

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 41

9. OKTOBER 1941

61. JAHRGANG

Die Entwicklung der Herdfrischverfahren in Witkowitz.

Von Alfred Rotter in Witkowitz.

[Bericht Nr. 388 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*].

(Entwicklung der Stahlwerksöfen. Gründe für die Aufgabe des Mischerbetriebes. Vergleich der Kosten des Roheisen-Erz-Verfahrens mit denen des Thomasverfahrens. Leistungen und Stoffwirtschaft bei den drei Ofenbauarten von 60 bis 250 t. Phosphatschlacke.)

Ueber die Stahlwerksanlage des Eisenwerkes Witkowitz wurde bereits zweimal eingehend berichtet. Im Jahre 1914 machte F. Schuster¹⁾ die Fachwelt auf eine im großen Stil mit Großraumöfen aufgebaute Siemens-Martin-Anlage und auf ein Roheisen-Erz-Verfahren aufmerksam, das den Wettbewerb mit den anderen Herdfrischverfahren aufnehmen sollte. Im Jahre 1921 wurde nach zehnjährigem Betrieb von J. Puppe²⁾ über die Ergebnisse im Dauerbetrieb berichtet und die Bestätigung der in die Anlage gesetzten Erwartungen in den wichtigen Belangen ausgesprochen.

Nachdem nunmehr weitere Jahre vergangen sind und das Werk seine Eigenart im großen und ganzen beibehalten hat, soll heute zusammenfassend über die seitherige Entwicklung berichtet werden, und zwar über: bauliche und Verfahrensänderungen, wirtschaftliche Bewährung und Betriebszahlen und Ergebnisse, wobei auch die Gaswirtschaft, der Mischerbetrieb und die Rohstoffe berücksichtigt werden sollen.

Bauliche und Verfahrensänderungen.

Im Vergleich zu den früheren Berichten sind an den Öfen folgende Änderungen (Bild 1) vorgenommen worden:

Der feststehende Stahlofen 1 mit 60 t Inhalt erhielt Mollköpfe.

Der feststehende Stahlofen 3 mit 60 t Inhalt wurde in einen Kippofen mit 180 t Inhalt umgebaut.

Der kippbare Ofen 4 mit 60 t Inhalt wurde auf 130 t vergrößert.

Ofen 5, aus den früheren Berichten als Mischer bekannt, konnte ohne besondere Umbauten als Stahlofen mit 250 t Inhalt weiter in Betrieb gehalten werden.

*) Vorgetragen in der Sitzung des Fachausschusses Stahlwerk der Eisenhütte Oberschlesien am 12. Juni 1941. — Sonderdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Post-schließfach 664, zu beziehen.

¹⁾ Stahl u. Eisen 34 (1914) S. 945/54, 994/1000 u. 1031/43.

²⁾ Stahl u. Eisen 42 (1922) S. 1/10 u. 46/54.

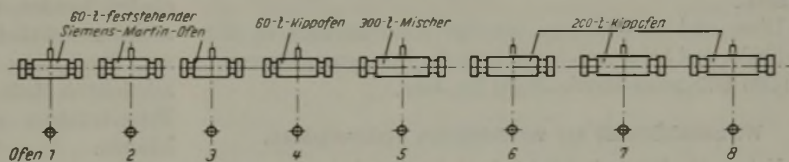
Der Inhalt der großen Kippöfen 6, 7 und 8 konnte von 200 auf 250 t je Ofen vergrößert werden.

5 Kippöfen erhielten Abhitzekeessel.

Von der Auswechslung der Ofenköpfe während der Ofenreise wird jetzt Abstand genommen, seitdem sie mit einem Schutzschild aus Kühlrohren versehen und aus Magnesitsteinen hergestellt sind.

Stand 1921 nach J. Puppe:

Herdfläche der Öfen 296 m²; Gesamtöfeninhalt 840 t; Jahresleistung bei einem zeitlichen Ausnutzungsgrad von 77,5 % = 436 850 t. Durchschnittliche Ofenleistung = 9,2 t/h bei einer durchschnittlichen Herdfläche je Ofen von 42,3 m².



Stand 1941:

Herdfläche der Öfen 394 m²; Gesamtöfeninhalt 1430 t; Jahresleistung bei einem zeitlichen Ausnutzungsgrad von 77,5 % = 700 000 t. Durchschnittliche Ofenleistung: 12,9 t/h bei einer durchschnittlichen Herdfläche je Ofen von 49,2 m².

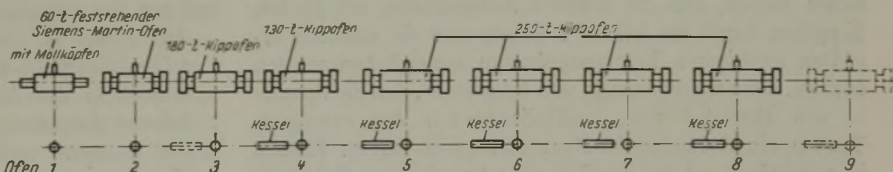


Bild 1. Bauliche Änderungen im Stahlwerk seit 1921.

Durch diese Maßnahmen wurde auf der gleichen Grundfläche des Werkes die Herdfläche der Stahlofen von 296 auf 394 m², d. h. um 33 %, und der Gesamtstahlofeninhalt von 840 auf 1430 t, d. i. um 70 %, vergrößert. Dabei stieg im Durchschnitt aller Öfen die Stundenleistung von 9,2 t/h auf 12,9 t/h, also um 40 % bei einer Vergrößerung der durchschnittlichen Herdfläche je Ofen um 16 %.

Bei der Gasversorgung wurden die Gaserzeuger auf mechanische Beschickung und Schürung umgebaut und das Hochofengas mit Koksofengaszusatz dem Stahlwerk zugeleitet, so daß heute drei Gasarten in beliebigem Mischungsverhältnis zur Verfügung stehen.

Beim Gießbetrieb ergab sich die Notwendigkeit, die Pfannenwirtschaft in eine zweite Halle zu verlegen, um für das Abgießen schwerer Brammen bis 45 t und schwerer Schmiedeblocke bis 110 t Stückgewicht Platz zu schaffen.

Das Schmelzengewicht wurde nach Umbau der Gießkrane und der Kranbahnen von 65 auf 75 t bei den großen

Zahlentafel 1a. Vergleich der Gesteungskosten in den Jahren 1914 und 1936.

Jahr	1914							1936							
	Verfahren	Thomasverfahren				Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen			Thomasverfahren				Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen		
		Ausbringen %	89,5				105,3			89,8				103,6	
	Preis für die t	Gewicht für die t Aus- bringen	RM für die t Ausbringen		Gewicht für die t Aus- bringen	RM für die t Ausbringen		Preis für die t	Gewicht für die t Aus- bringen	RM für die t Ausbringen		Gewicht für die t Aus- bringen	RM für die t Ausbringen		
	RM		einzel	zu- sammen		einzel	zu- sammen	RM		einzel	zu- sammen		einzel	zu- sammen	
Einsatz:															
Thomasroheisen (Stahlroheisen) . .	44,0	1090	47,96		878	38,63		42,8	—	—			805	34,45	
Mischerkosten	—	—	—		—	3,80		—	—	—			—	—	
Mischereisen	—	—	—		—	—		43,2	1068	46,14			—	—	
Schrott	56,0	20	1,12		66	3,70		40,7	40	1,63			154	6,27	
Ferromangan	200,0	6,5	1,30	50,38	6	1,20	47,33	142,5	6	0,86	48,63		6	0,86	41,58
		1116,5			950				1114				965		
Zuschläge:															
Schwedenerze	28,0	—	—		160	4,48		21,5	—	—			179	3,85	
Eigener Zunder . .	15,0	—	—		44	0,66	5,14	19,0	—	—			22	0,42	4,27
Kalk	12,0	150	1,80	1,80	108	1,30		14,2	141	2,00	2,00		100	1,42	1,42
Erzeugungskosten . .				4,64			11,07				6,69			10,04	
Brutto-Gesteungskosten				56,82			64,84				57,32			57,31	
Rückgewinn aus Schlacke und Dampf				4,60			5,15				5,32			4,59	
Netto-Gesteungskosten				52,22			59,69				52,00			52,72	
Verhältniszahlen der Gesteung				100			114,3				100			101,4	

Kippöfen erhöht. Gleichzeitig wurden Einrichtungen geschaffen, um das flüssige Ferromangan mit möglicher Ausschaltung der schweren Gießkrane zu den Stahlöfen zu bringen.

Diese und verschiedene sonstige Einrichtungen in der Gießhalle und bei den Oefen sichern die Erzeugung von rund 720 000 t Siemens-Martin-Stahl im Jahr.

Wirtschaftlichkeit der verschiedenen Stahlverfahren.

Ueber die Wirtschaftlichkeit der verschiedenen Stahlverfahren ist schon von F. Schuster¹⁾, W. Alberts²⁾ und F. Bernhardt⁴⁾ berichtet worden. Die Erstgenannten heben hervor, daß die höheren Anlagekosten der großen Kippöfen durch die höhere Leistung und die dadurch erzielten niedrigeren Erzeugungskosten ausgeglichen werden können. Dies wird bestätigt und festgestellt, daß die Spanne in den Betriebskosten, multipliziert mit den erzeugten Tonnen, ein Vielfaches der Baukostenspanne ergibt. Ebenso ist wiederholt auf den Einfluß der schwankenden Roheisen- und Schrottpreise und die dadurch bedingten wechselnden Roheisen- oder Schrottsätze verwiesen worden. In dieser Beziehung ist ganz allgemein jenes Verfahren im Vorteil, das die Verarbeitung beider Rohstoffe gestattet, und zwar in einem solchen Maße, daß der Vorteil der Preisspanne nicht durch Mehrkosten eines dadurch bedingten Leistungsrückganges ausgeglichen wird. Bei steigenden Schrottpreisen kann der Schrotteinsatz im Kippofen bis auf 8 % ermäßigt und der überschüssige Walzwerksschrott den feststehenden Siemens-Martin-Oefen zugeführt werden. Bei fallenden Schrottpreisen ist die Steigerung des Satzes bis auf den Verbrauch des Schrott-Roheisen-Verfahrens möglich. Neben dieser Anpassungsfähigkeit, die übrigens auch für die zu erzeugenden Stahlsorten weitestgehend Gültigkeit hat, ist, wie gesagt, die wirtschaftliche Bewährung von verschiedenen

Einflüssen abhängig, die nicht leicht auf gleichen Nenner gebracht werden können. Es sollen daher die bisher bekanntgewordenen Betriebskosten mit jenen der letzten Jahre verglichen werden, wobei zu berücksichtigen ist, daß die verschiedenen örtlichen Bedingungen für Löhne, Einkaufspreise und dergleichen den unmittelbaren Vergleich nur im beschränkten Maße zulassen und die in Witkowitz erhaltenen Betriebszahlen nicht ohne weiteres übertragen werden können.

Um die Unterschiede hervortreten zu lassen, ist in *Zahlentafel 1* das Thomasverfahren dem Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen nach den Angaben von Schuster¹⁾ und aus den vergangenen Jahren gegenübergestellt.

Der Zweck ist ein doppelter:

1. sollen beim 250-t-Kippofen die Mengen- und Kostenunterschiede in der Arbeitsweise seit Einführung des Verfahrens dargestellt und
2. ein mengen- und kostenmäßiger Vergleich mit dem Thomasverfahren als dem leistungsmäßig größten Wettbewerber des Roheisen-Erz-Verfahrens angestellt werden können.

Die im Jahre 1914 nach zweijährigem Betrieb veröffentlichten Kosten sind dadurch gekennzeichnet, daß

- a) der Roheisenpreis absolut und relativ gegenüber dem Schrottpreis tiefer lag, so daß der Vorteil des besseren Ausbringens beim Roheisen-Erz-Verfahren nicht in Erscheinung treten konnte,
- b) beim Roheisen-Erz-Verfahren 3,80 RM Mischerkosten aufgewendet wurden, die, wie sich später erwies, gespart werden können, und
- c) die Verarbeitungskosten, bei denen der Kapaldienst unberücksichtigt geblieben ist, mit 11,07 RM mehr als doppelt so hoch lagen als beim Konverterbetrieb.

Der Vorsprung des Roheisen-Erz-Verfahrens im Einsatz wurde unter diesen Bedingungen durch die höheren Erzkosten wieder ausgeglichen, ja sogar überdeckt. Die Verhältniszahlen der Gesteungskosten waren 100 für das

³⁾ Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 1173/84 (Stahlw.-Aussch. 269).

⁴⁾ Stahl u. Eisen 46 (1926) S. 1/7, 39/44, 73/78, 137/42 (Stahlw.-Aussch. 87).

Zahlentafel 1b. Vergleich der Gesteungskosten in den Jahren 1938 und 1940.

Jahr	1938						1940							
	Verfahren	Thomasverfahren			Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen			Preis für die t	Thomasverfahren			Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen		
Ausbringen %		89,6			103,5				89,6			105,6		
	Preis für die t <i>R.M.</i>	Gewicht für die t Aus- bringen	<i>R.M.</i> für die t Ausbringen		Gewicht für die t Aus- bringen	<i>R.M.</i> für die t Ausbringen		Preis für die t <i>R.M.</i>	Gewicht für die t Aus- bringen	<i>R.M.</i> für die t Ausbringen		Gewicht für die t Aus- bringen	<i>R.M.</i> für die t Ausbringen	
			einzel	zu- sammen		einzel	zu- sammen			einzel	zu- sammen		einzel	zu- sammen
Einsatz:														
Thomasroheisen (Stahlroheisen) . .	58,0	1080	62,64		790	45,82		60,0	—	—		870	52,20	
Mischerkosten . . .	—	—	—		—	—		—	—	—		—	—	
Mischereisen	—	—	—		—	—		60,4	1080	65,23		—	—	
Schrott	54,0	30	1,62		170	9,18		40,0	30	1,20		67	2,68	
Ferromangan	200,0	6	1,20	65,46	6	1,20	56,20	234,0	6	1,40	67,83	9,6	2,25	57,13
		1116			966				1116			946,6		
Zuschläge:														
Schwedenerze	28,0	—	—		174	4,87		28,0	—	—		225	6,30	
Eigener Zunder . . .	25,0	—	—		24	0,60	5,47	25,0	—	—		24	0,60	6,90
Kalk	14,2	141	2,00	2,00	93	1,32	1,32	16,0	141	2,26	2,26	87	1,39	1,39
Erzeugungskosten . .				6,69			10,20				6,69			12,81
Brutto-Gesteungskosten				74,15			73,19				76,78			78,23
Rückgewinn aus Schlacke und Dampf				5,10			4,37				5,10			5,08
Netto-Gesteungskosten				69,05			68,82				71,68			73,15
Verhältniszahlen der Gesteung				100			99,7				100			102,0

Thomasverfahren und 114 für das Roheisen-Erz-Verfahren im 250-t-Kippofen.

Im Vergleich des Jahres 1936 sind die Roheisenkosten noch niedriger, denn sie betragen beim Roheisen-Erz-Verfahren ohne Mischerbetrieb 42,80 *R.M.* und beim Thomasverfahren mit Rollmischer 43,20 *R.M.*. Außerdem liegt der Schrottpreis unter dem Roheisenpreis, wenn auch nicht in dem Maße, daß der höhere Schrottsatz beim Roheisen-Erz-Verfahren von 15 % diesem einen besonderen Vorteil einbrächte. Die Kosten des schwedischen Frischerzes, als wichtige Kostenart beim Roheisen-Erz-Verfahren, werden mit dem halben Roheisenpreis berechnet, obwohl bei Werken mit mindestens 50 % schwedischem Erz im Hochofenmüller das Verhältnis Erzpreis zu Roheisenpreis wie 1 : 2,4 stand. Auf dieser Grundlage schwanken die Einsatz- und Zuschlagskosten um 3,36 *R.M.* zugunsten des Roheisen-Erz-Verfahrens. Um diesen Betrag können die Verarbeitungskosten beim Roheisen-Erz-Verfahren höher sein, um gleiche Brutto-Gesteungskosten zu erzielen, was 1936 der Fall war, denn die Verarbeitungskosten großer Werke betragen 6,69 *R.M.* beim Thomasverfahren gegen 10,04 *R.M.* beim Roheisen-Erz-Verfahren. Mit Berücksichtigung des Rückgewinnes ergibt sich das Verhältnis 100 : 101, oder die Feststellung, daß auch bei verhältnismäßig niedrigen Roheisenpreisen, die den Vorteil des höheren Ausbringens weniger deutlich aufkommen lassen, die Kostenangleichung erzielt werden kann.

Im Jahre 1938 waren die Roheisenkosten auf 58 *R.M.* und die Schrott- und Erzkosten dementsprechend angestiegen. Der Erfolg des Roheisen-Erz-Verfahrens beim Einsatz und Zuschlag beträgt 4,47 *R.M.* und deckt den Unterschied in den Verarbeitungskosten, die bis dahin keine wesentliche Änderung erfahren haben.

Schließlich sind die Rohstoffpreise des Vorjahres einem unveröffentlichten Bericht von F. Wesemann⁵⁾ entnommen.

⁵⁾ Vortragsabend der Eisenhütte Oberschlesien am 16. November 1940.

Das Roheisen kostet 60 *R.M.*, der Schrott 40 *R.M.* und das Erz mit 60 % Fe 21 *R.M.*, die jedoch auf 28 *R.M.* entsprechend einem Verhältnis zum Roheisenpreis von 1 : 2,2 zu Ungunsten des Roheisen-Erz-Verfahrens heraufgesetzt wurden. Die Verarbeitungskosten des Roheisen-Erz-Verfahrens sind zwischenzeitig auf 12,81 *R.M.* angestiegen und die Angleichung der Löhne an die oberschlesischen Verhältnisse vollzogen worden. Die Verarbeitungskosten des Thomasverfahrens sind hingegen in gleicher Höhe wie im Jahre 1938 eingesetzt. Der große Unterschied im Einsatz von rund 10,70 *R.M.* deckt die übrigen bei den Zuschlägen und Verarbeitungskosten entstehenden Mehrkosten des Roheisen-Erz-Verfahrens so weit, daß schließlich die Netto-Gesteungskosten um 1,47 *R.M.* je t zu Ungunsten des Roheisen-Erz-Verfahrens abweichen, entsprechend einem Verhältnis von 100 : 102.

Wird auch für das Erz der von Wesemann angegebene Preis von 35 *R.M.* je t Frischerz-Eisen oder 21 *R.M.* je t 60prozentiges Erz eingesetzt, dann ergibt sich ein Verhältnis von 100 : 99,8.

Die Stellung des Duplexverfahrens, des Vorgängers des Roheisen-Erz-Verfahrens in Witkowitz, zu diesem Vergleich ist so, daß in seinem ersten Teil, dem Konverterbetrieb, mehr oder weniger nur die Gießhallenkosten fortfallen, die mit 2,50 *R.M.* zu veranschlagen sind, hingegen im zweiten Teil, dem Ofenbetrieb, nur die gleichbleibenden und beeinflussbaren Kosten gespart werden können, die der größeren Leistung infolge kürzerer Schmelzzeit, hervorgerufen durch den flüssigen Einsatz, entsprechen. Hieraus ergibt sich unter Beachtung des geringeren Ausbringens die Kostenlage gegenüber dem Thomas- und Roheisen-Erz-Verfahren, während qualitätsmäßig beide Verfahren gleichwertig sind.

Nachdem die spätere Entwicklung zeigte, daß die seinerzeit im Mischer geleistete Frischarbeit vom Stahlofen übernommen und überdies eine Leistungssteigerung von 21 % im großen Ofen herausgeholt werden konnte, ist rückzuschließen, daß die von Schuster für den 250-t-Kippofen genannten Erzeugungskosten von 11,07 *R.M.* für einen noch

Zahlentafel 2. Einsatz und Gesteungskosten.

	250-t-Kippofen		130+180-t-Kippofen		60-t-S.-M.-Ofen	
	1914	1938	1914	1938	1914	1938
Ausbringen %	105,3	103,5	104,4	103,2	101,1	95,4
Leistung je Ofentag t	295	370,9	175	303,0	150	209,8
Einsatz:	Gewicht für die t Ausbringen		Gewicht für die t Ausbringen		Gewicht für die t Ausbringen	
Roheisen kg	878	790	837	705	738	495
Schrott kg	66	170	114	258	244	545
Ferromangan kg	6	6	7	6	7	8
Zuschläge:						
Erz kg	160	174	165	172	147	64
Walzzunder kg	44	24	41	22	27	29
Kalk kg	108	90	116	83	109	96
Kalkstein kg	—	6	—	9	—	—
Erzeugungskosten R.M.	11,07	10,20	13,15	10,94	14,31	11,91
Netto-Gesteungskosten R.M.	59,69	57,66	64,32	59,90	67,05	68,54
Verhältnis der Gesteungskosten	100	100	108	103	112	112

nicht eingefahrenen Betrieb Gültigkeit hatten und der Vergleich mit dem eingearbeiteten Thomasverfahren mit ungleichem Rüstzeug angestellt wurde.

Die verschiedenen Einflüsse lassen, wie schon erwähnt, kein völlig klares Bild über die Wirtschaftlichkeit des einen oder anderen Verfahrens erkennen. Die Gegenüberstellung hat deshalb den Wert einer überschläglichen Rechnung. Die Zahlen sollen jedoch die Möglichkeit bieten, den Kern, bestehend aus Ausbringen und Umwandlungs-

oder Verarbeitungskosten, näher beurteilen zu können.

Zu dem Vergleich der drei im Witkowitz Stahlwerk arbeitenden Ofenbauarten, den 250-t-, 180-t- und 130-t-Kippöfen und den feststehenden 60-t-Siemens-Martin-Ofen, sei auf *Zahlentafel 2* verwiesen, in der ebenfalls die Gesteungskosten mit den Preisen des ersten Berichtes berechnet wurden. Auch hier sind die Erzeugungskosten infolge der Leistungssteigerungen ermäßigt und die Gesteungskosten, die früher im Verhältnis 100:108:112 standen, nach Ausgleichung der durch den geänderten Schrottsatz bei dem damals verhältnismäßig hohen Schrottpreis entstehenden Mehrkosten im Einsatz auf 100:103:112 geändert worden. Das Aufholen der mittleren Kippofengruppe ist durch das Hinzukommen des auf 180 t umgebauten dritten Stahlofens zu erklären und bestätigt die Richtigkeit der Entwicklung zum großen Kippofen.

Besprechung der Betriebszahlen.

Bei der Besprechung der Betriebszahlen und Ergebnisse soll besonders auf jene Maßnahmen hingewiesen werden, die zur Leistungssteigerung der Ofen und Verbesserung des Rückgewinnes hinielen.

Vor allem ist die Generatorgaserzeugung auf eine neue Grundlage gestellt worden. Ursprünglich arbeiteten sämtliche Gaserzeuger in einem Sammelkanal, um Gasgüte und Gasdrücke auszugleichen. Diese Anordnung wurde verlassen, weil das störungslose Reinigen der Kanäle undurchführbar und die Einengung des Arbeitskreises jedes einzelnen Gasstochers notwendig war. Als nächste Maßnahme wurden die Kühlmäntel entfernt und schließlich die mechanische Beschickung und Schürung eingeführt. Heute hat jeder Stahlofen zwei mechanische Gaserzeuger und einen gewöhnlicher Bauart als Reserve, falls Störungen in der Koksofengaszufuhr auftreten sollten.

Der Erfolg äußerte sich

1. in der Senkung der Vergasungskosten, indem die Zahl der Gaserzeuger um ein Drittel und die der Gasstocher um zwei Drittel abgebaut werden konnten,
2. in der Güte des Gases, dessen Heizwert von durchschnittlich 1250 auf 1450 WE je m³ verbessert wurde, und schließlich in dem ununterbrochenen Strom der schweren Kohlenwasserstoffe, der eine gleichmäßig leuchtende Flamme zu halten gestattet.

Die Verwendung von Generatorgas bei den Stahlöfen ergibt sich aus der Möglichkeit, selbst bei voller Leistung des Werkes das Hochofen- und Koksofengas in den eisenverarbeitenden Betrieben unterzubringen. Sonntags wird das Koksofengas in einem 165 000-m³-Scheibenbehälter ge-

sammelt, das Hochofengas allerdings zum geringeren Teil abgeblasen. Die Verwendung des überschüssigen Hochofengases an Sonntagen in den Stahlöfen führte zu keinem befriedigenden Ergebnis, weil die Kammertemperatur und der Ofenkopfquerschnitt auf den Generatorgasbetrieb eingestellt sind und die entleuchtete Flamme die bekannten Schwierigkeiten mit dem stärkeren Schäumen des Bades, hohe Gewölbe- und Abgastemperaturen nach sich zieht. Im übrigen erwies sich die Beibehaltung des Generatorgases im Stahlbetrieb als richtig, weil dadurch die Leistungssteigerung bei den Stahlöfen und die Gaspufferung im Gesamtwerke ermöglicht wurde.

Wie schon erwähnt, wird der Flachherdmischer mit 300 t Inhalt seit dem Jahre 1921 als Stahlöfen weitergeführt. Diese Umstellung hätte eigentlich bei den Stahlöfen eine Rückwirkung zeigen müssen, doch ist zu berücksichtigen, daß dieser Mischer nur so lange seinen Zweck erfüllte, als er bei wesentlich eingeschränkter Erzeugung imstande war, als Vorfrischmischer zu arbeiten. Während für den ersten Ausbau des Stahlwerkes mit drei feststehenden 60-t-Ofen, einem 60-t- und einem 250-t-Kippofen die Durchsatzzeit im Mischer bei 14 bis 15 h lag, ging sie nach dem Bau zweier 250-t-Kippöfen und den fortgesetzten Leistungssteigerungen auf 7 h zurück, so daß nicht mehr vorgefrischt werden konnte. Aber auch in den übrigen für den Mischerbetrieb sonst wichtigen Belangen konnten bei den in Witkowitz vorherrschenden Verhältnissen keine wirtschaftlichen Vorteile festgestellt werden.

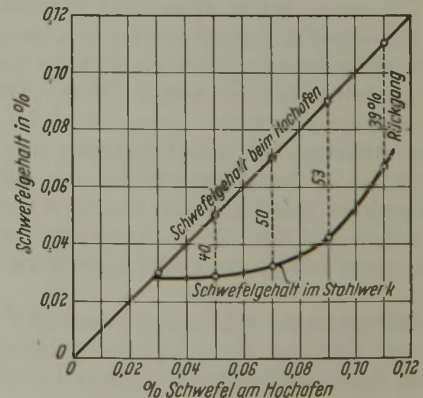


Bild 2. Rückgang des Schwefelgehaltes im Roheisen während der Beförderung.

Bei dem oft genannten Vorteil des Mischerbetriebes, einen Ausgleich der Roheisenabstiche herbeizuführen, ist zu berücksichtigen, daß das Roheisen schon auf dem Wege zum Stahlwerk Veränderungen unterliegt. Bekannt ist der Rückgang des Schwefelgehaltes, der, wie aus *Bild 2* ersicht-

Zahlentafel 3. Veränderung der Roheisenanalyse durch das Umgießen.

Roheisenpfannen	Mangan			Silizium			Schwefel		
	beim Hochofen-abstich %	bei Ankunft Stahlwerk %	beim Eingießen in den Stahlofen %	beim Hochofen-abstich %	bei Ankunft Stahlwerk %	beim Eingießen in den Stahlofen %	beim Hochofen-abstich %	bei Ankunft Stahlwerk %	beim Eingießen in den Stahlofen %
Nicht umgegossene, normal ver-fahrene Pfannen	2,39	2,13	nicht bestimmt	0,32	0,36	nicht bestimmt	0,051	0,038	nicht bestimmt
Veränderungen Hochofen—Ankunft Stahlwerk		— 11			+ 12			— 25	
Umgegossene Pfannen für die Vanadingewinnung	2,10	nicht bestimmt	1,02	0,23	nicht bestimmt	0,055	0,066	nicht bestimmt	0,041
Veränderungen Hochofen—Einguß Stahlofen			— 51			— 76			— 38

lich, bei 0,07 bis 0,09 % am größten ist, nämlich 50 bis 53 % beträgt. Bei höheren Schwefelgehalten sinkt die Verminderung aber infolge des geringeren Mangangehaltes und der niedrigeren Temperatur wieder ab.

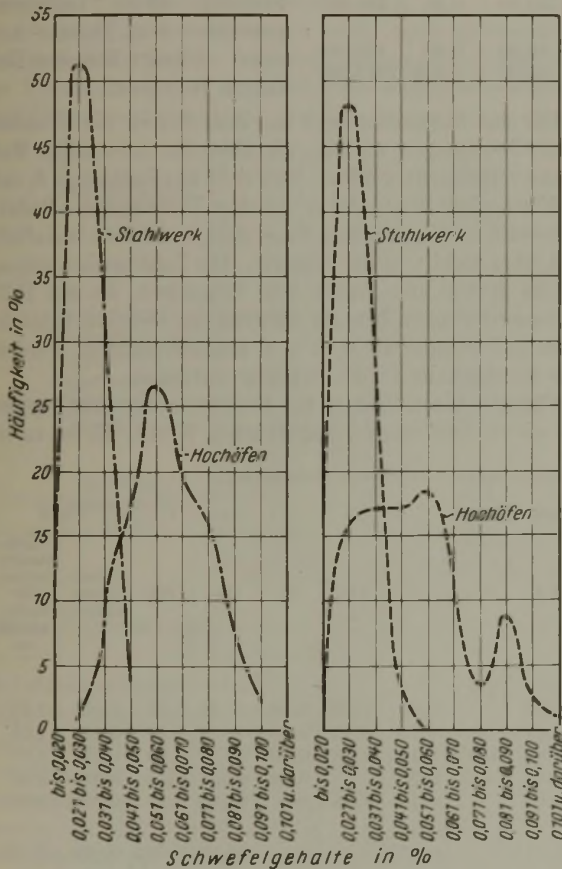


Bild 3. Häufigkeitskurven der Schwefelgehalte im Roheisen am Hochofen und im Stahlwerk.

In Bild 3 ist die Häufigkeit der Schwefelgehalte der nicht umgegossenen Roheisenabstiche zweier Hochofen während zweier Monate zu Beginn und am Ende des Pfannentransportes eingetragen. Die häufigsten Werte von 0,05 bis 0,06 % S am Hochofen werden auf 0,02 bis 0,03 % S im Stahlwerk verringert und damit die für den Stahlofeneinsatz so wichtige Gleichmäßigkeit erzielt.

Bis zur Einführung der Ferrovanadingewinnung und der damit verbundenen Veränderung des Roheisens wurden auch ohne Mischer bemerkenswerte Leistungssteigerungen zustande gebracht, wengleich in Zeiten stark schwankenden und vor allem matten Roheisens die Betriebsführung erschwert wurde. Diesen mischerlosen Betrieb ermöglichte die Größe des Ofenraumes, die an sich zur Mischung und Speiche-

rung beiträgt, indem je Ofen auf einen Badrückstand von 80 bis 100 t vier Roheisenpfannen von zwei Hochöfen und hierzu 15 t Schrott neben 18 t Fe aus dem Frischerz eingebracht werden.

Hinsichtlich der Speicherkapazität des Mischers ist weiter zu berücksichtigen, daß verhältnismäßig wenig Sonntagsroheisen anfällt. Die letzte Pfanne wird am Sonnabend um 17 Uhr und die erste zur Füllung der Oefen schon am Sonntag um 4 Uhr, also nach 11stündiger Pause geliefert. Die anfallenden 500 bis 600 t festen Roheisens können während der Woche aufgearbeitet werden, wobei je Schmelze etwa 3 t zuzusetzen sind.

Für die Weiterführung des Mischers als Stahlofen war das Mißverhältnis zwischen dessen Inhalt und dem stoßweisen großen Bedarf der Kippöfen, der zeitweise zur völligen Entleerung des Mischers führte, ausschlaggebend. Seither konnte der Mischerbetrieb nicht wieder aufgenommen werden, weil Krisen und Betriebseinschränkungen die Wirtschaftlichkeit nicht gewährleisten. Auch jetzt muß bis zur völligen Ausnützung der Blockstraßenleistung zunächst die Erzeugungsmöglichkeit der Stahlofen erweitert werden, weil bei ungefährl gleichen Anlagekosten mehr Stahl geschafft und eine weitere Verbilligung der Erzeugungskosten erzielt werden kann.

Das für die Oxydation des Vanadins notwendige Umgießen des Roheisens, dem Walzzunder oder Konzentrate zugesetzt werden, verändert das Roheisen chemisch und physikalisch in einem Maße, daß die Auswirkungen im Stahlwerk deutlicher fühlbar sind (Zahlentafel 3). Dies um so mehr, als nur eine gewisse Anzahl Pfannen behandelt werden und beträchtliche Unterschiede in der Roheisenzusammensetzung bestehen. Die Abnahme des Mangangehaltes beträgt beim nicht umgegossenen Roheisen nur 11 %, beim umgegossenen Roheisen dagegen bis zu 51 % des ursprünglichen Gehaltes beim Hochofen. Das Silizium geht um rund drei Viertel des Gehaltes und der Schwefelgehalt um 38 % zurück. Diese Veränderungen und der Temperaturverlust bedingen bei höheren Roheisensätzen ein heißeres Roheisen, dessen Kohlenstoffgehalt das bekannte Schäumen der Bäder mit seinen Begleiterscheinungen hervorruft.

Der Rückgang des Mangangehaltes im Roheisen ist aus der Manganbilanz eines Jahres, in dem noch kein Vanadin erzeugt und deshalb noch nicht umgegossen wurde (Zahlentafel 4), gegenübergestellt einem Jahre, in dem rund 60 % des Roheisens umgeschüttet werden mußten. Das Roheisen hatte in dem einen Fall durchschnittlich 2,86 % Mn und in der Gegenüberstellung 1,93 % beim Eingießen im Stahlwerk. Bei sonst wenig verschiedenen Einsatzverhältnissen wurden je Schmelze von 150 t Gewicht im erstgenannten Jahre durchschnittlich 3,5 kg Mn in den Stahlofen eingebracht und im anderen Falle nur 2,6 kg Mn, demnach um 25 % weniger.

Zahlentafel 4. Manganbilanz bei der Vanadingewinnung.

	Ohne Vanadingewinnung				60 % des Roheisens für die Vanadingewinnung umgegossen			
	kg je t Stahl	t je Schmelze	Mangan in %	Mn-Menge kg je Schmelze	kg je t Stahl	t je Schmelze	Mangan in %	Mn-Menge kg je Schmelze
Einsatz:								
Roheisen flüssig . . .	649	97,35			666	99,90		
hiervon nicht umgegossen	649	97,35	2,68	2608,98	237	35,55	2,54	902,97
umgegossen	—	—	—	—	429	64,35	1,41	907,33
Roheisen fest	126	18,90	2,68	506,52	124	18,60	2,54	472,44
Roheisen insgesamt	775	116,25		3115,50	790	118,50		2282,74
Badrückstand		80,00	0,252	201,60		80,00	0,20	160,00
Schrott	180	27,00	0,55	148,50	170	25,50	0,55	140,25
Erz (insgesamt)	195	29,25	0,20	58,50	174	26,10	0,20	52,20
Walzzunder	18	2,70	0,30	8,10	24	3,60	0,30	10,80
Ferromangan fest (in den Ofen)				3532,20				2645,99
Summe	1,92	0,288	52,78	152,00	1,65	0,247	60,00	198,00
Summe				3684,20				2843,99
Ausbringen:								
Stahl abgestochen	1000	150,00	0,252	378,00	1000	150,00	0,20	300,00
Stahl im Badrückstand		80,00	0,252	201,60		80,00	0,20	160,00
Schlacke	232	34,80	8,921	3104,60	220	33,00	7,224	2383,99

Bei ungefähr gleichem Mangengehalt der ersten Stahlvorproben war es nicht notwendig, Ferromangan zuzuführen, um den Fehlbetrag auszugleichen. Es ist also auch beim Roheisen-Erz-Verfahren möglich, durch Senkung des Mangengehaltes im Roheisen Einsparungen ohne Verschlechterung der Stahlgüte zu erzielen. Heute hat das Roheisen nur noch durchschnittlich 1,4 % Mn, und es ist zu erwarten, daß die Stahlwerker nach der nun bald ablaufenden Beobachtungszeit den Manganverbrauch im Stahlwerk selbst weiter senken werden.

Neben dem Roheisen ist von großem Einfluß das Frisch-erz, von dem im Kippofen rund 200 kg je t Stahl und

Für das Eisenausbringen aus dem Erz ist die Kenntnis jener Eisenmengen wichtig, die über das notwendige Maß hinaus verschlackt werden. Man sieht aus *Zahlentafel 6*, daß der Eisengehalt der Schlacke von dem Verhältnis der Reduktionsstoffe im Einsatz zum Sauerstoff im Einsatz beeinflusst wird, aber nicht von der Erzsorte. Die Zahlenreihen zeigen, daß im großen und ganzen jene Schmelzen, die mit Hilfe des Sauerstoffes im Einsatz während der üblichen Schmelzdauer auf weniger als 0,10 % C heruntergefrischt wurden, hohe Eisengehalte in der Schlacke aufweisen.

Für den Wärmebedarf zur Reduktion der Erze ergeben sich die in *Zahlentafel 7* angeführten Werte. Es ist zu er-

Zahlentafel 5. Zusammensetzung der Frischerze (Jahresdurchschnitte).

	Zusammensetzung in %														% P	
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	S	TiO ₂	F	Fe	Mn	Jahres-durchschnitt	Durchschnitt bei den Versuchs-schmelzen
Magneteisensteine:																
A Kiruna	2,33	0,30	61,36	24,12	0,27	5,24	1,01	4,40		0,06	0,20	0,28	61,66	0,21	1,92	2,25
B Grängesberg	6,01	2,65	62,86	21,24	0,17	2,62	1,41	2,23	0,26	0,106	0,25	0,18	60,43	0,14	0,97	1,08
C Gällivare	4,33	2,33	66,45	20,72	0,10	1,80	1,22	1,81	0,363	0,146	0,48	0,10	62,53	0,08	0,79	1,07
D Kapten	3,22	3,29	62,15	26,81	0,28	1,41	1,30	0,80	0,22	0,08		0,04	64,31	0,22	0,36	0,31
E Freja	5,49	2,73	61,43	27,65	0,22	0,63	1,03	0,06		0,10	0,88	Sp.	64,45	0,17	0,026	0,08
Roteisenstein:																
F Kriwoi-Rog	3,46	1,76	93,15	1,14	0,054 Mn ₂ O ₄	0,05	Sp.	0,045		0,032			66,04	0,042	0,019	0,035
G Walzzunder	1,65	0,52	38,38	58,13	0,88	0,10	0,29	0,09		0,16			72,07	0,64	0,04	0,067

Zahlentafel 6. Reduktionsstoffe und Sauerstoff im Frischerz.

Bezeichnung	Erzsorte	Eisengehalt der Schlacke	Zusammensetzung der Vorprobe			Schmelzen mit mehr als 0,10 % C in der Vorprobe			Schmelzen mit weniger als 0,10 % C in der Vorprobe			Theoretischer Sauerstoffbedarf		
			C	Mn	P	Reduktionsstoffe	Sauerstoff im Einsatz	kg Sauerstoff je kg Reduktionsstoff	Reduktionsstoffe	Sauerstoff im Einsatz	kg Sauerstoff je kg Reduktionsstoff	Sauerstoff	kg Sauerstoff je kg Reduktionsstoff	
		%	%	%	%	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	
A	Kiruna	7,94	0,13	0,32	0,04	10 716	8610	0,80					9314	0,87
B	Grängesberg	6,65	0,12	0,42	0,07	9 943	7797	0,78					8628	0,87
C	Gällivare	15,71	0,05	0,21	0,04				8 994	8155	0,91		8622	0,96
D	Kapten	8,23	0,08	0,38	0,08				9 157	8208	0,90		8677	0,95
E	Freja	7,48	0,12	0,36	0,07	10 175	8292	0,82					9234	0,91
F ₁	Kriwoi-Rog	18,51	0,04	0,18	0,04				9 759	9368	0,97		9625	0,98
F ₂	Kriwoi-Rog	12,46	0,06	0,24	0,04				10 122	9834	0,97		9908	0,98
F ₃	Kriwoi-Rog	8,65	0,24	0,33	0,06	9 471	7630	0,81					8632	0,91
G	Walzzunder	8,76	0,17	0,42	0,08	9 259	8206	0,89					8402	0,90

140 000 t im Jahre unter Umgehung des Hochofens in Stahl verwandelt werden. Für die Wahl der wirtschaftlichsten Erzsorte sind neben dem Eisengehalt und Erzausbringen die Art der Sauerstoffverbindung und der Phosphorgehalt maßgebend. Die verwendeten Erze sind in *Zahlentafel 5* zusammengestellt. Die Beobachtungen beziehen sich auf die Ermittlung der für das Roheisen-Erz-Verfahren günstigsten Erzsorte unter besonderer Berücksichtigung der Phosphatschlacke als jenem Faktor, der die wirtschaftliche Stellung dieses Verfahrens gegenüber dem Thomas- und dem Schrott-Roheisen-Verfahren begründet.

Zahlentafel 7. Wärmemengen für das Freimachen von 1 kg Sauerstoff im Erz.

Bezeichnung	Erzsorte	FeO	Sauerstoffgehalt	Sauerstoffabgabe je 1000 kg Erz	WE für das Freimachen des Sauerstoffes	Fe ₂ O ₃	Sauerstoffgehalt	Sauerstoffabgabe je 1000 kg Erz	WE für das Freimachen des Sauerstoffes	Gesamt-Sauerstoffabgabe je 1000 kg Erz	Gesamt aufzuwendende Wärme	Aufzuwendende Wärmemenge je 1 kg Sauerstoff	Gesamt-mögliche Kohlenstoff-Verbrennung je 1000 kg Erz
		%	%	kg		%	%	kg		kg	WE	WE/kg	kg
A	Kiruna	24,12	5,36	53,6	220 082	61,36	18,40	184,0	766 728	237,6	986 810	4153,2	178,2
B	Grängesberg	21,24	4,72	47,2	193 803	62,86	18,85	188,5	785 480	235,7	979 283	4154,7	176,8
C	Gällivare . . .	20,72	4,60	46,0	188 876	66,45	19,93	199,3	830 483	245,3	1 019 359	4155,5	184,0
D	Kapten	26,81	5,95	59,5	244 307	62,15	18,64	186,4	776 729	245,9	1 021 036	4152,2	184,4
E	Freja	27,65	6,14	61,4	252 108	61,43	18,42	184,2	767 561	245,6	1 019 669	4151,7	184,2
	Durchschnitt			53,5	219 835			188,5	785 396	242,0	1 005 231		
F	Kriwoi-Rog	1,14	0,25	2,5	10 265	93,15	27,94	279,4	1 164 260	281,9	1 174 525	4166,4	211,4
G	Walzzunder	58,13	12,91	129,1	530 085	38,38	11,51	115,1	479 622	244,2	1 009 707	4134,7	183,2

sehen, daß der Wärmebedarf beim Lösen des Oxyderzes um rund 17 % höher ist als bei den Oxydoxydulernen, daß aber dieser Unterschied bei der spezifischen Wärmemenge für je 1 kg Sauerstoff durch die höhere Sauerstoffabgabe des Oxyderzes zum Teil wieder ausgeglichen wird.

Die Eignung des Oxyderzes wurde auch praktisch bestätigt, indem neben der Sauerstoffmenge auch die Zeitdauer der Erzreduktion oder Oxydation der Reduktionsstoffe bei fünf Oxydoxydulerschmelzen, drei Oxydschmelzen und einer

daß das phosphorärmste Erz, das Kriwoirog-Erz mit 0,035 % P, den besten Wert (1,91) liefert. Diese Ergebnisse beruhen auf dem Einfluß des Fluors, denn der in den Lappländerzen vorkommende Apatit ist vorwiegend Fluorapatit mit 3,77 % F.

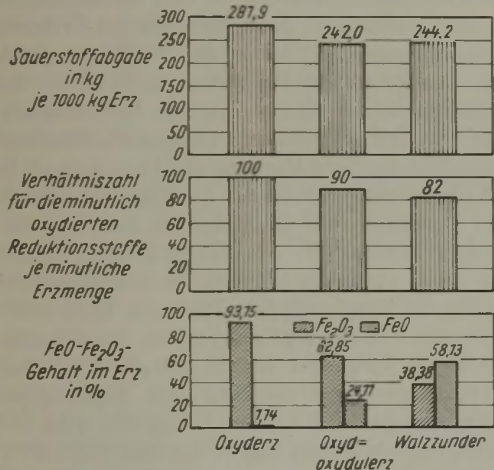


Bild 4. Gegenüberstellung der Frischwirkung und der Art der Sauerstoffverbindung.

Walzzunderschmelze ermittelt wurde, wie aus Zahlen-tafel 8 ersichtlich ist. Aus dem Unterschied zwischen den Reduktionsstoffen im Einsatz und jenen der ersten normalen Vorprobe wurden die oxydierten Mengen bestimmt und auf die eingesetzten Erzmengen umgerechnet. Bei Außeracht-lassung der Zeit ergaben sich in der Mengenverschiebung zwischen Bad und Schlacke nahezu gleichartige Verhältnisse in allen drei Gruppen. Die Unterschiede werden deutlicher, sobald die oxydierten Reduktionsstoffe und der Erzver-brauch auf die Zeitdauer der Schmelzen umgerechnet und das Verhältnis der je Minute oxydierten Bestandteile des Ein-satzes auf die Erzmenge berechnet wird. Es ergeben sich in Bild 4 die Verhältniszahlen 100 für das Oxyderz, 90 für das Oxydoxydulerschmelze und 82 für den Walzzunder.

Der Einfluß des Phosphorgehaltes in den Erzen auf die Phosphorgehalte der Schlacken erhellt aus Bild 5. Die Ge-samtphosphorsäure wird durch die Phosphorgehalte der Kiruna- und Grängesberg-Magneterze wesentlich erhöht. Bei den übrigen ist der Einfluß gering, weil Roheisenphosphor und Schlackenmenge bereits überwiegen. Hingegen fällt bei den ersten die Löslichkeit der Phosphorsäure auf 70 und 67 % und die der mit Gällivare-Erzen hergestellten Schmelzen auf 81,8 %. Es wurde ein Wertfaktor berechnet, der anzeigt,

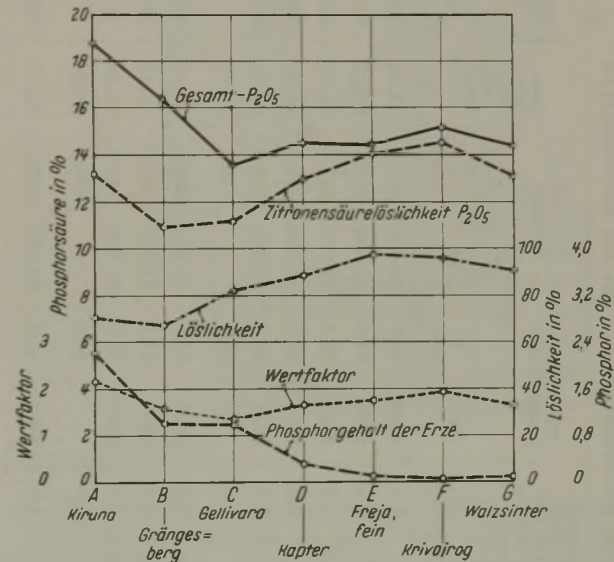


Bild 5. Phosphor in Erz und Schlacken.

Was den Schwefelgehalt des Erzes anbelangt, kann dieser, weil nur nach Eisengehalt gekauft wird, Gehalte er-reichen, die nicht ohne Rückwirkung auf den Schwefelgehalt des Stahles sein können. Während sich die Schwefelgehalte in den schwedischen Erzen meist zwischen 0,02 und 0,06 % bewegen, steigen sie mitunter bis 0,16 %, die, falls der Schmelzverlauf die Bindung an freien Kalk durch lebhaftes Kochen nicht ermöglicht, zu übermäßigen Schwefelgehalten im Stahle führen können.

Die an sich hohen Kalksätze des Roheisen-Erz-Ver-fahrens und die Klärung der Frage, wie sich die Teilung des Kalk- und Erzbedarfes im Einsatz und Nachsatz auf den Schmelzverlauf auswirkt, waren Veranlassung zu zwei Ver-suchsschmelzen (Bild 6), von welchen bei Schmelze I 8,6 % Kalk im Einsatz und 1,5 % im Nachsatz, bei Schmelze II 5,5 % Kalk im Einsatz und 2,8 % im Nachsatz gesetzt wurden. Diese erhielt überdies das etwas härtere Roheisen in rascherer Aufeinanderfolge, um den Einfluß der zu er-wartenden frühen Schaumschlacke kennenzulernen; denn diese Schlacke muß naturgemäß stark sauer sein, so daß der später schmelzende Kalk für die Entstehung der basischen Schlacke stärker in Erscheinung treten müßte. Die Ueber-prüfung des Kalkeinsatzes war um so notwendiger, als große Schlackenmengen der Reduktion des Manganoxyduls und

Zahlentafel 8. Sauerstoffmenge für die Erzreduktion.

Bezeichnung	Erzsorte	Gewicht des flüssigen Stahles Restbad + Einsatz		Reduktionsstoffe im Einsatz		Oxydierte Reduktionsstoffe		Reduktionsstoffe zur Zeit der ersten normalen Vorprobe		Theoretischer Sauerstoffbedarf		Erzmenge		Sauerstoffgehalt des Erzes %	Sauerstoffmenge aus dem Erz		Zeitdauer der Oxydation min	Oxydierte Reduktionsstoffe		Erzmenge kg je min	Minutierte Reduktionsstoffe je kg minutliche Erzmenge	Verhältniszahlen, wenn Oxydiergleich 100
		kg	je t Stahl	kg	je t Stahl	kg	je t Stahl	kg	je t Stahl	kg	je t Stahl	kg	je t Stahl		kg	je min		kg	je min			
A	Kiruna	232,96	46,0	10 716	40,8	9519	5,1	1197	5,1	9314	40,0	36 000	154,5	23,76	8553	36,7	473	20,1	76,1	0,26		
B	Grängesberg	231,56	42,9	9 943	36,7	8485	6,3	1457	6,3	8628	37,3	32 900	142,1	23,57	7754	33,5	420	20,2	78,3	0,26		
C	Gällivare	232,27	38,7	8 994	35,4	8211,6	3,3	772,4	3,3	8622	37,1	33 070	142,4	24,53	8112	34,9	430	19,1	77,0	0,25		
D	Kapten	224,3	40,8	9 157	35,2	7895	5,6	1260	5,6	8677	38,7	33 300	148,5	24,59	8188	36,5	430	18,4	77,4	0,24		
E	Freja	241,8	42	10 175	36,2	8760	5,8	1414	5,8	9234	38,2	33 600	139,0	24,56	8251	34,1	475	18,4	70,7	0,26		
	Durchschnitt		42,1		36,9		5,2		5,2		38,2		145,2	24,20		35,1		19,2	75,8	0,253	90	
F ₁	Kriwoi-Rog	253,9	38,4	9 757	35,6	9037,2	2,8	718,2	2,8	9625	37,9	33 150	130,6	28,19	9345	36,8	445	20,3	74,5	0,27		
F ₂	Kriwoi-Rog	240,6	42,1	10 122	38,6	9283,7	3,5	838,3	3,5	9908	41,2	34 800	144,6	28,19	9810	40,8	422	22,0	82,5	0,27		
F ₃	Kriwoi-Rog	233,13	40,6	9 471	35,5	8266,7	5,2	1204,3	5,2	8632	37,0	27 000	115,8	28,19	7611	32,6	395	20,9	68,4	0,30		
	Durchschnitt		40,3		36,5		3,8		3,8		38,7		130,5	28,19		36,7		21,1	75,2	0,28	100	
G	Walzunder	236,3	39,2	9 259	32,3	7632,1	6,9	1626,9	6,9	8402	35,6	33 250	140,7	24,42	8119	34,3	523	14,6	63,6	0,23	82	

der Erzeugung hochphosphorhaltiger Schlacke hindernd im Wege stehen.

Beim Vergleich dieser Schmelzen aus dem 250-t-Ofen ergeben sich bemerkenswerte Unterschiede im Verlauf des Schmelzens und namentlich bei der Entphosphorung. Dieses Bild gewährt gleichzeitig einen Einblick in den Reaktionsablauf einer Roheisen-Erz-Schmelze im großen Kippfen. Sowohl Metall- als auch Schlackenproben wurden von dem Zeitpunkt genommen, wo die Probenahme überhaupt möglich wurde, um die Entwicklung vor dem völligen Aufschmelzen kennenzulernen.

Der Reaktionsverlauf beginnt mit der Verbrennung des Mangans, das sofort zum großen Teil als Mangansilikat verschlackt, und zwar um so stärker, als Silizium aus dem Roheisen und Kieselsäure aus dem Erz im Einsatz eingebracht werden. Mit zunehmender Basizität wird das Silikat zerlegt und die Reduktion des Oxyduls durch den um diese Zeit stark reagierenden Kohlenstoff vorgenommen. Entsprechend dem Gleichgewichtszustand ist der Mangangehalt des Bades um so höher, je niedriger das Eisenoxydul und je höher das Manganoxydul in der Schlacke ist; die Reduktion wird bei Schmelze II nur durch den Erzzusatz von 2800 kg gestört, der nötig war, um die weitere Reduktion der Phosphorsäure und das weitere Ansteigen des Phosphors, der zwischenzeitig im Stahl beträchtlich angestiegen war, hintanzuhalten.

In der Unsicherheit, beim Roheisen-Erz-Verfahren mit der anzustrebenden Oxydation des Phosphors gleichzeitig auch den Kohlenstoff als Reduktionsmittel für das Manganoxydul schwächen zu können, liegt die Notwendigkeit einer hochbasischen Schlackenführung während des Einschmelzens. Sie ermöglicht die Verschlackung des Phosphors als beständiges Kalkphosphat und fördert die Möglichkeit der Reduktion des Manganoxyduls durch den um diese Zeit sehr reaktionsfähigen Kohlenstoff. Als Beispiel diene die Schmelze I, bei der auch trotz des höheren Eisenoxydulgehaltes die Reduktion des Manganoxyduls durch den Kohlenstoff, dem kein Erzsauerstoff zur Verfügung stand, vor sich ging.

Aus diesen Vorgängen erklärt sich die oft beobachtete Zusammenhanglosigkeit zwischen dem Mangangehalt des Roheisens und jenem der ersten Ofenprobe, denn zwischen beiden liegt die Oxydation und Reduktion, wobei diese nicht nur von der Konzentration des Mangans in der Schlacke, sondern gleichzeitig auch von der Basizität abhängig ist.

Die Entphosphorung geht bis ungefähr 1½ h vor dem vollständigen Aufschmelzen gleich rasch vor sich bei ungefähr gleichem Verlauf der Entkohlung. Der Phosphorsäuregehalt der Schmelze II liegt mit 16 % um rund 1 % höher als bei Schmelze I. Im späteren Verlauf fällt bei Schmelze I der Phosphorgehalt im Bad bis zum Aufschmelzen langsamer weiter ab und erreicht beim Fertigmachen den Tiefpunkt von 0,03 %. Bei der kalkärmeren Schmelze jedoch beginnt bereits bei 0,11 % P eine Stunde vor dem Einschmelzen die Reduktion der Phosphorsäure. Das Steigen des Kalkgehaltes aus dem Einsatz verursacht in beiden Fällen Reduktion des Mangan- und Eisenoxyduls und dann die Reduktion der Phosphorsäure durch den Kohlenstoff, wenn nicht bis dahin, wie gesagt, die Umwandlung des Eisenphosphats in das beständige Kalkphosphat mit Hilfe eines Kalküberschusses stattgefunden hat.

Die neu entstandene Phosphorspitze der Schmelze II von 0,15 % muß dann durch weitere Erz- und Kalknachsätze heruntergearbeitet werden, was schließlich in der neunten Stunde nach Erreichung eines freien Kalkgehaltes von 5 % erzielt wird. Bis dahin geht die Entphosphorung langsam vor sich. Wenn auch zuletzt in beiden Fällen nahezu gleiche Phosphorgehalte erreicht werden, so zeigt die Schmelze II noch die Begleiterscheinung der zu weit gegangenen Entkohlung durch die Erz- und Zundernachsätze bis auf 0,05 % C

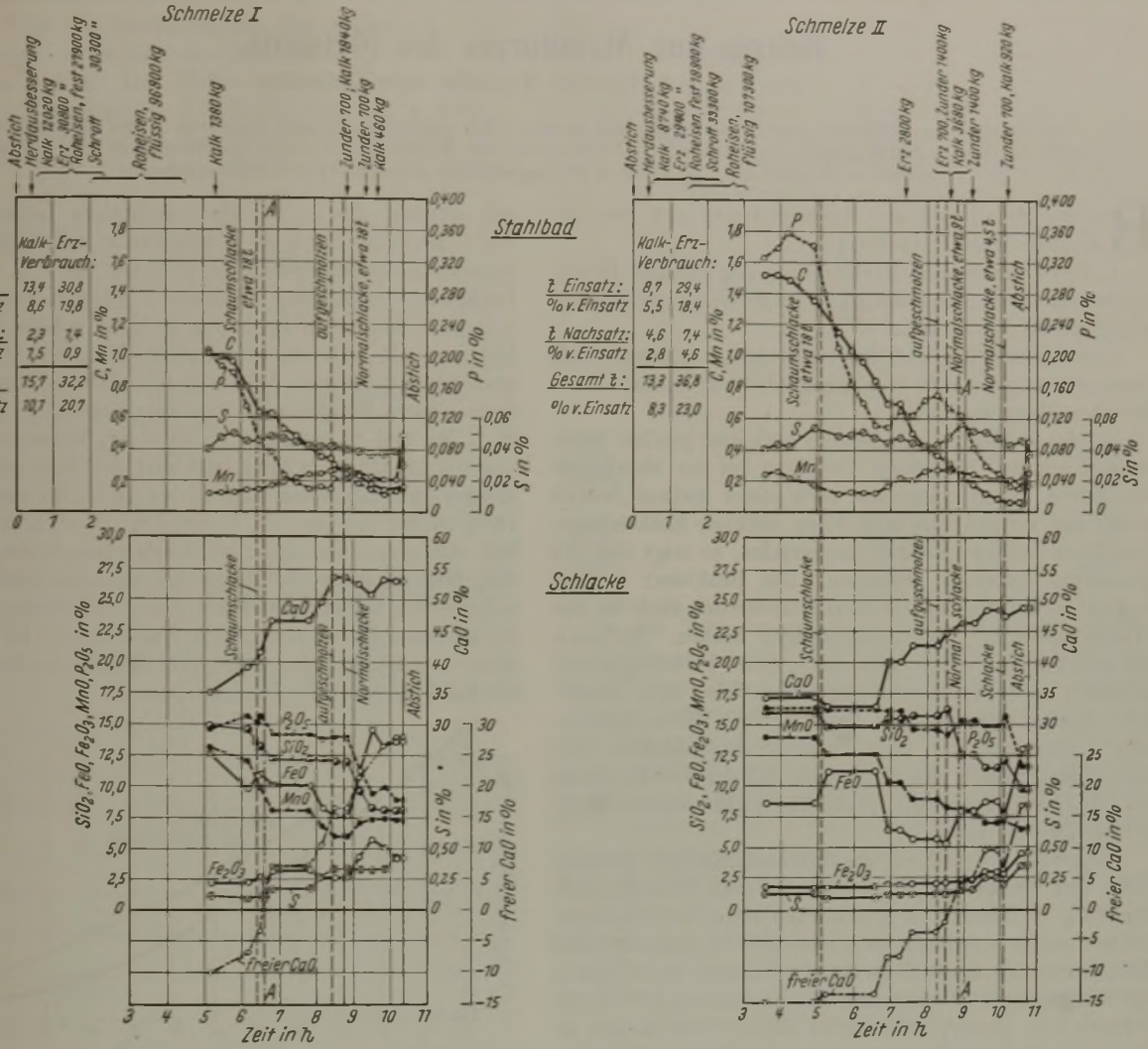


Bild 6. Verlauf von zwei Versuchsschmelzen.

gegenüber 0,13 % bei der kalkreicheren. Das Schmelzgewicht der Schmelzführung liegt dann beim Fertigmachen, das durch wiederholte Kalk- und Erznachsätze sowie durch Zeitverlust gekennzeichnet ist. Es wird daher angestrebt, den Einsatz so zu bemessen, daß mit möglichst wenig Nachsätzen eine selbstgehende Schmelze und dabei als Nebenerzeugnis eine möglichst reiche Phosphatschlacke erzielt wird.

Die bei plötzlichen Reaktionen abfließenden frühen Schaumschlacken haben zwar höhere Phosphorsäuregehalte bei allerdings schwankenden Zitronensäurelöslichkeiten, aber auch höhere Manganoxydulgehalte. Im übrigen ist ihr Einfluß gering, weil der nachher schmelzende Einsatz von Kalk, Erz und festem Roheisen die Schlackenmenge und Zusammensetzung völlig ändert.

Die Beziehung zwischen Phosphorgehalt und freiem Kalk ist aus Bild 7 zu ersehen. Es zeigt das Zurückbleiben der Entphosphorung bei Schmelze II; denn sie beginnt erst nach dem Einschmelzen mit der Bildung des freien Kalkes. Bei Schmelze I ist bereits vor dem Einschmelzen so viel freier Kalk vorhanden, um die Bindung des Phosphors ohne Reduktionsgefahr und dessen weitestgehende Oxydation erzielen zu können.

Der Nullpunkt für den freien Kalk ist auch bei der Schlackenprobe der Beginn des Erscheinens der als basisch bezeichneten glatten glänzenden Oberfläche. Er muß noch vor dem vollständigen Aufschmelzen des Bades, d. h. vor dem Schlackenziehen durchlaufen sein. Kann dies infolge geringerer Basizität nicht bewirkt werden, dann ist die

Reduktion der Phosphorsäure durch den um diese Zeit noch hohen Kohlenstoffgehalt zu gewärtigen und macht die weitere Entphosphorung durch eine zweite Kalkschlacke mit Erzzugabe, die dann die Entkohlung auf 0,05 % mit sich bringt, nötig. Die im späteren Verlauf des Kippfenverfahrens anfallenden Eisenoxydulgehalte der Schlacken sind

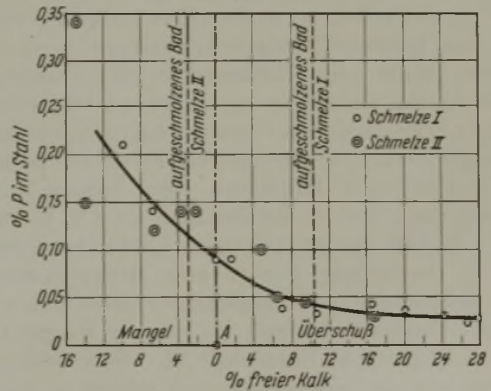


Bild 7. Einfluß des freien Kalkes auf die Entphosphorung bei den beiden Versuchsschmelzen.

nicht maßgebend, weil die Konzentration von den erzeugten Schlackenmengen und eingesetzten Erzmengen abhängig ist. Bei Beachtung der Schlackenmenge sind die Eisenverluste bei Schmelze I geringer. Auch die Entschwefelung ist dauernd gleichmäßig, während im anderen Falle sogar ein Ansteigen von 0,04 auf 0,057 % festzustellen ist.

[Schluß folgt.]

Beitrag zur Metallurgie des Mangans.

Von Georg Volkert in Weisweiler über Eschweiler.

(Abhängigkeit des Silizium- vom Kohlenstoffgehalt in einer Eisen-Silizium-Mangan-Legierung. Drei Herstellungsmöglichkeiten für Silikomangan im Elektroofen. Verwendung von Hochofenferromangan zur Herstellung von schwachgekohltem Mangan mit 1% auf dem Umweg über ein schwachgekohltes Silikomangan.)

Bei der Metallurgie des Mangans lassen sich zwei getrennte Wege feststellen:

1. Die Erzeugung kohlehaltiger Legierungen (Hochofenmangan) mit Mangangehalten bis zu 85% und Kohlenstoffgehalten bis zu 7%.

2. Die Erzeugung kohlenstoffarmer Legierungen bis herab zu den geringsten Kohlungsgraden und hinauf zu den höchsten Mangangehalten.

Bei den Verfahren zu 1 besteht noch eine gewisse Ähnlichkeit mit den bekannten Verfahren bei der Metallurgie des Eisens. Geht man aber noch einen kleinen Schritt weiter und versucht die beim Eisen üblichen Entkohlungsreaktionen auf das Mangan anzuwenden, so zeigt sich ein grundlegend anderes Verhalten. Die Reaktion: $4 \text{Fe}_3\text{C} + \text{Fe}_3\text{O}_4 = 15 \text{Fe} + 4 \text{CO}$ ließe sich theoretisch auch für den Frischvorgang bei Manganlegierungen denken. Moissan hat auch rein qualitative Versuche in dieser Richtung durchgeführt¹⁾, doch wurden seine Ergebnisse bisher nicht wiederholt. Auch wurden in dieser Richtung viele Patente genommen²⁾, die aber nie über Versuche hinaus kamen. Zusammenfassend läßt sich also sagen, daß der Frischvorgang der Mn_3C -Legierung auf praktisch nicht überwindbare Schwierigkeiten stieß.

Hat man ein Metallbad, bestehend aus Silizium, Mangan, Eisen und Kohlenstoff, so werden bei dem Versuch, diese Legierung zu frisken, d. h. mit einer eisen- oder manganhaltigen Schlacke zu behandeln, zuerst das Silizium, dann das Mangan und zuletzt der Kohlenstoff verbrannt. Ein Frischen mit Manganerz würde also nur zur Entfernung der letzten Zehntel- oder Hundertstelprozente Silizium führen, und zu einem Kreislauf von Mangan aus dem Metallbad zu Manganoxyd in der Schlacke. Es würde also das Mangan des Bades nur dazu dienen, die Manganoxys des Erzes in der Schlacke in eine tiefere Oxydationsstufe überzuführen. Der Kohlenstoff würde bei dem ganzen Vorgang nur in unwesentlichem Maße verändert werden.

Diese Schwierigkeit hat dann auch schon sehr früh zu einer großen Anzahl von Patenten geführt, die sich die leichte Oxydierbarkeit des in derartigen mangan-, silizium-, eisen- und kohlenstoffhaltigen Legierungen vorhandenen Siliziums sowie die Beständigkeit des Kohlenstoffs zunutze machen und sich an das Frischen oder Raffinieren derartiger Legierungen mit besonders hohem Siliziumgehalt heranwagten. G. Gin³⁾ meldete ein Patent an, nach dem beim Frischen oder Raffinieren einer Silizium-Mangan-Legierung mit 1% C ein Ferromangan mit 1% C erhalten wurde. So kam die geschichtliche Entwicklung zwangsläufig zur Herstellung kohlearmer Manganlegierungen.

Die Bearbeitung dieser Legierungen führte nun zu der wichtigen Tatsache, daß sich bei Silizium-Mangan-Legierungen mit gleichem Eisengehalt zu einem bestimmten Siliziumgehalt der Kohlenstoffgehalt selbsttätig einstellt. Die Werte sind in Bild 1 festgelegt⁴⁾, sie wurden neuerdings wieder bestätigt und ergänzt an mehreren Silizium-Mangan-Legierungen, die in verschiedenen Oefen erschmol-

zen wurden. Es ist bei einer derartigen Legierung mit 70% Mn und 22% Si beispielsweise unmöglich, einen höheren Kohlenstoffgehalt zu erreichen als 1%. In diese Legierung eingerührter Kohlenstoff scheidet sich aus der langsam erkaltenden Legierung in Form schöner Graphitblättchen ab, während bei raschem Abkühlen Seigerungserscheinungen in der Art auftreten, daß die Oberschicht eines solchen Metallblockes aus einer Legierung von 64 bis 66% Mn und 24 bis 26% Si bei einem Kohlenstoffgehalt von 0,6 bis 0,8% besteht, während der Rest des Metallblockes eine Legierung von 72 bis 74% Mn und 16 bis 18% Si bei 1,5 bis 2% C enthält. Diese Entmischung läßt sich genau verfolgen: Die höher siliziumhaltige Legierung zeigt ein grobes Kristallgefüge von silberweißer Farbe, während die Legierung mit dem tiefen Siliziumgehalt einen feinkörnigen Bruch von grauer Farbe zeigt. Es hat sich weiter gezeigt, daß das Verhältnis Silizium zu Kohlenstoff für jeden Eisengehalt ein anderes ist.

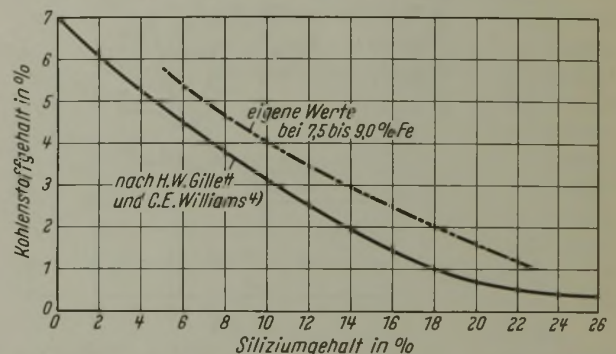


Bild 1. Abhängigkeit des Siliziumgehaltes vom Kohlenstoffgehalt in einer Fe-Si-Mn-Legierung bei 7,5 bis 9,0% Fe.

Wollte man also eine tiefgekohlte Manganlegierung erschmelzen, so war nur eine Silizium-Mangan-Legierung nötig mit einem Verhältnis $\text{Si} : \text{Mn} = 50 : 50$. Da sich der Kohlenstoffgehalt beim Frischen, oder wie man in diesem Falle besser sagt, bei der Entsilizierungsreaktion nicht ändert, wird man zu einer kohlenstofffreien Legierung kommen. Man hat also in dem Siliziumgehalt im Silikomangan ein Mittel in der Hand, den Kohlenstoffgehalt im Silikomangan sowie in dem daraus hergestellten Ferromangan einzustellen, wobei man als Ferromangan noch Legierungen mit Gehalten bis zu 95% Mn bezeichnen kann.

Die Frage der Herstellung der tiefgekohlten Manganlegierungen war also hauptsächlich eine Frage der Herstellung der Silizium-Mangan-Legierungen. Ueber die verschiedenen Wege der Silikomanganherstellung, die versuchsweise durchgeführt wurden, soll kurz berichtet werden. Folgende Möglichkeiten bestehen:

1. aus Manganerz + Quarz + Kohlenstoff,
2. aus manganhaltigen Schlacken oder sehr armen kiesel-säurehaltigen Manganerzen,
3. aus hochgekohlten Vorlegierungen oder Hochofenferromangan + Quarz + Kohlenstoff.

Die Silikomanganherstellung wird nur im Elektroofen ausgeführt. Bevorzugt werden große Ofeneinheiten, die mit Drehstrom betrieben werden. Die Herstellung kann ohne weiteres mit derselben Einrichtung vorgenommen werden, die auch zur Herstellung von Ferrosilizium dient.

¹⁾ Coutagne, A.: La Fabrication des Ferro-Alliages. Paris 1924. S. 340/42.

²⁾ Franz. Patent von Limb vom 22. August 1905; franz. Patent Nr. 386 442 vom 22. Januar 1908.

³⁾ Siehe Fußnote 1: a. a. O., S. 342.

⁴⁾ Gillett, H. W., und C. E. Williams: Bull. Bur. Mines Nr. 173, 1920, S. 157; vgl. Stahl u. Eisen 43 (1923) S. 696.

Zu 1: Wird die Herstellung aus Erz + Quarz + Kohle vorgenommen, so arbeitet der Elektroofen nach Art eines Niederschachtofens: Der Möller wird laufend zugesetzt, während in bestimmten Zeitabschnitten das reduzierte Metall abgestochen wird. Das flüssige Bad soll sich nach Möglichkeit nicht nach der Ofenoberfläche durchfressen, da sonst erhebliche Wärmeverluste auftreten, die bei richtigem Ofengang zur Vorwärmung des neuen Möllers dienen. Wichtig bei der Silikomanganherstellung ist die Zurückdrängung der Verdampfungsverluste. Diese Verluste spielen in der gesamten Metallurgie des Mangans eine große Rolle. Sie betragen günstigenfalls nur noch etwa 10 %, können aber bei schlechtem Ofengang bis auf 20 % und noch mehr ansteigen. Verursacht werden diese Verdampfungsverluste durch verschiedene Umstände.

- a) Durch zu tiefe Ofenspannung:
Die Elektroden tauchen zu tief in die Reaktionszone ein, und die örtlich gebildeten Metalltröpfchen werden überhitzt und verdampfen auf dem Weg abwärts ins Metallbad weitgehend.
- b) Durch zu große Metallansammlung im Ofen:
Der Ofengang wird unruhig, die Elektroden zeigen die mit „Pumpen“ bezeichnete unangenehme Eigenschaft des unregelmäßigen Auf- und Abgehens, was hervorgerufen wird durch Kurzschlußstöße, welche die Elektroden bei Eintauchen in das Metallbad erhalten. Das derart überhitzte Metallbad neigt natürlich heftig zum Verdampfen. Für jeden Ofen müssen daher die Abstichzeiten erfahrungsgemäß festgelegt werden.
- c) Durch Verwendung eines allzu reaktionsfähigen Reduktionsmittels: Hierdurch vergrößert sich die Reaktionszone bis an die Ofenoberfläche, wodurch der Weg der gebildeten Metalltröpfchen bis zur Ofensohle sehr verlängert und damit die Gelegenheit zur Verdampfung vergrößert wird.

Wichtig ist bei einem derartigen Ofenbetrieb, den man als trockenen Ofengang bezeichnen möchte, daß die Reaktionszone die richtige Lage zu dem oder den Abstichlöchern hat. Wird der Ofen zu rasch beschickt, mit der Absicht, die abziehenden Ofengase weitest gehend zur Vorwärmung neuen Möllers heranzuziehen, so kann das zu unangenehmen Störungen führen. Die Eintauchtiefe der Elektroden in den Ofen ist bedingt durch die an der Regelvorrichtung eingestellte höchste Strombelastung bei der betreffenden Transformatorspannung. Durch Erhöhung der Möllerschicht im Ofen (der Möller hat infolge seines Koksgehaltes eine gewisse Leitfähigkeit) wird die Elektrode mehr Strom aufnehmen können. Die Spannung wird sinken. Die Regelung hat nun das Bestreben, die Elektrode an zu hoher Stromaufnahme zu hindern, also wird selbsttätig die Elektrode oder die drei Elektroden die Neigung haben, zu steigen, bis die übliche Belastung wieder erreicht ist. Die Folge ist ein allmähliches Wandern der Reaktionszone nach oben, was wiederum eine Verfestigung der Konglomerate zwischen Metallbad und Stichloch zur Folge hat und erhebliche Abstichschwierigkeiten hervorruft. Dieser Zustand kann sogar so weit gehen, daß man mit den Abstichwerkzeugen unter das Metallbad gelangt, ohne daß das Metall Gelegenheit hat, abzulaufen. Man hat dann nur noch die Möglichkeit, den Ofen noch eine längere Zeit gehen zu lassen, ohne weiter zu beschicken, oder den Ofen kurzfristig mit niedriger Spannung zu betreiben. Bei üblichem Ofengang ergibt sich unter Verwendung normaler Manganerze folgender Verbrauch für 1 t Silikomangan:

Ofenleistung	Mn-Erz	Quarz	Perlkoks	Elektroden	kWh
7500 kVA	1660 kg	682 kg	777 kg	60 kg	5826
1000 kVA	1703 kg	558 kg	975 kg	60 kg	8430

Das Manganerz, das hierbei verwendet wird, war ein Erz aus Belgisch-Kongo mit 67,6 % MnO₂, 13,58 % Mn₂O₄, 8,0 % SiO₂, 0,95 % Fe und 0,05 % P.

Zu 2: Erheblich schwieriger gestaltet sich die Silikomanganherstellung aus armen kieselsäurereichen Erzen

und aus Schlacken. Schon während des Weltkrieges wurden Versuche gemacht und sogar ein Schmelzbetrieb in Gang gebracht, der aus den Siegerländer Hochofenschlacken das Mangan herausreduzierte, wobei eine Silikomanganlegierung mit etwa 70 % Mn und 18 % Si anfiel. Die Reduktion wurde in feststehenden Einphasen-Elektroöfen mit Bodenelektrode vorgenommen. Die Öfen waren halb geschlossen und mit zwei Aufgabetrichern versehen, durch die selbsttätig ein Möller aus Koksgrus und zerkleinerter Schlacke in den Ofen rutschte⁵⁾. Zu Beginn dieses Krieges wurden nun wieder Betriebsversuche durchgeführt und die Bedingungen der Manganabscheidung untersucht aus Schlacken folgender Zusammensetzung:

Schlacke	I %	II %	III %
SiO ₂	32,20	33,60	30,70
Al ₂ O ₃	2,90	—	2,30
FeO	0,40	—	0,63
CaO	18,75	33,12	28,20
MgO	18,10	—	7,50
MnO	27,20	21,94	29,30
BaO	—	—	2,53

Für die Versuche stand ein 1000-kVA-Drehstromofen zur Verfügung mit einer Zustellung aus einer Art Söderberg-Stampfmasse. Ziel der Versuche sollte sein, mit möglichst geringem Stromaufwand ein Silikomangan bei einer weitgehend manganfreien Endschlacke zu erhalten. Der Ofen wurde satzweise betrieben, d. h. es wurde jeweils eine Mischung aus 3000 kg Schlacke, 180 kg und 200 kg Koks⁶⁾, 400 kg Kalk und 200 kg Erz⁷⁾ eingesetzt und, sobald alles eingeschmolzen war, jeweils nach dem Verbrauch einiger 100 kWh eine Schlackenprobe geschöpft und auf Mangan untersucht. Es war so sehr gut möglich, die Abscheidungsbedingungen des Mangans zu verfolgen:

Die an sich schon bekannte Tatsache, daß mit steigender Basizität der Schlacke die Manganausfällung weitergehend ist, wurde erneut bestätigt (Bild 2).

Aus den Angaben in Reihe I und II der Zahlentafel 1 ist zu entnehmen, wie der erhöhte Kalkzusatz sich günstig auf den Stromverbrauch auswirkt; d. h. um auf eine Endschlacke mit gleich tiefem Manganengehalt zu kommen, wurden mit weniger Kalk 14 420 kWh gebraucht, und mit viel Kalk nur 12 430 kWh. Bei Versuch III wurde zur Erhöhung der prozentualen Ausbeute mit Erzzusatz gearbeitet. Versuch IV zeigt, wie der eigentlich in diesem Falle unwirtschaftliche Ferrosiliziumzusatz das Gesamtergebnis überaus günstig beeinflusst. Dieser Zusatz wurde ursprünglich gegeben, um den Siliziumgehalt in der erzeugten Legierung zu erhöhen.

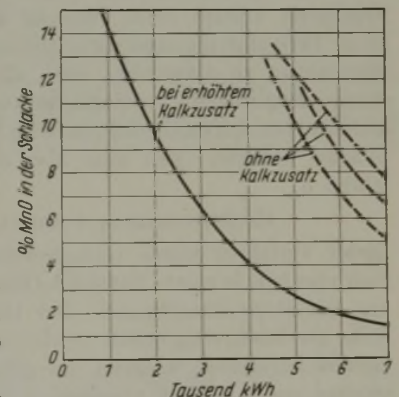


Bild 2. Manganreduktion aus dem Schlackenbad mit zunehmender Schmelzdauer.

⁵⁾ Gmelins Handbuch der anorganischen Chemie. Hrsg.: Deutsche Chemische Gesellschaft. Berlin. Syst. Nr. 59: Eisen, Teil A, Abt. 1. 1929 bis 1933. S. 1065.

⁶⁾ 200 kg im Verlauf der Schmelze, um das Bad dauernd mit Koksgrus bedeckt halten zu können.

⁷⁾ Da ganz allgemein bei einem höheren Gehalt des gesuchten Elementes im Ausgangsstoff die prozentuale Ausbeute steigt, wurde in diesem Fall der Manganengehalt der Schlacke durch geringen Erzzusatz künstlich erhöht.

Die Erhöhung trat aber nicht ein, vielmehr zeigte sich, daß sich der Ferrosiliziumzusatz in einem überaus niedrigen Mangangehalt in der Endschlacke auswirkte. Das Ferrosilizium war also verbraucht worden, um die letzten Teile Mangan aus der Endschlacke zu reduzieren. Die Endschlacke hatte Mangangehalte bis zu 0,5 %. Die Zusammensetzung der im Zeitabschnitt I bis III erzeugten Legierung schwankte in folgenden Grenzen: 80 bis 85 % Mn, 4 bis 7 % Si und 4 bis 6 % C, Rest Eisen. Bei IV ergab sich folgende Zusammensetzung: 77 bis 80 % Mn, 10 bis 12 % Si, 2 bis 4 % C und Rest Eisen.

Zahlentafel 1.
Stromverbrauch je t erzeugte Legierung.

	Schlacke	Erz	Kalk	Koksgrus	FeSi	kWh	Elektrodenverbr.	Dauer
	kg	kg	kg	kg	kg		kg	
I	6650	—	470	780	—	14 420	—	9 Tage
II	6650	—	885	810	—	12 430	—	9 Tage
III	5540	387	1000	674	—	12 050	157	8 Tage
IV	5020	346	808	595	155	10 055	92,5	20 Tage

Zusammenfassend läßt sich sagen, daß die Verdampfungsverluste durchweg während der ganzen Versuchsdauer 15 bis 20 % Mn betragen. Das tatsächliche Manganausbringen im Metall betrug rd. 70 %. Eine weitgehende Mangangewinnung aus dem Bad kann nur durch lange Schmelzdauer, d. h. hohen Stromverbrauch, erreicht werden. Mit fallender Mangankonzentration im Bad wird in steigendem Maße aus $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ Kieselsäure reduziert, wobei die zur Reduktion der Kieselsäure notwendige Energie bedeutend größer ist, als wenn beispielsweise in einem Ferrosiliziumofen Quarz zu Silizium reduziert wird. Irgendwelche rechnerischen Ansätze über Gleichgewichtslagen lassen sich nicht durchführen, da man eine heterogene Reaktion vor sich hat, die sich an der Grenzfläche Bad—Koksgrus vollzieht. Weiter ist zu beachten, daß die Reaktionsgeschwindigkeit in nächster Nähe des Elektrodenecks ganz anders ist als z. B. in den Randzonen. Auf Grund der unwirtschaftlichen Ergebnisse wurden diese Versuche aufgegeben. Das bei dieser Versuchsreihe angefallene Metall war weder als Hochofenmangan zu verwenden, noch als Silikomangan. Die einzige Möglichkeit, zu einem wertvolleren Erzeugnis zu kommen, bestand darin, daß man dem Metall weitere Mengen Silizium zufügte. Man kam also zwangsläufig zu Verfahren 3:

Hochofenmangan + Quarz + Kohle.

Dieses Verfahren wurde versuchsweise durchgeführt, und zwar ebenfalls in einem 1000-kVA-Ofen mit einer Zustellung aus Söderberg-Stampfmasse. Der Ofen wurde in diesem Falle als Niederschachtofen betrieben. Der Möller wurde laufend zugegeben, während das gebildete Metall in Abständen von 3 bis 4 h abgestochen wurde. Die Mischung bestand aus: 800 kg Quarz, 290 kg Perlkoks, 1200 kg hochgekohlte Vorlegierung (aus der Schlackenverschmelzung). Es sollte so viel Silizium zu der Ausgangslegierung hinzureduziert werden, daß der Kohlenstoffgehalt der erzeugten Silizium-Mangan-Legierung höchstens noch 2 % betrug. Der Ofengang war durchaus normal, die Ofenspannung betrug 100 V bei einer Badspannung von 55 bis 60 V, wobei die Elektroden etwa 30 cm tief in der Mischung standen. Der Ofen wurde bei diesem Verfahren trocken gefahren, d. h. ohne flüssiges Bad an der Oberfläche. Es wurde hierbei eine durchschnittliche Tageserzeugung von 6000 kg erreicht. Je 1 t Silikomangan wurden verbraucht: 1032 kg hochgekohlte Vorlegierung aus der Schlackenverschmelzung, 775 kg Quarz und 305 kg Perlkoks sowie 3945 kWh. Die anfallende Legierung hatte folgende Zusammensetzung: 63 bis 67 % Mn, 30 bis 31 % Si, 5,5 % Fe und 0,1 bis 1 % C.

Die bei dieser Schmelzweise erzielten Ausbeuten betragen 97 % bei Mangan und 64 bis 66 % bei Silizium. Die Siliziumausbeute muß natürlich als völlig unbefriedigend bezeichnet werden. Doch ist hierzu zu sagen, daß mit kleiner werdenden Ofeneinheiten erfahrungsgemäß die Siliziumausbeuten bei der Herstellung von Siliziumlegierungen fallen.

Da dieser Aufsilizierungsversuch des kohlenstoffhaltigen Mangans so günstig verlaufen war, lag der Gedanke nahe, auch die im Handel üblichen hochgekohlten Manganlegierungen, also das Hochofenferromangan, ebenso zu behandeln, wodurch dann die Möglichkeit gegeben wäre, aus hochgekohltem Mangan auf dem Umweg über ein schwachgekohltes Silikomangan zu einem Ferromangan mit 1 % C zu kommen. Diese Versuche wurden anschließend in dem gleichen Ofen durchgeführt.

Es zeigte sich hierbei, daß sich das handelsübliche Hochofenferromangan in ein Silikomangan überführen läßt. Störend war hierbei allerdings der hohe Eisengehalt des Hochofenmangans, der es nur ermöglichte, ein Silikomangan mit noch 10 bis 12 % Fe zu erschmelzen. Um diesen Eisengehalt zu erniedrigen, wurde der Schmelzvorgang mit dem unter 1 genannten Verfahren vereinigt. Es wurden also verschmolzen:

1. Hochofenferromangan + Quarz + Koks;
2. Manganerz + Quarz + Koks.

Der eingesetzte Möller hatte also folgende Zusammensetzung: 125 kg Hochofenmangan (etwa 85 % Mn), 360 kg Manganerz, 210 kg Quarzit und 200 kg Perlkoks.

Mit dieser Möllung war ein regelmäßiger Ofenbetrieb genau in derselben Art wie oben beschrieben möglich. Der Ofen (wie bei den bisher beschriebenen Versuchen) mußte zwar wegen der infolge des Metallzusatzes besseren Leitfähigkeit des Möllers mit einer tieferen Spannung gefahren werden, also mit 90 V, um die Elektroden tiefer ins Bad zu bringen. Das erzeugte Metall hatte folgende Zusammensetzung: etwa 64 bis 66 % Mn, etwa 22 % Si, etwa 7 bis 9 % Fe und etwa 0,5 bis 1,5 % C.

Je 1 t erzeugten Metalles ergab sich bei einem 1000 kVA-Ofen folgender Verbrauch: 600 kg Quarzit, 990 kg Manganerz, 580 kg Perlkoks, 345 kg Hochofenmangan, 55 kg Elektroden bei 7510 kWh.

Diese Silizium-Mangan-Legierungen können in einem gewöhnlichen Lichtbogenofen von der ungefähren Bauart eines Elektrostahlofens der Entsilizierungsreaktion unterworfen werden, wie dies schon Coutagne¹⁾ beschreibt. Eine recht gute Beschreibung der Durchführung der Entsilizierungsreaktion gibt das Patent der Aktiebolaget Ferrolegeringar²⁾.

Zusammenfassung.

Hochgekohlte Vorlegierungen lassen sich nicht entkohlen, wohl aber zeigt es sich, daß kohlenstoff- und siliziumhaltige Ferromanganlegierungen, die mit oxydischen Schlacken behandelt werden, ihren Siliziumgehalt verlieren, aber nicht ihren Kohlenstoffgehalt. Es wird gezeigt, welche Kohlenstoffgehalte bei bestimmten Siliziumgehalten möglich sind. Weiter wird die Abhängigkeit des Verhältnisses Kohlenstoff zu Silizium vom Eisengehalt besprochen. Auf Grund dieser Tatsachen ergibt sich die Wichtigkeit des Silikomangans für die Herstellung kohlenstoffarmer Manganlegierungen. Es werden dann die verschiedenen Möglichkeiten der Silikomanganherstellung besprochen sowie die Möglichkeiten der Reduktion des Mangans aus armen Schlackenbädern. Zum Schluß wird ein kurzer Ausblick gegeben über die Durchführung der Entsilizierungsreaktion beim Silikomangan.

¹⁾ DRP. 327 291 vom 28. Oktober 1919.

Umschau.

Neues Blockwalzwerk für Legierungen hoher Warmfestigkeit.

In einer Arbeit von W. Rohn: „Die Entwicklung der Heraeus-Vacuumschmelze von 1923 bis 1933“¹⁾, wird das Walzen von hitzebeständigen Legierungen, deren Warmfestigkeit bei Walztemperatur das Sechs- bis Achtfache von unlegierten Stählen bei gleicher Temperatur beträgt, behandelt. Es wird darin von einem Duo-Umkehr-Blockwalzwerk der Gesellschaft berichtet, das im Jahre 1922 aufgestellt wurde und Walzen von 550 mm Ballendurchmesser und 1050 mm Ballenlänge hat. Auf diesem Walzwerk werden Blöcke von 200 bis zu 230 mm Anfangsdurchmesser zu Knüppeln von 60 mm Durchmesser in fünf Achtkantkalibern ausgewalzt.

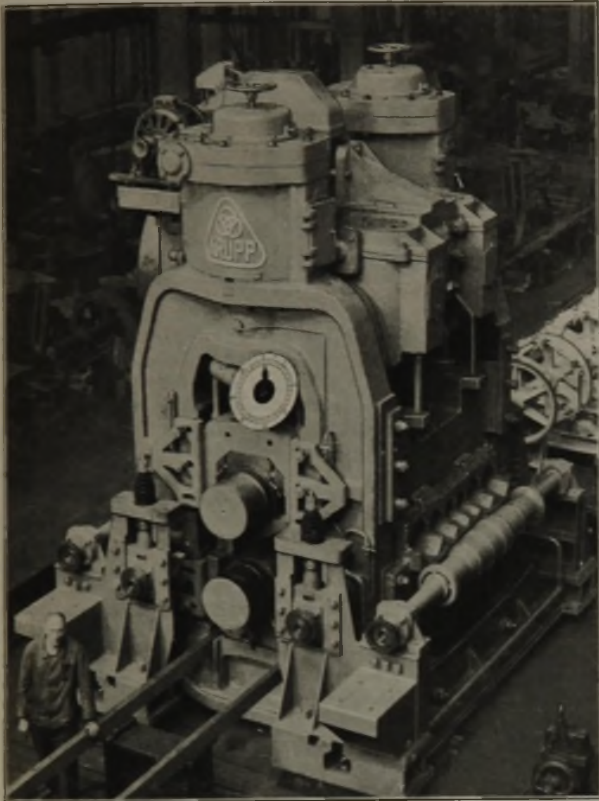


Bild 1. Das Walzgerüst in der Werkstatt.

Dieses Walzwerk, das sich nach der Ueberwindung anfänglicher Schwierigkeiten im Dauerbetrieb als gut geeignet erwiesen hat, entsprach jedoch infolge der stetig wachsenden Erzeugung und der immer schwerer werdenden Blöcke allmählich nicht mehr den gestellten Anforderungen. Im Jahre 1937 entschloß sich daher die Gesellschaft, ein größeres Blockwalzwerk zu bestellen.

Die Walzen des neuen Walzgerüsts wurden mit 800 mm Ballendurchmesser und 1900 mm Ballenlänge festgelegt und erhielten sechs Achtkantkaliber, in denen Blöcke von etwa 300 mm Anfangsdurchmesser bis auf 150 mm Durchmesser heruntergewalzt werden können. Das Walzgerüst mußte so aufgestellt werden, daß die Stäbe dann in dem vorhandenen 550er Blockwalzgerüst unmittelbar weiterverwalzt werden können.

¹⁾ In: Die Heraeus-Vacuumschmelze Hanau am Main 1923 bis 1933. Hanau 1933. S. 1/73.

Da sich die Bauart des alten Walzgerüsts mit seinen Besonderheiten in einer fünfzehnjährigen Betriebszeit beim Walzen derartiger Legierungen als besonders geeignet erwiesen hat, wurde sie für das neue Walzgerüst grundsätzlich beibehalten.

Bild 1 zeigt das neue Walzgerüst in der Werkstatt. In den äußerst kräftig gehaltenen Walzenständern sind die Walzen in Einbaustücken mit Lagern aus Sonderbronze in einer Sonderbauart gelagert, wie sie bei dem alten Walzgerüst für die auftretenden außerordentlich hohen Walzdrücke entwickelt worden waren²⁾. Besondere Sorgfalt ist auf die Ausbildung der Walzarmatur, die hier die Form von langen Tischen mit der Kalibrierung angepaßten Rinnen hat, verwendet. Auf diese Weise werden die aus den Walzen austretenden Stäbe noch eine Strecke geführt, um ein Krummwerden mit Sicherheit zu verhindern. Legierungen höchster Warmfestigkeit lassen sich nicht mit großen Stichabnahmen walzen; bei kleinen Stichabnahmen tritt leicht ein Krummwerden ein. Wenn die Krümmung erheblich wird, wird das Wenden und Wiedereinführen erschwert, vor allem aber tritt dann beim Weiterwalzen eines gekrümmten Stabes fast unfehlbar ein Brechen des Walzstabes oder meistens der Walzen ein. Es ist deshalb besonders wichtig, ein Krummwerden auch in den ersten Anfängen mit Sicherheit zu verhindern, was durch die Art und Ausbildung der Führung einwandfrei gelungen ist. Die obere Armatur wird gleichmäßig mit der Oberwalze elektrisch gehoben und gesenkt. Zur genauen Einstellung kann die obere Armatur aber auch getrennt von der Oberwalze elektrisch bewegt werden, und zwar auf jeder Seite der Walzen für sich allein. Die Ausbalancierung der Oberwalze und der oberen Armatur ist mit der elektrischen Anstellung in bekannter Bauart vereinigt. Beide lassen sich jedoch voneinander trennen, so daß die Ausbalancierungsfedern mit dem Anstellmotor gespannt oder entspannt werden können.

Zu beiden Seiten der Unterwalze ist im Walzgerüst je eine Rolle eingebaut. Diese Rollen, die ähnliche Kaliber wie die Walzen haben, sind außerhalb der Ständer federnd gelagert. Infolge ihrer Kalibrierung fassen sie die Stäbe gut und erleichtern das Einführen kürzerer Stäbe wesentlich. Die federnde Lagerung läßt bei Druck durch nach unten gebogene Stäbe oder Stabspitzen ein Ausweichen der Rollen zu, so daß die Bruchgefahr wesentlich vermindert wird.

Vor und hinter dem Walzgerüst sind Rollgänge angeordnet, deren Rollen als Stufenrollen ausgebildet sind, um bei den verschiedenen Kalibergrößen stets eine waagerechte Einführung der Stäbe zu ermöglichen. Quer werden die Stäbe von Kaliber zu Kaliber von Hand weiterbefördert, wobei der schräge Uebergang zwischen den einzelnen Stufen der Rollen die Handhabung erleichtert. Sowohl die im Walzgerüst liegenden Rollen als auch die Rollgangsrollen haben Einzelantrieb durch Getriebemotoren. Diese Motoren werden von einem Frequenzumformer gespeist, der an einem der Walzmotoren angekuppelt ist, so daß

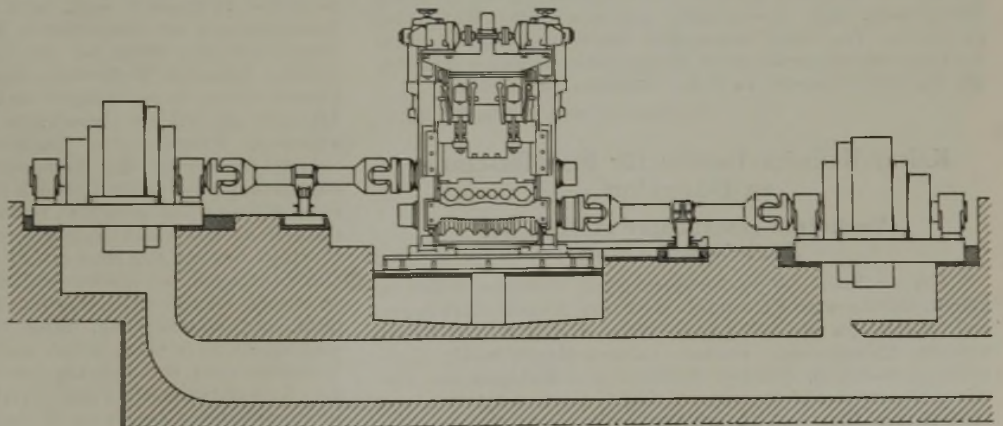


Bild 2. Schnitt durch das Walzgerüst mit Antriebsmotoren.

die Umfangsgeschwindigkeit der Rollen stets der Walzgeschwindigkeit angepaßt ist.

Die Art des zweckmäßigsten Antriebes der Walzen wurde eingehend untersucht, und man entschloß sich dazu, anstatt eines üblichen Antriebes mit einem Motor und Kammwalzengerüst jede Walze durch einen besonderen Motor anzutreiben, so daß das Kammwalzengerüst nicht notwendig ist.

²⁾ Rohn, W.: Stahl u. Eisen 46 (1926) S. 1877/78; Z. Metallkde. 23 (1931) S. 77.

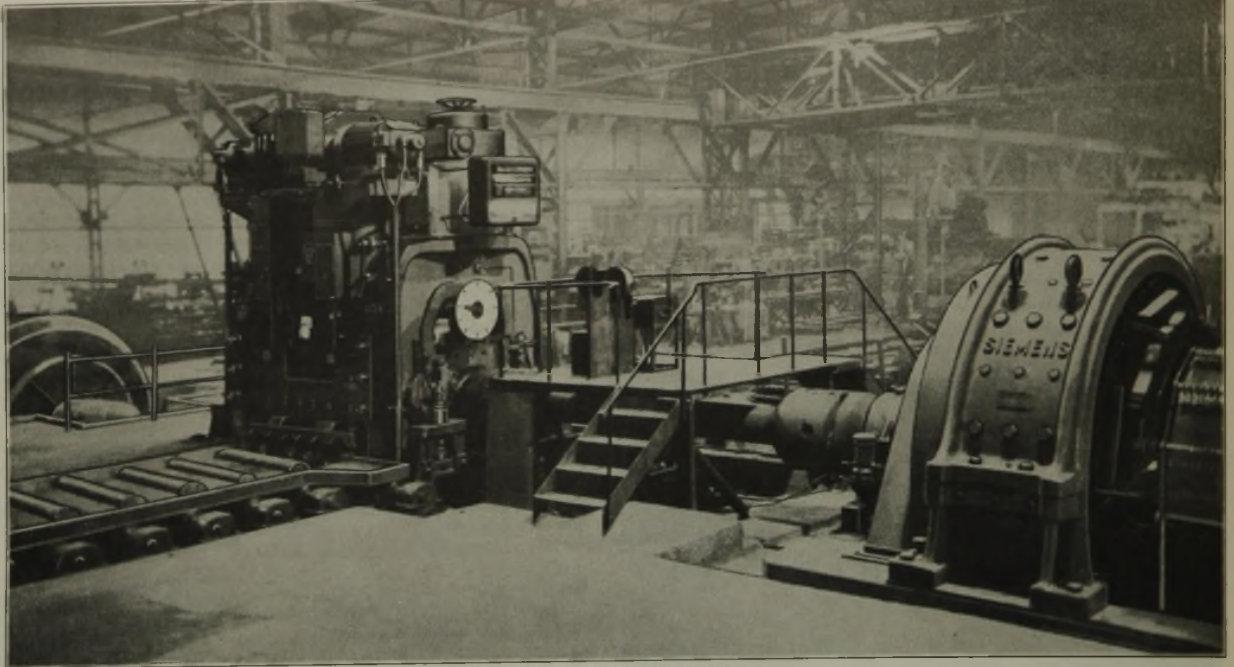


Bild 3. Betriebsbild des Walzwerkes.

Bild 2 zeigt einen schematischen Schnitt durch das Walzgerüst mit den beiden Antriebsmotoren. Entgegen der bekannten amerikanischen Gewohnheit, die beiden Motoren auf eine Seite zu setzen, ist hier auf jeder Seite des Walzgerüsts ein Motor angeordnet. Infolgedessen ist es nicht notwendig, Motoren mit möglichst kleinem Durchmesser zu nehmen, um eine annehmbare Spindelneigung zu erhalten, sondern man ist in dieser Anordnung unabhängig und kann dabei wesentlich kleinere Spindelängen wählen. Im besonderen ist eine zusätzliche Welle für den Motor der Oberwalze nicht notwendig. Jeder Motor hat ein normales Drehmoment von 14,5 mt bei ± 61 U/min. und ein Ausschaltmoment von 45 mt bei ± 50 U/min. Die Motoren werden in Hintereinanderschaltung der Anker durch einen Leonard-Umformer gespeist.

Das Betriebsbild des Walzwerkes (Bild 3) zeigt, daß die Anordnung der Motoren zu beiden Seiten des Walzgerüsts die Uebersicht und die Bewegungsfreiheit während des Walzens nicht vermindert hat.

Außer der Kalibrierung für die großen Blockquerschnitte wurde auch ein Walzensatz mit der gleichen Kalibrierung, wie sie für das vorhandene 550er Walzwerk gebraucht wird, angefertigt, so daß es möglich ist, bei längerem Ausfall des alten Walzgerüsts diese Querschnitte auf dem neuen Walzgerüst zu walzen. Von dieser Möglichkeit wurde auch sogleich nach der Inbetriebsetzung des neuen Walzgerüsts Gebrauch gemacht, um das alte Walzwerk in Ruhe überholen zu können.

D. Timmermann, Magdeburg.

Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung zu Düsseldorf.

Verhalten gestauchter Metalle bei Zugbeanspruchung.

Um die Frage der Versprödung durch Stauchen weiter zu klären, untersuchten Friedrich Körber, Anton Eichinger und Hermann Möller¹⁾ verschiedene Werkstoffe, und zwar weichen Thomasstahl, weichen Siemens-Martin-Stahl, grobkörnigen Stahlguß, üblichen Stahlguß und Stahlguß mit Aluminiumzusatz sowie Messing. Zylindrische Druckproben von etwa 30 mm Dmr. und 75 mm Länge wurden bei Raumtemperatur nach dem Kegelstauchverfahren um 5 bis 30 mm längs gestaucht, darauf Zerreißproben mit der Stabachse in der Stauchrichtung entnommen und nach 8- bis 14tägiger Liegedauer wieder bei Raumtemperatur dem Zugversuch unterworfen.

Die Versprödung trat bei allen sechs geprüften Werkstoffen in ähnlicher Weise auf, was darauf hindeutet, daß sie

nicht auf die Alterung im üblichen Sinne des Wortes allein zurückgeführt werden kann. Zwar verhielten sich der Stahlguß mit Aluminiumzusatz und Messing nach hohen Stauchgraden günstiger als die übrigen Werkstoffe; alle aber wiesen eine so starke Einbuße an Dehnvermögen auf, daß die Hauptursache anderswo gesucht werden muß. Es scheint, daß hierfür hauptsächlich die für den Längszug ungeeignete Textur in Frage kommt, deren Ausbildung mit fortschreitender Stauchung bei dem Stahlguß mit Aluminiumzusatz röntgenographisch verfolgt wurde. Es entwickelte sich schon bei ziemlich kleinen Stauchgraden eine doppelte Fasertextur mit Einstellung von [111]- und [001]-Richtungen parallel zur Stauchrichtung. Mit Hilfe des Schubspannungsgesetzes wurde nun berechnet, welche Gleitflächen bei der Entstehung dieser Textur tatsächlich betätigt wurden. Dabei ergab sich, daß diese mit der Faserachse durchweg recht große Winkel bilden. Im Falle der Ziehtextur sind die Winkel der betätigten Gleitebenen mit der Faserachse erheblich kleiner. Infolgedessen treten bei Zugbeanspruchung in Richtung der Faserachse auf den betätigten Gleitebenen bei Stauchtextur sehr viel höhere Normalspannungen auf als bei Ziehtextur. Da die Trennfestigkeit längs der betätigten Gleitflächen durch die beim Gleiten entstandenen Gitterstörungen zweifellos vermindert wird, tritt wegen der hohen Normalbeanspruchung bei Stauchtextur in diesen Ebenen der Trennungsbruch ein, bevor bei der ungünstigen Lage der Gleitsysteme bildsame Verformung einsetzen kann. Eine weitere Ursache für die Versprödung ist die beim Stauchen der erwähnten Art sich einstellende bevorzugte Anordnung der von Einschlüssen, Mikrolunkern, Gasblasen u. dgl. herrührenden Schwächestellen an den Korngrenzen senkrecht zur späteren Zugrichtung. Aus diesen Gründen zeigen Werkstücke nach spanloser Formgebung geringes Verformungsvermögen, wenn sie senkrecht zur Richtung des vorausgegangenen Werkstoffflusses auf Zug beansprucht werden (bei Stangen in allen Querrichtungen, bei Blechen und Bändern senkrecht zur Blechoberfläche, oder in viel geringerem Maße in der Walzebene senkrecht zur Walzrichtung, beim Gesenkschmieden im Stück winkelrecht zum Grat, selbst nach dessen Entfernung). Das Verhalten nach vorausgegangener Stauchung wird bewußt bei der Keilzuchtiefungsprüfung verfolgt, indem die keilförmige Blechprobe beim Ziehen durch die Düse gegen das breite Ende zunehmend gestaucht und bei der darauffolgenden Tiefungsprüfung nach Erreichen in beiden Richtungen in der Blechebene auf Zug beansprucht wird. Nicht jedes Stauchen muß sich ungünstig auswirken, nämlich dann nicht, wenn der Körper nachträglich in der Richtung des ehemaligen Werkstoffflusses beansprucht wird, wie beispielsweise nach dem sogenannten Oberflächendrücker. Es gibt aber hierin offensichtlich Grenzen, so daß es empfehlenswert erscheint, das Stauchen nur bei genau umschriebenen Bedingungen auszuführen.

Anton Eichinger.

¹⁾ Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 23 (1941) Lfg. 9, S. 123/33.

Wirtschaftliche Rundschau.

Schrottmarktregelung für das östliche Entfallgebiet.

Von Kurt Hobohm, Geschäftsführer der Deutschen Schrott-Vereinigung in Berlin.

Bekanntlich ist das Reichsgebiet durch die Anordnung 12 der Reichsstelle für Eisen und Stahl vom 8. Juli 1936 in ein westliches und ein östliches Schrottblieferungsgebiet aufgeteilt worden¹⁾. Im westlichen Lieferungsgebiet, in dem das Schrottaufkommen der Bewirtschaftung durch die Vereinigung der Westdeutschen Schrottverbraucher, Düsseldorf, unterliegt, sind durch Anordnung 18 der Reichsstelle für Eisen und Stahl vom 14. November 1936 Höchstpreise festgesetzt worden²⁾. In der gleichen Anordnung ist auch eine Marktregelung für dieses Gebiet erlassen worden.

Im östlichen Entfallgebiet, in dem der aufkommende Schrott durch die Deutsche Schrott-Vereinigung, G. m. b. H., Berlin, bewirtschaftet wird, bestanden bisher keine amtlichen Schrottpreise, ebenfalls fehlte eine gesetzliche Marktregelung. Als Schrottpreise im östlichen Gebiet galten die Einkaufsnotierungen der Deutschen Schrott-Vereinigung. Diese Notierungen waren seit dem 18. Oktober 1936 Stopppreise im Sinne der Preisstop-Verordnung, nachdem sie zuvor als Richtpreise gegolten hatten. Die Einführung der Richtpreise erfolgte Ende 1934, um die Schrottpreise, die in jener Zeit stark nach oben in Bewegung gekommen waren, auf dem damaligen Preisstand zu halten. Die Einführung der Richtpreise geschah aber gerade in einem Zeitpunkte, in dem sich die eingetretene Preisbewegung zunächst nur auf einzelne Gebiete oder auch zum Teil auf einzelne Objekte erstreckt hatte; es lag also bei dieser Preisbildung eine Reihe von Zufälligkeiten vor. Das Preissystem war dadurch einmal ziemlich verwickelt, zum anderen auch nicht so ausgeglichen, wie die Einkaufsnotierungen der Schrottvereinigung im östlichen Lieferungsgebiet früher gewesen waren.

Die auffälligste Erscheinung in der Preisgestaltung war ein verhältnismäßig niedriger Schrottpreis in den östlichen Teilen des Reiches. Da in den neu ins Reich eingegliederten Landesteilen — Ostmark, Sudetengau, neue östliche Reichsgaue — die Schrottpreise grundsätzlich an die in den benachbarten Gebieten des Altreiches bestehenden Schrottpreise angepaßt wurden, gelangten in diesen Gebieten auch die sehr niedrigen östlichen Schrottpreise zur Einführung.

Hatte sich schon bei Erlaß der Anordnung 48 für legierten Schrott³⁾ das Fehlen amtlicher Schrottpreise im östlichen Lieferungsgebiet bemerkbar gemacht, so machten weitere Planungen auch eine Preisanordnung für gewöhnlichen Schrott für das östliche Gebiet notwendig. Zielsetzung der

neuen Anordnung 53,

die die Reichsstelle für Eisen und Stahl inzwischen veröffentlicht hat⁴⁾, war:

1. eine Vereinfachung des gesamten Preissystems,
2. die Vereinheitlichung der Schrottsortenliste für das ganze Reichsgebiet,
3. eine Aufbesserung der Schrottpreise in den entlegenen östlichen Teilen,
4. eine Marktregelung für Entfallstellen, Zubringer und Werksbelieferer.

Die Aufgabe der Vereinfachung der Preise ist in weitestgehendem Maße durchgeführt. Während die Anordnung Nr. 18 für das westliche Gebiet noch eine ganze Reihe von Frachtgrundlagen bringt, enthält die Anordnung für das östliche Gebiet nur eine Bahnfrachtgrundlage von 43 *R.M.* Essen, dazu einen Mindestpreis bei Bahnverfrachtung von 28 *R.M.* An Wasserfrachtgrundlagen sind nur drei eingeführt worden, so daß mit fünf Grundpreisen der weite östliche Raum ziemlich einheitlich preislich geregelt ist. Fast 70 % des östlichen Schrottaufkommens fallen unter den Mindestpreis von 28 *R.M.* je t.

Die zweite Aufgabe war, für das gesamte Reichsgebiet möglichst eine einheitliche Schrottsortenliste herauszubringen und damit die Beschaffenheitsvorschriften für das ganze Reichsgebiet einheitlich zu gestalten. Die Sortenliste der Anordnung 18 ist nunmehr auch für das östliche Lieferungsgebiet in vollem Umfange und in der gleichen Zusammensetzung eingeführt worden. Die Grundsorte im Osten ist künftig auch der Stahlschrott; es besteht lediglich noch zwischen Osten und Westen ein Unterschied in der Stärkevorschrift für diese Grundsorte. Während im Westen Stahlschrott von 7 mm Stärke

an aufwärts rechnet, ist die Stärkevorschrift für den Osten, entsprechend der schlechteren Zusammensetzung des dort aufkommenden Schrottes, nur 5 mm. Die Vorschriften für die übrigen Sorten sind im Osten und Westen einheitlich.

Die Aufbesserung der Schrottpreise in den östlichen Teilen des Gebiets der Deutschen Schrott-Vereinigung wurde in ziemlich erheblichem Maße durchgeführt. Die niedrigsten Schrottpreise sind um 7 *R.M.* je t, nämlich von 21 auf 28 *R.M.*, erhöht worden. Damit durch diese Erhöhung der Schrotteinsatz der östlichen Hüttenwerke keine zu große Belastung erfuh, wurden in dem westlichen Teil des DSV.-Gebietes jene Frachtgrundlagen aufgehoben, die für einzelne Gebiete oder Orte nach der bisherigen Preisbildung verhältnismäßig hohe Schrottpreise ergaben. Hier haben also die Schrottabgeber gewisse Mindererlöse zugunsten der östlichen Schrottabgeber auf sich nehmen müssen. Weiter wurden die Nebensortenabschläge möglichst weitgehend den westlichen Nebensortenabschlägen angepaßt. Hierdurch ergaben sich in einzelnen Bezirken auch für die Nebensorten Mindererlöse, die wiederum die Preisaufbesserung in den östlichen Gebieten ermöglichten.

Das Verhältnis zwischen Entfallstelle, Zubringer und Werksbelieferer war im östlichen Lieferungsgebiet bisher amtlich nicht geregelt, sondern es bestanden örtliche Marktvereinbarungen, die zum Teil schon jahrelang liefen und unter denen im allgemeinen auch befriedigend gearbeitet worden war. Es fehlten aber einheitliche Richtlinien, die die Anordnung 53 bringt. Für Zubringer und Entfallstellen wurden feste Abschläge von den Grundpreisen eingeführt, die sich genau mit den westlichen Abschlägen (einschließlich der dort geltenden Qualitätsprämie) decken. Dazu sind Mengenschutzbestimmungen eingeführt worden; doch sind die für das östliche Gebiet einzuhaltenden Schutzmengen entsprechend dem hier dünneren Schrottaufkommen niedriger gehalten als im Westen. Es war schwierig, für den östlichen Raum eine Norm zu finden, denn das Schrottaufkommen ist sehr unterschiedlich. In den weiten, rein ländlichen Bezirken dieses Gebietes ist das Schrottaufkommen viel dünner als in den Industriebezirken etwa Sachsens, Mitteldeutschlands oder Berlins. Die Schutzmengen sind nun so gewählt worden, daß sie für das ganze Gebiet eingehalten werden können. Ein weiterer Schutz für den Zubringerhandel liegt noch darin, daß die Werksbelieferer im Osten auf bestimmte Bezirke oder Werke beschränkt werden können. Im westlichen Lieferungsgebiet können nach Anordnung 18 alle Werksbelieferer überall kaufen. Im östlichen Raum kann dagegen die bisher bestehende Beschränkung auf Bezirke oder Werke auch nach der neuen Anordnung beibehalten werden, die den Zubringern einen verstärkten Schutz gewährt.

Einer besonderen Betrachtung muß noch die Regelung für die Schmelzeisensorten und für die daraus hergestellten Preßpakete unterworfen werden. Um dem Sammler dieses minderwertigen Schrottes jederzeitigen Absatz zu dem vorgeschriebenen Preise zu gewährleisten, sind für ihn die Preise für die beiden losen Sorten Schmelzeisen und Ausschußschmelzeisen nicht nur Höchst-, sondern auch Mindestpreise. Außerdem sind die Preßbetriebe verpflichtet, innerhalb 150 km um den Ort des Preßbetriebes herum Ausschußschmelzeisen, das ihnen hier in Mindestmengen von 5 t angeboten wird, zu kaufen. Auch muß der Preßbetrieb Material aus einer Entfernung von mehr als 150 km erwerben, wenn er dem Verladeort des Ausschußschmelzeisens am nächsten liegt und in 150 km Entfernung von dort kein Preßbetrieb vorhanden ist. Die Preßkosten sind in einer Höhe eingeführt, daß die Preßbetriebe dabei angemessen arbeiten können. Damit diese Betriebe möglichst voll in den Genuß des von den Werken gezahlten Preises kommen, besteht für die Preßbetriebe kein Zwang, ihre Preßpakete über einen Werksbelieferer zu verkaufen. Wenn sie es tun, bleibt für den Werksbelieferer nur eine Nutzenspanne von 50 Pf. je t, die gerade seine Aufwendung für Finanzierung usw. decken soll. Für die sehr leichten und sperrigen Sorten loses Schmelzeisen und Ausschußschmelzeisen ist außerdem die bisherige Fehlfracht kürzung aufgehoben worden. Bei nicht ausgenutzten Ladungen hatten Versender aus der Nähe der Empfangswerke nur geringe Fehlfrachten zu tragen, während bei Versendern, die an weit entfernte Hüttenwerke lieferten, mitunter die Fehlfracht den Warenerlös zu einem großen Teil aufzehrte. Nach Anordnung 53 werden jetzt einheitlich bei Verladung von weniger als den vorgeschriebenen Mindestmengen — d. h. bei schwarzem Schmelzeisen von

¹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 830.

²⁾ Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1465/67.

³⁾ Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 585; 61 (1941) S. 486.

⁴⁾ Reichsanzeiger Nr. 229 vom 1. Oktober 1941.

weniger als 8000 kg und bei Ausschlußschmelzeisen von weniger als 5000 kg — 3 RM je t Unterpreis abgesetzt. Eine Fehlfahrt wird dann nicht mehr belastet. Es ist zu erwarten, daß nach den besonderen Bestimmungen für Schmelzeisen und Ausschlußschmelzeisen nunmehr diese Sorten besser erfaßt werden als bisher.

Die neue Anordnung 53 bedeutet für weite Teile des östlichen Gebiets zunächst eine erhebliche Veränderung gegenüber dem jetzigen Zustande. Ebenso wie sich aber im Westen die Anordnung 18 sehr rasch eingespielt hat, steht zu erwarten, daß sich auch die Anordnung für den Osten reibungslos einführt. Haben sich erst einmal alle Beteiligten auf die neuen Vorschriften und die neue Preisgestaltung umgestellt, so dürfte sich zeigen, daß die Anordnung eine außerordentliche Vereinfachung und Klarheit in den weiten östlichen Schrottmarkt gebracht hat.

Preisänderung für unchargierfähigen Schrott oder Mischschrott.

— Die Reichsstelle für Eisen und Stahl hat mit Zustimmung des Reichswirtschaftsministers und des Reichskommissars für die Preisbildung am 1. Oktober 1941 eine Anordnung 18 d erlassen (Reichsanzeiger Nr. 229 vom 1. Oktober 1941), wodurch die Anordnung 18 der Reichsstelle für Eisen und Stahl vom 14. November 1936 im § 7, Abs. 5 eine Aenderung dahin gehend erfährt, daß sich für den Einkauf von unchargierfähigem Schrott oder Mischschrott die in Abs. 1 und 2 aufgeführten Höchstpreise für Stahlschrott um 9 RM je 1000 kg ermäßigen. Es ist jeweils der Höchstpreis mit der dazugehörigen Frachtgrundlage zu berechnen, der für den der Entfallstelle nächstgelegenen Schrottverbraucher gültig ist.

Die Stahl- und Walzwerkserzeugung der Vereinigten Staaten von Nordamerika im Jahre 1940.

Nach den Ermittlungen des „American Iron and Steel Institute“ belief sich die Erzeugung der Vereinigten Staaten an Stahlblöcken und Stahlguß im Jahre 1940 auf 60 765 353 t (alle Mengenangaben in metr. t) gegen 47 897 937 t im Jahre 1939, hatte somit eine Zunahme von 12 867 416 t oder 27 % zu verzeichnen. Im einzelnen wurden, verglichen mit den beiden vorhergehenden Jahren, die folgenden Mengen hergestellt:

Gegenstand	1938 t	1939 t	1940 t
Siemens-Martin-Stahl	26 379 729	43 916 402	55 857 869
davon: basisch	26 103 035	43 389 240	55 291 695
sauer	276 694	527 162	626 174
Bessemerstahl	1 910 752	3 047 141	3 364 343
Tiegelstahl	6	845	929
Elektrostahl	513 104	933 549	1 542 232
Insgesamt	28 803 591	47 897 937	60 765 353

Die Erzeugung an legierten Stählen belief sich auf 4 504 953 t gegen 2 913 821 t im Vorjahre und 1 499 970 t im Jahre 1938. Davon waren 4 404 121 (2 831 181) t Stahlblöcke und 100 832 (82 640) t Stahlguß.

Die Herstellung an warmgewalzten Fertigerzeugnissen aller Art hat gegenüber dem Vorjahre um 8 760 468 t oder rd. 25 % zugenommen, wie nachfolgende Uebersicht zeigt:

Gegenstand	1939 t	1940 t
Vorblöcke, Knüppel usw.	544 821	834 448
Halbguß zum Verkauf	136 419	1 522 162
Schienen	1 190 807	1 523 143
Schwellen	13 328	12 227
Laschen, Unterlagsplatten usw.	470 894	468 040
Rollendes Eisenbahnzeug	134 609	173 364
Baustahl	3 047 204	3 839 500
Handelsstahl, einschließlich Kleineisenzeug	4 419 682	5 859 714
Betonstahl	1 148 906	1 293 637
Bandstahl	97 568	88 064
Streifen	4 072 230	4 741 185
Röhrenstreifen	2 113 846	2 457 550
Massive und hohle Knüppel für nahtlose Röhren	1 831 145	2 105 534
Universalstahl	628 070	691 866
Grobbleche	2 187 985	3 230 254
Mittel- und Feinbleche	9 052 420	10 619 409
Feinbleche zum Verzinnen	608 472	358 837
Schwarzbleche	113 287	114 642
Walzdraht	3 338 692	3 947 909
Spundwandstahl	143 603	168 849
Sonstige Walzzeugnisse	91 258	93 391
Insgesamt	35 383 246	44 143 714

An Weißblechen wurden 2 333 773 (1939: 2 273 063) t, an Mattblechen 150 613 (164 687) t hergestellt. Aus Altmate-

rial wurden insgesamt 512 363 (573 526) t Fertigerzeugnisse gewonnen; davon waren 184 195 t Stabstahl und 145 690 t Betonstahl.

AG. der Kohlenwertstoff-Verbände. — Durch die Errichtung der AG. der Kohlenwertstoff-Verbände, Bochum¹⁾, die am 1. August 1941 ihre Tätigkeit aufgenommen hat, sind die bis dahin betriebenen einzelnen Kohlenwertstoff-Gesellschaften überflüssig geworden, da die AG. der Kohlenwertstoff-Verbände selbst die Geschäftsführung für die einzelnen Verbände übernommen hat. Infolgedessen sind, wie aus Registergerichtseintragungen hervorgeht, der Benzin-Verband G. m. b. H., Bochum, die Deutsche Ammoniak-Verkaufs-Vereinigung G. m. b. H., Bochum, und der Cumaronharz-Verband G. m. b. H., Bochum, aufgelöst worden.

Der Benzol-Verband, G. m. b. H., Bochum, ist dagegen nicht in Liquidation getreten, da aus ihm nach einer Erhöhung des Stammkapitals auf 4 Mill. RM durch Umwandlung die AG. der Kohlenwertstoff-Verbände hervorgegangen ist.

¹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 646 u. 703.

Buchbesprechungen.

Das Gießereiwesen in gemeinfächlicher Darstellung. Hrsg. von der Wirtschaftsgruppe Gießerei-Industrie. Mit 140 Abb., 8 Bild- u. 8 Zahlentaf. Düsseldorf: Gießerei-Verlag, G. m. b. H., 1941. (VI, 314 S.) Geb. 8 RM.

Es ist erfreulich und dürfte wohl von der gesamten Fachwelt aufrichtig begrüßt werden, daß der Gießerei-Verlag, G. m. b. H., Düsseldorf, mit Unterstützung des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute nunmehr auch ein Parallelwerk zur gemeinfächlichen Darstellung des Eisenhüttenwesens für das Gebiet des Gießereiwesens herausgebracht hat. Die wenigsten Zeitgenossen, ja selbst viele Fachleute, vor allem aber sehr wenige der angehenden Gießerei-Ingenieure, sind sich der Wichtigkeit der Gießerei-Industrie nach Höhe der Erzeugung, Bedeutung der technischen Nutzlegierungen und wirtschaftlichem Umfang des Gießereigewerbes voll bewußt. Wenn in mehr als 3500 Betrieben des Großdeutschen Reiches bei einem Einsatz von über 250 000 Facharbeitern Milliardenwerte geschaffen werden, so handelt es sich doch zweifellos um eine Schlüsselindustrie, die für den deutschen Maschinenmarkt, das Verkehrswesen, das Bauwesen und den Haushalt von grundsätzlicher Bedeutung ist. Die starke wissenschaftliche und technologische Entwicklung des Gießereiwesens während der letzten Jahrzehnte hat das notwendige Blickfeld des Gießerei-Ingenieurs zwangsläufig so stark erweitert, daß ein zusammenfassendes gemeinverständliches Werk der vorliegenden Form nicht nur für den in der Technik stehenden deutschen Menschen ganz allgemein, sondern auch für den dem Gießereigewerbe näherstehenden Fachmann und Ingenieur notwendig geworden ist. Das vorliegende Werk ist ein überzeugendes Beispiel für die Möglichkeit, gemeinverständliche technisch-wirtschaftliche Dinge so zu behandeln, daß sie nicht als nebensächlich betrachtet werden und auch in den Augen der nichttechnischen Fachwelt nicht an Bedeutung verlieren, wie dies leider oft bei Werken ähnlicher Zielsetzung früher der Fall gewesen ist.

Das vorliegende Werk läßt die Fragen und Aufgaben erkennen oder ahnen, die der Wissenschaftler, der Techniker und der Wirtschaftler zu bewältigen haben, wenn in verantwortungsbewußter Form eine den heutigen hohen Ansprüchen der Technik gerecht werdende wertschaffende Arbeit geleistet werden soll.

Vielleicht wäre bei der voraussichtlich bald notwendig werdenden Neuauflage dem vorliegenden Werk ein kleines Kapitel voranzusetzen, welches die Bedeutung des Gießens als Formgebungsverfahren im Rahmen der sonstigen Formgebungsverfahren metallischer Werkstoffe kennzeichnet und dessen technische, metallurgische, wirtschaftliche und volkswirtschaftliche Vor- und Nachteile gegenüber den anderen Formgebungsverfahren erkennen läßt.

Der Aufbau des Werkes ist logisch und übersichtlich, die Ausstattung hervorragend; auch die Abbildungen sind gut und überzeugend. Allen Beteiligten muß man aufrichtig dafür danken, daß sie den Plan zur Herausgabe des vorliegenden Werkes so erfolgreich betrieben haben trotz der zweifellos vorhandenen Schwierigkeiten, welche die heutige Zeit dem Buchhandel auferlegt.

Eugen Piwowarsky.

Eisenhütte Oberschlesien

Zweigverein des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute

Hauptversammlung in Gleiwitz.

Terminänderung:

Statt 1. und 2. November: **29. und 30. November 1941.**

Einzelheiten werden noch bekanntgegeben werden.