus eine Vorratsbildung möglich, die ausreicht, bis der Versand im Jahre 1941 wieder möglich ist.

Von den Gruben wurden rd. 76,2 Mill. t Eisenerze im Werte von 191 734 000 \$ versandt, was der Menge nach eine Zunahme um 37% und dem Werte nach um 21% gegenüber dem Jahre 1939 bedeutet. Der durchschnittliche Wert der Eisenerze auf den Gruben betrug im abgelaufenen Jahre 2,56 \$ je t gegenüber 2,89 \$ im Jahre 1939. An Vorräten waren auf den Gruben — hauptsächlich in Michigan und Minnesota — Ende des Jahres nur rd. 3,6 Mill. t oder 26% weniger als im Vorjahre vorhanden.

Aus dem Gebiete des Oberen Sees kamen im Berichtsjahre mit der Eisenbahn und auf dem Wasserwege rd. 63,9 Mill. t Eisenerz oder 84% des Gesamtversandes bei einer Förderung von rd. 62,8 Mill. t; damit lagen diese Zahlen um 41 und 48% über dem Versand und der Förderung von 1939. Der Wert der versandten Mengen in Höhe von 165,9 Mill. \$ übertraf den des Vorjahres um 21%. Der durchschnittliche Wert je t Erz auf den Gruben betrug 2,64 \$ gegen 3,07 \$ im Vorjahre. Außerdem kamen vom Oberen See 1,2 Mill. t manganhaltige Erze gegen rd. 662 000 t im Jahre 1939.

Ende 1940 beliefen sich die Vorräte am Oberen See auf 3,4 Mill. t oder 26% weniger als Ende 1939. Nach den Angaben der Lake Superior Iron Ore Association lagerten bei den Hoch-ofenwerken am Oberen See und den Lagerplätzen am Erie-See am 1. Dezember 1940 42,4 Mill. t gegenüber 41,4 Mill. t im Jahre 1939.

Die Südstaaten förderten im Jahre 1940 rd. 7,4 Mill. t oder 20% mehr als im Vorjahre. Der Versand stieg auf 7,3 Mill. t, was eine Steigerung um 24% gegen 1939 bedeutet; der Durchschnittswert je t betrug 1,73 \$ gegen 1,67 \$ im Vorjahre. Die Vorräte beliefen sich Ende 1940 auf nur 15 000 t gegen 10 000 t zu Ende 1939.

Die Nordoststaaten förderten 3,6 Mill. t im Jahre 1940 oder 40% mehr als im Vorjahre. Versandt wurden insgesamt 3,7 Mill. t im Werte von 11 353 000 \$, eine Zunahme von 17 und 22% gegenüber dem Vorjahre. Der Durchschnittswert der Erze je t stellte sich auf 3,14 \$ gegen 3 \$ im Vorjahre. Die Vorräte gingen zurück von rd. 212 000 t zu Ende 1939 auf 141 000 t zu Ende des Berichtsjahres.

Die Weststaaten (Kalifornien, Missouri, Süd-Dakota, Utah, Washington und Wyoming) förderten und versandten rd. 1,2 Mill. t im Werte von 1 929 000 \$. Im Vorjahre hatte sich die Förderung auf 932 000 t und der Versand auf 929 000 t im Werte von 1 496 000 \$ belaufen.

¹⁾ Iron Age 147 (1941) Nr. 4, S. 70/71.

Die Leistungsfähigkeit der amerikanischen Stahlindustrie.

Die jährliche Leistungsfähigkeit der Stahlindustrie in den Vereinigten Staaten von Nordamerika beläuft sich nach Angaben des „American Iron and Steel Institute“¹⁾ gegenwärtig auf 76,3 Mill. metr. t. Sie liegt damit um mehr als 2,3 Mill. t über den Zahlen zu Ende 1939 (74 Mill. t) und um 40% über denen zu Ende des Jahres 1918 (55,4 Mill. t). Verglichen mit der Leistungsfähigkeit des Jahres 1929 (66,2 Mill. t) zeigen die gegenwärtigen Zahlen eine Zunahme von 15% oder fast zweimal soviel als die prozentuale Zunahme der Bevölkerung seit 1929.

Die angegebene Zahl berücksichtigt eintretende Verluste infolge Stilliegens der Ofen wegen Ausbesserungen usw. Wenn nötig, kann die Stahlindustrie bis 2,5% mehr leisten, was die Höchstleistungsfähigkeit der Werke gegenwärtig auf mehr als 78 Mill. t bringen würde.

Eingerechnet in die erwähnte Zunahme von ungefähr 2,3 Mill. t jährliche Leistungsfähigkeit ist die Leistungsfähigkeit neuer Stahlföfen, die während des Jahres in Betrieb genommen worden sind und die zusätzliche Leistungsfähigkeit infolge von Erneuerung und Vergrößerung älterer Ofen. Außerdem ist berücksichtigt worden, daß verschiedene Stahlwerke Siemens-Martin-Ofen und Bessemerbirnen, die seit mehr als Jahresfrist stillgelegt, aber noch nicht abgebrochen waren, wieder in Betrieb genommen haben.

Während des Jahres 1940 stieg im Vergleich zum Vorjahre die Leistungsfähigkeit an Stahlblöcken und Stahlguß nach dem Siemens-Martin-Verfahren von 66,9 Mill. t auf 67,6 Mill. t und nach dem Bessemerverfahren von 5,5 Mill. t auf 6,3 Mill. t. In diesen Zahlen ist nicht eingeschlossen die Leistungsfähigkeit solcher Siemens-Martin-Ofen, die im Laufe des Jahres 1941 in Betrieb genommen werden sollen. Die Leistungsfähigkeit der Elektrostahlöfen stieg in der gleichen Zeit von 4,7 Mill. t auf 2,3 Mill. t. Fast die ganze Zunahme entfällt auf die Errichtung von neuen Elektroöfen, die noch bis Ende 1940 in Betrieb genommen wurden. Die Leistungsfähigkeit der Elektroöfen dürfte im ersten Halbjahr 1941 infolge der Inbetriebnahme weiterer Elektroöfen noch ansteigen. Die Leistungsfähigkeit für Tiegelstahl ging dagegen von 4900 t jährlich zurück auf 3500 t.

Die nachstehende Zahlentafel bringt eine Uebersicht über die gesamte Leistungsfähigkeit an Stahlblöcken und Stahlguß in verschiedenen Jahren seit 1918. In den Zahlen für 1934 und in den folgenden Jahren ist lediglich der Stahlguß enthalten, der auf Werken erzeugt wird, die auch Stahlblöcke herstellen.

	Blöcke metr. t	Blöcke und Stahlguß metr. t
1918	53 188 000	55 357 000
1929	64 080 000	66 210 000
1934	70 853 000	71 170 000
1937	72 205 000	72 743 000
1938	73 697 000	74 234 000
1939	73 437 000	74 043 000
1940	75 823 000	76 341 000

¹⁾ Iron Age 147 (1941) Nr. 6, S. 80.

Wirtschaftliche Rundschau.

Norwegens Erzbergbau und Hüttenindustrie.

Norwegens Erzbergbau ist sehr vielseitig und gut entwickelt; seine Anfänge reichen bis zum Jahre 1500 zurück. Nur ein verhältnismäßig geringer Teil der Erzförderung wird im Lande selbst verhüttet, obwohl Wasserkräfte zwar reichlich vorhanden, aber längst nicht voll ausgebaut sind und Kohlen aus den eigenen Vorkommen auf Spitzbergen und der Kleinen Bäreninsel sowie aus Deutschland und besonders England eingeführt worden sind. Der größte Teil der Erze wird zur Weiterverhüttung nach verschiedenen Ländern, besonders Deutschland, ausgeführt; früher gingen auch erhebliche Mengen nach England. Dank der billigen Stromkosten hat sich aber auch in

Norwegen selbst eine beachtliche und von ausländischen Erzfuhren fast ganz unabhängige Metallhüttenindustrie entwickelt, besonders für Rohaluminium, aber auch für Zink und Nickel. Eine bemerkenswerte Darstellung der norwegischen Berg- und Hüttenindustrie (*Bild 1*) gibt E. Sarcander¹⁾, aus dessen Ausführungen das für den Eisenhüttenmann Wichtige entnommen sei.

Im Jahre 1938 standen in Norwegen etwa 30 Erzgruben mit über 6800 Beschäftigten in Förderung. Der Wert der ge-

¹⁾ Metall u. Erz 37 (1940) S. 395/98.

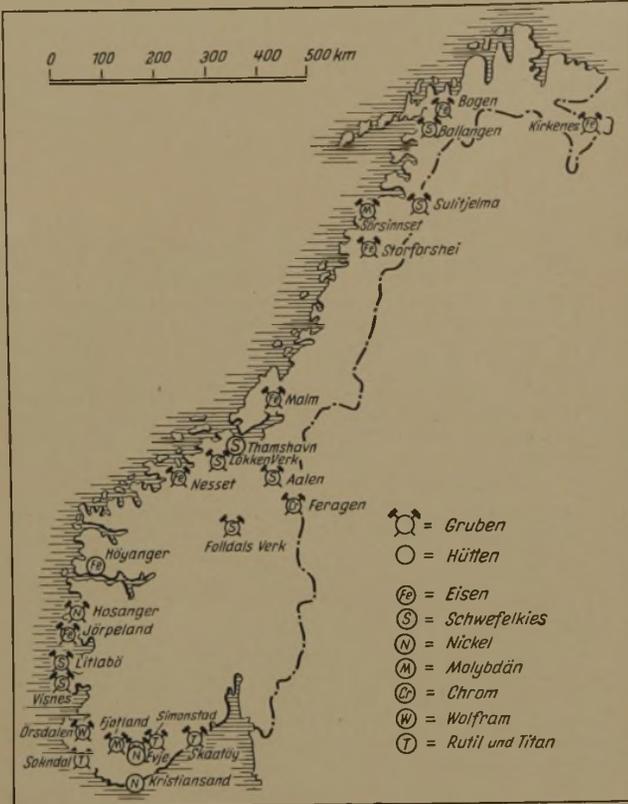


Bild 1. Norwegens Bergbau und Hüttenindustrie.

förderten Erze ist auf 57,4 Mill. norwegische Kronen geschätzt worden; nähere Angaben über die Förderung und den Metallinhalt gibt *Zahlentafel 1*.

Die bisher aufgeschlossenen Eisenerzvorkommen werden auf 367 Mill. t mit einem Eisengehalt von 124 Mill. t geschätzt, von denen über 250 Mill. t im Tagebau gewonnen werden können. Der noch zu erhebende Erzvorrat wird auf 545 Mill. t mit 125 Mill. t Fe veranschlagt. Die Vorräte an Tiefbauerzen, deren Gewinnung aber zur Zeit unwirtschaftlich ist, werden auf mehrere Milliarden Tonnen geschätzt. Das größte norwegische Eisenerzvorkommen ist das bei Kirkenes in der Provinz Sörvaranger. Es enthält etwa 100 Mill. t im Tagebau zu gewinnender Erze und wird von der Vereinigten Stahlwerken, Düsseldorf, nahestehenden A. S. Sydvaranger in Oslo abgebaut. Im Jahre 1938 wurden 1 867 702 t Roherz mit 34,1 % Fe gefördert, die in einer Aufbereitungsanlage mit Brikettierwerk in Kirkenes zu 941 197 t Silikaschlich, Normalschlich, Erzbriketts und Stück-erz verarbeitet und hauptsächlich nach Deutschland und England ausgeführt wurden.

Im Dunderlandsdal wird der Eisenerzvorrat auf rd. 190 Mill. t geschätzt mit 35 % Fe, etwas Phosphor und ziemlichen Mengen Kieselsäure. Der Abbau in Storforshei erfolgt durch die mit englischem Kapital arbeitende Dunderland Iron Ore Company Ltd. in London, die im Jahre 1938 388 172 t Roherz förderte und in Gullmedviken zu 155 300 t Konzentrat mit 67,5 % Fe anreicherte. Das Erz wurde ausschließlich nach Deutschland ausgeführt. Die Erzlagertätte bei Malm, die auch etwas Schwefelkies enthält, wird auf einen Vorrat von nur noch 0,91 Mill. t veranschlagt und von der einer schwedischen Gruppe und der Firma Hoesch A.-G. in Dortmund nahestehenden Fosalens Bergverks-A. S. (Malmö Jerngruber) in Malm abgebaut. In einer Schwimmaufbereitung werden Eisenerz und Schwefelkies getrennt und jedes für sich angereichert. Aus 423 821 t Roherz wurden im Jahre 1938 196 696 t Eisenerzkonzentrat mit 65,5 % Fe und 4107 t Schwefelkies mit 46,6 % S gewonnen. Auch von diesem Vorkommen gingen wesentliche Mengen der Förderung nach Deutschland. In den Rödstrand-Gruben bei Nesset förderte die der Christiania Spigerverk, Oslo, nahestehende A. S. Rödstrand Gruber, Oslo, 143 030 t Roherz mit 30 bis 40 % Fe, die zu 47 266 t Konzentrat mit 61,9 % Fe angereichert und an die Muttergesellschaft geliefert wurden. Christiania Spigerverk stellt in Jörpeland aus diesem Erz Elektrorohreisen und Elektrostaht her. In Bogen auf den Ofoten fördert die über ihre Muttergesellschaft A. S. Sydvaranger den

Zahlentafel 1. Norwegens Erzförderung und Metallinhalt der Erze.

	1936 t	1937 t	1938 t
Erzförderung:			
Eisenerz (Konzentrat), auch titanhaltig	914 003	1 075 558	1 474 478
Schwefelkies (auch kupferhaltig)	1 031 825	1 048 300	1 037 776
Kupfererz	27 229	30 687	35 105
Nickelerz	33 311	22 147	34 220
Zink- und Bleierz	15 822	18 006	15 089
Silbererz	16 026	14 816	14 907
Molybdänglanz	703	573	775
Rutilerz- und -konzentrat	198	187	124
Andere Erze (Chrom-, Wolfram-, Gold- erze und -konzentrate)	408	249	525
Metallinhalt der geförderten Erze:			
Eisen	598 685	718 238	972 089
Schwefel	467 265	462 590	458 090
Kupfer	22 607	20 744	21 627
Zink	7 703	8 838	7 708
Nickel	1 270	877	1 245
Silber	7,1	8,8	7,8

Vereinigten Stahlwerken zugehörige A. S. Ofoten Jernmalmgruber, Bogen, aus den etwa 10 Mill. t großen, rd. 30 % Fe enthaltenen Lagerstätten Erze, die aufbereitet meist nach Deutschland gehen. 1938 wurden 248 988 t Roherz gefördert, aus denen 53 894 t Konzentrat mit 69,4 % Fe gewonnen wurden. Die der amerikanischen National Lead Company, New Jersey, über die Titan Co. A. S. in Frederikstad nahestehende A. S. Titania, Frederikstad, förderte im Jahre 1938 in den Gruben Hauge und Dalane bei Soksdal 160 599 t Ilmenit, die zu 49 181 t Ilmenit-Konzentrat mit 44,1 % TiO₂ und 35,3 % Fe sowie 13 543 t Magnetitkonzentrat mit 65,3 % Fe und 3,35 % TiO₂ als Rohstoff für die Ferrolegierungsindustrie verarbeitet wurden.

Nur ein kleiner Teil der Eisenerzkonzentrate wird in Norwegen selbst weiterverarbeitet. Im Jahre 1937 wurde der Erzverbrauch bei der Roheisenerzeugung auf elektrischem Wege und von Ferrolegierungen auf etwas über 100 000 t Konzentrat berechnet, aus denen einschließlich Titaneisen 36 084 t Roheisen und 145 154 t Ferrolegierungen erzeugt wurden. Außer dem Christiania Spigerverk stellen noch die A. S. Norsk Aluminium Company im Werk Høyanger und die A. S. Bremanger Kraftelskab, Bergen, im Werk Svelgen Elektrorohreisen her. Elektrostaht erzeugt die staatliche Raufoss Ammuni-sjonsfabrik im Werk Raufoss, während die A. S. Drammens Jernstøberi og mekaniske Vaerksted im Werk Drammen und die A. S. Strømmens Vaerksted in Strømmen bei Oslo Stahl und Gußeisen im Elektroforer erzeugen.

Norwegen steht in der Gewinnung von Schwefelkies nach Spanien und Japan an dritter Stelle; die Förderung des Jahres 1937 hat über 10 % der Weltförderung betragen. Die Kiese, die aufbereitet 40 bis 45 % S enthalten, sind wegen ihres Kupfergehaltes von großem Wert. Sie werden fast vollständig, teils als Rohkiese, teils als Abbrände, ausgeführt. Nur etwa 8 % der Förderung werden zur Herstellung von Sulfitzellulose in Norwegen selbst benötigt. Die Vorkommen befinden sich in Lökken Verk im Bezirk Drontheim, in Ballangen auf den Ofoten, am Sulitjelma, in Litledö auf der Insel Stord (zwischen Haugesund und Bergen) und auf der in der Nähe liegenden Insel Karmøy bei Kines, ferner in Aalen und Follfalds Verk, schließlich Kupferkiese bei Mo.

Der bedeutendste Betrieb der zehn Schwefelkies abbauenden norwegischen Gesellschaften ist die einer norwegisch-schwedischen Gruppe gehörende Grube Lökken Verk der Orkla Grube A. B. mit über 50 % der Landesförderung. Im Jahre 1938 wurden hier 511 171 t Schwefelkies mit 41,2 % S, 37,5 % Fe und 2,24 % Cu gefördert und aufbereitet. Die dabei im Jahre 1938 angefallenen 332 800 t Schmelzkies wurden in der 25 km von der Grube entfernten Hütte der Tochtergesellschaft Orkla Metal A. S., Lökken Verk, geröstet, wobei 131 145 t Kiesabbrände mit 40,5 % Fe entfielen.

Zu erwähnen sind auch die Kupfer-Nickel-Erzlager in Evje und Hosanger mit den Gruben Litland und Lien, die von der Raffineringsverket A. S. in Kristiansand ausgebeutet werden. Die Förderung der beiden Gruben wird in der Nickel-Kupfer-Hütte in Evje auf eine Nickel-Kupfer-Matte mit 48 % Ni und 34 % Cu verarbeitet.

Die recht bedeutende Förderung von Molybdänglanz wird nur von der Förderung der Vereinigten Staaten übertroffen. Abbauwürdige Vorkommen befinden sich bei Fjotland sowie bei Sörsinset im Nordland. Das Erz wird zu einem Molybdänglanz-konzentrat mit 100 % MoS₂ aufbereitet und vollständig ausgeführt.

Geringere Bedeutung hat die Chromerzförderung. Im Jahre 1938 wurden 508 t Konzentrat mit 45 % Cr₂O₃ gewonnen.

Ebenso ist auch die Förderung von Wolframerzen von geringer Bedeutung, die in Oersdalen seit 1937 versuchsweise aufgenommen wurde. Im ersten Jahr wurden 16,9 t Wolframkonzentrat mit etwa 65 % WO_3 gewonnen.

Auch die Gewinnung von Titan als Rutilerz ist nur von untergeordneter Bedeutung.

Eisenhüttengemeinschaft Ost, G. m. b. H., Krakau.

In Krakau ist die Eisenhüttengemeinschaft Ost, G. m. b. H., als Verkaufssyndikat der Eisenhütten des Generalgouvernements gegründet worden. In ihr haben sich die Stahlwerke des Gouvernements, die Stahlwerke Braunschweig, G. m. b. H., mit den Werken Stalowa-Wola, Starachowice, Ostrowice und die Hugo Schneider AG., Leipzig und Czenstochau, zusammengeschlossen. Die Gemeinschaft kann Zweigniederlassungen im Generalgou-

vernement, im Protektorat Böhmen-Mähren und im Reich errichten. Zu den Aufgaben der Eisenhüttengemeinschaft gehört der Vertrieb der Erzeugnisse der darin zusammengeschlossenen Eisenhütten, besonders der Vertrieb von Halbzeug, Stab- und Bandstahl, Röhrenstreifen, Formstahl, Universalstahl, Walzdraht, Grobblechen, Mittelblechen, Feinblechen, Eisenbahnoberbauzeug, Rillenschienen, Radsatzteilen, Schmiedestücken und Röhren. Die Hütten selbst stellen den unmittelbaren Verkauf an Abnehmer im Generalgouvernement ein. Lieferungen durch die Eisenhüttengemeinschaft Ost erfolgen nur an anerkannte Verbandsgrößhändler. Die Zulassung und Anerkennung dafür haben bisher acht Firmen des Generalgouvernements erhalten. Die Eisenhüttengemeinschaft hat eine Geschäftsführung und einen Verwaltungsrat. Im Verwaltungsrat ist auch die Abteilung Wirtschaft des Generalgouvernements, die Rüstungsinspektion und die Zentralstelle für öffentliche Aufträge vertreten.

Vereins-Nachrichten.

Verein Deutscher Eisenhüttenleute.

Ehrungen.

Unserem Mitgliede Professor Dr. F. Körber, Direktor des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung, Düsseldorf, wurde vom Nippon Kinzokun Gakkai, der Vereinigung japanischer Hüttenleute, die Goldene Honda-Denkünze zuerkannt.

Diese im Jahre 1938 geschaffene Auszeichnung wird alljährlich für hervorragende theoretische oder praktische Leistungen auf dem Gebiete des Eisens oder der Nichteisenmetalle verliehen.

Änderungen in der Mitgliederliste.

<i>Aßmann, Peter</i> , Dr.-Ing., Chemiker, I. G. Farbenindustrie A.-G., Berlin NW 7, Neustädtische Kirchstr. 9—10.	38 004
<i>Bassi, Guido</i> , Dipl.-Ing., Wien 1/6, Elisabethstr. 10/7.	41 001
<i>Behr, Günther</i> , Dipl.-Ing., Sächsische Gußstahlwerke Döhlen A.-G., Glüherei u. Vergüterei, Freital 2; Wohnung: Goetheplatz 9, III.	37 025
<i>Beutel, Heinz</i> , Dr.-Ing., Betriebschef, Deutsche Edelstahlwerke A.-G., Krefeld; Wohnung: Clausewitzstr. 18.	37 034
<i>Bleichert, Max von</i> , Dr.-Ing. E. h., Kgl. Sächs. Kom.-Rat, Generaldirektor i. R., Bad Sachsa (Südharz), Otto-Kaiser-Weg 10.	02 006
<i>Cuscoleca, Otwin</i> , Dipl.-Ing., Walzwerkschef, Hugo Schneider A.-G., Eisenhütte Tschenstochau, Tschenstochau (Generalgouvernement).	34 037
<i>Diether, Fritz</i> , Dipl.-Ing., Oberkommando der Wehrmacht, Heereswaffenamt, Berlin; Wohnung: Berlin-Charlottenburg 5, Kantstr. 83. I.	18 018
<i>Dubonicki, Nikolaus</i> , Dipl.-Ing., Krakau 14 (Generalgouvernement), Brückenstr. 8, II.	29 041
<i>Gisner, Heinrich</i> , Vorstandsmitglied der Rombacher Hüttenwerke, Rombach (Westmark); Wohnung: Hindenburgstr. 30.	28 053
<i>Gleißner, Siegfried</i> , Dipl.-Ing., Stahlwerksassistent, Reichswerke A.-G. für Erzbergbau u. Eisenhütten „Hermann Göring“, Hütte Braunschweig, Watenstedt über Braunschweig; Wohnung: Wolfenbüttel, Lange Herzogstr. 25.	37 125
<i>Gleitz, Karl-Heinz</i> , 1. Assistent des Martinwerkes der Ilseder Hütte, Peine; Wohnung: Gerhardstr. 6.	37 126
<i>Haan, Gottfried</i> , Dipl.-Ing., Frankfurt (Main) 1, Am Dornbusch 8.	06 025
<i>Heischkeil, Werner</i> , Dipl.-Ing., Gruppenvorstand, Fried. Krupp A.-G., Gruppe Stahlwerke, Essen; Wohnung: Essen-Bredenev, Alfredstr. 268.	29 069
<i>Hugo, Erich</i> , Dr.-Ing., Mitarbeiter vom Beauftragten des Reichsministers für Bewaffnung u. Munition bei Wa Chef Ing und Wa Prüf; Wohnung: Berlin-Charlottenburg 2, Bleibtreustraße 41, I.	35 234
<i>Jacobsen, Karl</i> , Dipl.-Ing., Stahlwerkschef, Hugo Schneider A.-G., Eisenhütte Tschenstochau, Tschenstochau (Generalgouvernement), Postfach 141.	35 248
<i>Karlík, Wilhelm</i> , Dipl.-Ing., Techn.-Kaufm. Büro der Skoda-werke, Preßburg (Slowakei), Safarikplatz 3.	32 031
<i>Köhler, Erich-Günther</i> , Dipl.-Ing., Eisen- u. Hüttenwerke A.-G., Abt. Bandstahlwerk, Andernach, Koblenzer Str. 81.	26 056
<i>Lorenz, Hans</i> , Dipl.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Schubertstr. 23.	35 328
<i>Marz, Oswald</i> , Ingenieur, Leiter der Betriebswirtschaftsstelle der Gebr. Böhler & Co. A.-G., Edelstahlwerke Kapfenberg, Werk Deuchendorf, Kapfenberg (Steiermark); Wohnung: Werks-hotel.	36 273
<i>Philippi, Heinrich</i> , Dr.-Ing., Direktor, Vereinigte Deutsche Metallwerke A.-G., Duisburg, Postfach 33; Wohnung: Curtius-straße 1.	09 058

<i>Pinsl, Hans</i> , Reg.-Bergrat, Reichswerke A.-G. für Erzbergbau u. Eisenhütten „Hermann Göring“, Luitpoldhütte, Amberg (Oberpf.); Wohnung: Sulzbacher Str. 103.	30 115
<i>Polaschek, Walter</i> , Dipl.-Ing., Direktionsassistent, Gebr. Böhler & Co. A.-G., Edelstahlwerke Kapfenberg, Kapfenberg (Steiermark); Wohnung: Werkshotel.	34 160
<i>Quaring, Ferdinand</i> , Dipl.-Ing., Vereinigte Hüttenwerke Burbach-Eich-Düdelingen A.-G., Werk Schiffingen; Wohnung: Esch (Alzig/Luxemburg), Redingerstr. 50.	27 213
<i>Riener, Franz</i> , Dipl.-Ing., Schmidhütte Liezen, Liezen (Steiermark); Wohnung: Hotel Fuchs.	39 454
<i>Rösen, Adolf</i> , Betriebsingenieur, Hoesch A.-G., Abt. Hochofen, Dortmund; Wohnung: Dortmund-Hombruch, Löttringhauser Straße 6, I.	38 237
<i>Saßenscheidt, Gustav</i> , Dipl.-Ing., Gröditz über Riesa, Anton-Günther-Weg 6.	36 374
<i>Toepfer, Emil A.</i> , Dipl.-Ing., Wien III/40, Untere Weißgärber-straße 43/6.	02 049
<i>Walther, Ludwig</i> , Dr.-Ing., Direktor der Westdeutschen Wirtschaftsprüfungsgesellschaft m. b. H., Köln-Wien, und der Stahl-forschungsgesellschaft m. b. H., Köln; Wohnung: Aachen, Kaiserallee 22.	31 107
<i>Weißer, Ernst</i> , Dr.-Ing., Metall-, Guß- u. Preßwerk H. Wiehl, Nürnberg; Wohnung: Hotel Deutscher Hof.	36 464

Gestorben:

<i>Blancke, Gustav</i> , Direktor, Köln-Dellbrück. * 9. 1. 1861, † 26. 3. 1940.	10 017
<i>Schubeus, Wilhelm</i> , Oberingenieur i. R., Köln-Mülheim. * 27. 4. 1885, † 22. 3. 1941.	08 092
<i>Siegers, Max</i> , Dipl.-Ing., Direktor a. D., Essen. * 9. 8. 1869, † 21. 3. 1941.	01 034

Neue Mitglieder.

<i>Barich, Karl</i> , Dipl.-Kfm., Prokurist, Geisweider Eisenwerke A.-G., Geisweid (Kr. Siegen); Wohnung: Dillnhütten (Post Geisweid, Kr. Siegen), Provinziallandstr. 2/2.	41 158
<i>Bellmann, Eugen</i> , Ingenieur, Maschinenfabrik Eugen Bellmann, Hagen-Haspe, Schließfach 31; Wohnung: Heubingstr. 24.	41 159
<i>Dümpelmann, Richard</i> , Dr. phil., Dipl.-Ing., Laboratoriumsleiter, I. G. Farbenindustrie A.-G., Frankfurt (Main)-Griesheim; Wohnung: Am Gemeindegarten 11.	41 160
<i>Klein, Ferdinand</i> , Gießereingenieur, Betriebsassistent, Fried. Krupp A.-G., Essen; Wohnung: An St. Stephan 3.	41 161
<i>Koester, Hans</i> , Dr.-Ing., Abteilungsleiter, Bochumer Verein für Gußstahlfabrikation A.-G., Bochum; Wohnung: Graffring 39.	41 162
<i>Lukaszcyk, Joachim</i> , Chefchemiker, Gontermann-Feipers A.-G. für Walzenguß u. Hüttenbetrieb, Siegen; Wohnung: Martin-Luther-Str. 11.	41 163
<i>Neufang, Willi</i> , Betriebsingenieur, Preß- u. Walzwerk A.-G., Abt. A.-G. Oberbilker Stahlwerk, Düsseldorf 1; Wohnung: Hubertus-straße 34.	41 164
<i>Pirkli, Josef</i> , Dr. techn. Ing., o. Professor, Techn. Hochschule Graz, Graz (Steiermark); Wohnung: Rechbauerstr. 16 I.	41 165
<i>Plech, Ernst</i> , cand. rer. met., Wien 27, Böcklinstr. 6.	41 166
<i>Reilmann, Johann</i> , Assistent, Fried. Krupp A.-G., Versuchs-anstalt, Essen; Wohnung: Dahnstr. 32.	41 167

Schmidt, Herbert F., stud. rer. met., Mülheim (Ruhr), Arndtstr. 9. 41 168
Schnabel, Rudolf, Dr. jur., Leiter der Verbindungsstelle Kattowitz der Deutschen Drahtwalzwerke A.-G., Kattowitz (Oberschles.), Schenkendorffstr. 14; Wohnung: Höferstr. 42. 41 169
Siercke, Wolf, Dipl.-Ing., berat. Ingenieur, Deutsche Gold- und Silberscheideanstalt vorm. Roessler, Abt. Durferrit-Glüh- und Härtetechnik, Frankfurt (Main) 1; Wohnung: Frankfurt (Main) 17, Kettenhofweg 114. 41 170
Sliva, Ernst, Dipl.-Ing., Witkowitz Bergbau- u. Eisenhütten-Gewerkschaft, Mähr. Ostrau-Witkowitz; Wohnung: Friedensgasse 4. 41 171

Ungemach, Otto, Dr. phil., Dipl.-Chem., Abteilungsvorsteher, Fried. Krupp A.-G., Essen; Wohnung: Richard-Wagner-Straße 14. 41 172
Vogt, Gerald, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Rombacher Hüttenwerke, Rombach (Westmark). 41 173
Weiskopf, Rudolf, Dipl.-Ing., Betriebsleiter, Berg- u. Hüttenwerks-Gesellschaft, Koksanstalt Ignaz, Mähr. Ostrau-Marienberg; Wohnung: Grubengasse 130. 41 174
Weiß, Franz, Dipl.-Ing., Versuchsingenieur, Staatl. Materialprüfungsanstalt, Stuttgart, Cannstatter Str. 212. 41 175
Willms, Josef, stud. rer. met., Aachen, Friedrichstr. 115. 41 176

Heinrich Pottgießer †.

Eines der ältesten Mitglieder des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute, Heinrich Pottgießer, weiland Hüttendirektor der Eisen- und Stahlwerke Hoesch AG. in Dortmund, starb am 20. Februar 1941. Sein Name wird bei den deutschen Eisenhüttenleuten immer einen guten Klang behalten, ist er doch verbunden mit vielem Bedeutungsvollem in der gewaltigen technischen Entwicklung, die das Eisenhüttenwesen in den Jahrzehnten vor und nach der Jahrhundertwende genommen hat. Das Hoesch-Verfahren zur Gewinnung von Siemens-Martin-Stahl wurde hauptsächlich von ihm ausgebaut und unter Einsatz seiner ganzen Persönlichkeit durchgeführt.

Heinrich Pottgießer entstammte einer alten Dortmunder Familie. Geboren am 7. August 1856, besuchte er das Realgymnasium seiner Vaterstadt und arbeitete längere Zeit praktisch in Maschinenfabriken, Eisenbahnwerkstätten und auf der Heinrichshütte in Hattingen. Als Student auf dem Polytechnikum in Karlsruhe war er Schüler von Grashof und beendete sein Studium auf der damaligen Königlichen Gewerbe-Akademie, der heutigen Technischen Hochschule in Berlin. Seine Laufbahn als Ingenieur begann in der Maschinenbauanstalt Union in Essen. Aber bei dem wirtschaftlichen Darniederliegen der deutschen Eisenindustrie in den 80er Jahren des vorigen Jahrhunderts trat Pottgießer kurz entschlossen am 1. Februar 1881 als Arbeiter in das Puddel- und Walzwerk der Heinrichshütte ein. Pottgießer hat diese praktische Tätigkeit stets als außerordentlich wesentlich für die Vertiefung seiner hüttenmännischen Kenntnisse bezeichnet. Am 1. August 1881 verpflichtete man ihn auf demselben Werke als Walzwerksbetriebsassistenten, und wir sehen ihn nunmehr nacheinander in gleicher Stellung auf dem Peiner Walzwerk, auf dem Grafenberger Walzwerk und auf der Gutehoffnungshütte, Abteilung Neuoberhausen. Hier wurde er zum Walzwerkschef befördert und ging nach einigen Jahren in gleicher Eigenschaft zum Hoerder Verein. Damit waren die Wanderjahre von Heinrich Pottgießer abgeschlossen.

Anfang 1891 hatte Friedrich Springorum die technische Leitung der Eisen- und Stahlwerke Hoesch AG. in Dortmund übernommen. Einer seiner ersten Mitarbeiter wurde Heinrich Pottgießer, der am 1. August 1891 als Betriebschef des Blechwalzwerkes bei Hoesch eintrat. An dem Ausbau dieses bis dahin reinen Stahl- und Walzwerkes mit einer Monatserzeugung von 10 000 t zu einem der größten gemischten Hüttenwerke Deutschlands, der unter der genialen Leitung von Friedrich Springorum im Laufe von drei Jahrzehnten durchgeführt wurde, wirkte Heinrich Pottgießer an hervorragender Stelle mit.

Am 1. April 1898 zum Betriebsdirektor ernannt, wurde er am 1. Oktober 1905 als Hüttendirektor in den Vorstand der Gesellschaft berufen. In Heinrich Pottgießer hat Friedrich Springorum allzeit seinen ersten Vertrauensmann gesehen, und das Vertrauen rechtfertigte Pottgießer in seltener Weise. Fast an sämtlichen Planungen, die der Ausbau des Werkes erforderte, war er beteiligt und hat sie nach genauester Prüfung aller Möglichkeiten in die Tat umgesetzt, mochten sie auf seinem urreigensten Fachgebiet — den Walzwerken — liegen, oder aber auch die Hochofen- und Stahlwerksanlagen betreffen. Jeden technischen Fortschritt studierte er und zog alle Vorteile und Nachteile auf das sorgfältigste ab, bis er zur Einführung einer Neuerung schritt. So arbeiteten die neuen Anlagen bei Hoesch nach der technischen und der wirtschaftlichen Seite vorbildlich. Wie schon angedeutet, ist das größte Verdienst Pottgießers die Ausbildung und Durchführung des Hoesch-Verfahrens zur

Gewinnung von Siemens-Martin-Stahl. Hier zeigt das einschlägige Fachschrifttum, wie die Entwicklung des Verfahrens mit seinem Namen verbunden ist. Als 1912 das neue Siemens-Martin-Stahlwerk bei Hoesch für dieses Verfahren gebaut wurde, wies es die in der damaligen Zeit auf dem europäischen Festland größten feststehenden Öfen von einem Fassungsvermögen von je 100 t auf. Pottgießer hatte die Genugtuung, daß das neue Stahlwerk von der Fachwelt als mustergültig bezeichnet wurde. Es gab kein Gebiet auf der Hütte, das Pottgießer auf Grund seiner Erfahrungen und mit seiner scharfen Durchdenkung aller technischen Zusammenhänge nicht gemeistert hätte. Es sei hier nur an die Verwertung der Hochofengase, an die Einführung der elektrischen Kraftversorgung in die Hüttenbetriebe, an die Beheizung der Siemens-Martin-Öfen mit kaltem Koks-Ofengas, an die Verwertung der Thomasschlacke und des Gichtstaubes erinnert. Besonders hervorgehoben werden müssen noch seine richtungweisenden Arbeiten auf dem Gebiete der Walzenkalibrierung.

Als Heinrich Pottgießer am 1. Dezember 1917 aus gesundheitlichen Gründen sein verantwortungsvolles Amt niederlegte, konnte er seinem Nachfolger einen vorbildlichen Betrieb übergeben. Er ging in den Ruhestand mit dem Bewußtsein, die ihm anvertrauten Aufgaben nach dem Kantischen kategorischen Imperativ der Pflichterfüllung gelöst zu haben.

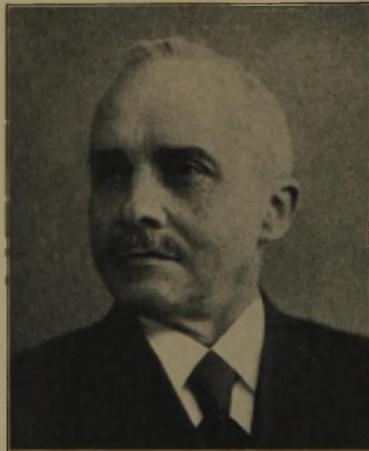
Als echter Sohn der Roten Erde schritt Heinrich Pottgießer aufrecht und schlicht durchs Leben. Er war frei von jeder Eitelkeit, sich seines Wertes bewußt und darum abhold jeglichem Getue. Im Dienst von einer gewissen Verschlossenheit und Herbeheit, haben aber alle, die unter ihm arbeiteten, seinen hohen Gerechtigkeitssinn, seine vornehme Gesinnung und nicht zuletzt seine große Herzensgüte kennenlernen dürfen. Heinrich Pottgießer hat als Aeltester in seinem Geschwisterkreise frühzeitig gelernt, Sorgen für andere zu tragen; mit dem so gewonnenen Verständnis für die Nöte seiner Mitmenschen hat er in der Stille immer geholfen, wo er nur konnte. Seine Untergebenen, ob Ingenieure, Meister oder Arbeiter, verehrten ihn; heute, wo

Heinrich Pottgießer nicht mehr ist, steht er wieder so ganz vor uns als der bedeutende Hüttenmann und als der wertvolle vorbildliche Mensch.

Der unvergeßliche Wilhelm Beumer hat in früheren Jahren auf den Eisenhütten tagen so manches Mal die deutsche Eisenhüttenfrau als Weggenossen und Förderer des Hüttenmannes besungen. Heinrich Pottgießer konnte ein solches Vorbild der deutschen Eisenhüttenfrau als treuen Lebenskameraden sein eigen nennen. In einer glücklichen, fast 50 Jahre dauernden Ehe fand er immer wieder Kraft für sein Schaffen auf dem Werke. Sein Heim wurde oft der Mittelpunkt eines geselligen Lebens, das vor allem den Ingenieuren von Hoesch viel gegeben hat.

Ein gütiges Schicksal beschied Heinrich Pottgießer einen langen Lebensabend. Er, der unter dem Zusammenbruch Deutschlands im Jahre 1918 schwer litt, konnte noch den Wiederaufstieg unseres Vaterlandes erleben. Als Sproß aus altwestfälischem Geschlecht hatte er die Freude, eine große Schar Enkelkinder — und unter diesen eins, das den alten Namen fortsetzen wird — heranwachsen zu sehen. Sie hingen mit Liebe und Ehrfurcht an ihm.

In seiner Familie, unter seinen Freunden und in seinem Bekanntenkreise und nicht zuletzt im Verein Deutscher Eisenhüttenleute wird Heinrich Pottgießer in hohen Ehren fortleben.



Pottgießer