

# 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 12

23. MÄRZ 1939

59. JAHRGANG

### Verhüttungsversuche mit Salzgitter-Erzen.

Von Heinz Schumacher in Dortmund.

[Bericht Nr. 181 des Hochofenausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute\*].

(Großversuche mit sauren Salzgitter-Erzen zur Gewinnung von Betriebskennzahlen und Kostengrundlagen. Entlastung des Hochofens durch Möllervorbereitung und gebrannten Kalk. Einsintern des Kalkes. Auswertung der Betriebsergebnisse. Verwertung der sauren Hochofenschlacke. Senkung der Kosten durch Möllervorbereitung. Verfahrenvergleich der Roherz- und der Konzentratverhüttung.)

Die Notwendigkeit, arme Inlandserze entsprechend der ständig steigenden Förderung in immer stärkerem Maße zu verhütten, führt, abgesehen von einer Verarmung des Möllers an Eisen, zu einem Ueberangebot an Kieselsäure. Die Lösung der Aufgabe der Verhüttung saurer deutscher Eisenerze ist damit im wesentlichen eine Frage der wirtschaftlichsten Trennung der Gangart vom Metall. Es ist zu entscheiden, ob es von Fall zu Fall zweckmäßiger ist, die Trennung der Gangart vom Metall unter Aenderung der bisherigen Betriebsweise unmittelbar im Hochofen vorzunehmen, oder einen Teil der Gangart, besonders die Kieselsäure, durch Aufbereitung vor Aufgabe des Erzes im Hochofen auszuscheiden. Maßgebend für die zu wählende Trennung sind die je t Roheisen entstehenden Gesamtkosten, angefangen vom Roherz auf der Grube bis zum flüssigen Roheisen auf der Hütte.

Der gegenwärtige Stand der Aufbereitungsanlagen, insbesondere ihre Zahl und ihre Leistungsfähigkeit, machen es verständlich, daß die im Laufe des letzten Jahres von verschiedenen Werken durchgeführten Großversuche zunächst einmal die Möglichkeit der unmittelbaren Verhüttung deutscher Erze im Hochofen sorgfältig zu prüfen versuchten. W. Lennings<sup>1)</sup> konnte bei Verhüttung von badischem und württembergischem Doggererz in unvorbereitetem Zustand bereits nachweisen, daß im Dauerbetrieb eine getrennte Verhüttung armer Inlandserze und die Anwendung des von M. Paschke und E. Peetz<sup>2)3)</sup> vorgeschlagenen Verfahrens der sauren Schmelzföhrung gewisse Vorteile gegenüber dem basischen Schmelzen bietet.

Die Firma Hoesch, A.-G., in Dortmund hat in den Monaten Juni und Juli 1938 einen Großversuch mit Salzgitter-Erzen durchgeführt, um auch für diese die wichtigsten Kennzahlen der Verhüttung und damit die Kostengrundlagen festzustellen.

Für die Versuche stand Salzgitter-Erz aus der Grube Finkenkuhle zur Verfügung mit einem durchschnittlichen

Eisengehalt im Trocknen von 27,1% und einem Nässegehalt von 11%. Die Analyse ist in *Zahlentafel 1* aufgeführt. Das Verhältnis  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$  in der Gangart ist entsprechend dem hohen Kieselsäureüberschuß nur 0,17. Auch physikalisch ist Finkenkuhle-Roherz ungünstig. Siebanalysen des Erzes im Anlieferungszustand ergaben einen Feinerzanteil unter 5 mm von rd. 40%; dabei sind die gröberen Bestandteile fast durchweg nicht stückfest, sondern lassen sich leicht zerdrücken.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung von Finkenkuhle-Erz und Sinter (im Trocknen).

	Finkenkuhle-Roherz Anlieferungszustand %	Finkenkuhle-Roherz (abgesiebtes Feines) %	Boherz-sinter (O-Sinter) %	Sinter aus 77% Roherz 23% Kalksteingrus (K <sub>1</sub> -Sinter) %	Sinter aus 73% Roherz 27% Kalksteingrus (K <sub>2</sub> -Sinter) %
Ges.-Fe . . .	27,15	30,03	32,93	27,23	26,25
Mn . . . . .	0,34	0,34	0,46	0,40	0,38
P . . . . .	0,34	0,38	0,44	0,44	0,35
S . . . . .	0,13	0,13	0,05	0,13	n. b.
SiO <sub>2</sub> . . . .	30,18	28,94	32,56	27,10	24,85
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + TiO <sub>2</sub>	8,13	7,69	9,32	9,28	7,34
CaO . . . . .	5,21	4,20	6,00	18,85	23,65
MgO . . . . .	1,95	1,88	2,03	1,81	2,14
CO <sub>2</sub> . . . . .	6,64	4,20	1,30	1,90	1,40
H <sub>2</sub> O geb. . .	6,72	8,50	0,90	0,38	0,45
Nässe . . . .	11,00	12,00	2,70	—	—

Die Eigenart des Finkenkuhle-Erzes erfordert daher bei der Roherzverhüttung eine zweckentsprechende Möllervorbereitung und die Anwendung des sauren Schmelzens. Die Notwendigkeit hierzu ergibt sich am besten aus einem Vergleich der wichtigsten Möllerkennzahlen des Versuchserzes mit den entsprechenden Werten eines Normalmöllers von der Ruhr. In *Bild 1* sind die wichtigsten Möllerkennzahlen eingetragen und gleichzeitig der Einfluß der Verhüttungsbedingungen auf diese Zahlen dargestellt worden. Die Werte beziehen sich auf 1000 kg Fe im Möller, wobei jedoch die Koksasche unberücksichtigt geblieben ist.

Der angegebene Normalmöller erfordert bei einem Basengrad der Schlacke von  $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,4$ , der, wenigstens im Dortmunder Bezirk, mit Rücksicht auf den hohen Schwefelgehalt im Koks notwendig ist, einen Kalksteinzuschlag von rd. 90 kg je 1000 kg Fe. Die Gesamtmenge der Schlacken-

\* ) Vorgetragen in der 1. Vortragssitzung der 128. Hauptversammlung am 5. November 1938 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

<sup>1)</sup> Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 25/34, 52/58 u. 623/25.

<sup>2)</sup> Gießerei 22 (1935) S. 560/61.

<sup>3)</sup> Gießerei 23 (1936) S. 454/60.

bildner beträgt hierbei 370 kg, die Möllerkohlensäure 65 kg und das Hydratwasser 13 kg je 1000 kg Fe. Würde man Finkenkühle-Roherz bei gleicher Schlackenführung verhütten, dann wäre hierzu nach Bild 1, Angabe 2, ein Kalksteinzuschlag von 2500 kg für 1000 kg Fe notwendig. Die

geben. Der Eisengehalt des Feinen liegt etwas höher als der von nicht abgesiebttem Roherz (vgl. Zahlentafel 1). Das Grobe wurde, da es infolge der bisher nur behelfsmäßig durchführbaren Absiebung noch viel Feines enthielt, gleichmäßig auf die andern Oefen verteilt. Durch die Sinterung gelang es (vgl. Bild 2), den Anteil des Feinen unter 5 mm auf 22% herunterzudrücken und damit das Versuchserz der Körnung eines Normalmöllers weitgehend anzupassen. Außer der Stückigmachung bewirkt die Sinterung eine fast restlose Austreibung der Erzkohlensäure und des Hydratwassers.

Bild 1, Angabe 4, zeigt die nach dem Versuchsplan durch die Anwendung des sauren Schmelzens sowie durch die mechanische und wärmetechnische Möllervorbereitung im günstigsten Falle mögliche Entlastung des Hochofens. Auf 1000 kg Fe kommen rd. 2370 kg Schlackenbildner und 45 kg CO<sub>2</sub>, die noch aus dem gebrannten Kalkstein stammen; dabei ist angenommen, daß Erzkohlensäure und Hydratwasser durch die Sinterung restlos entfernt werden. Der

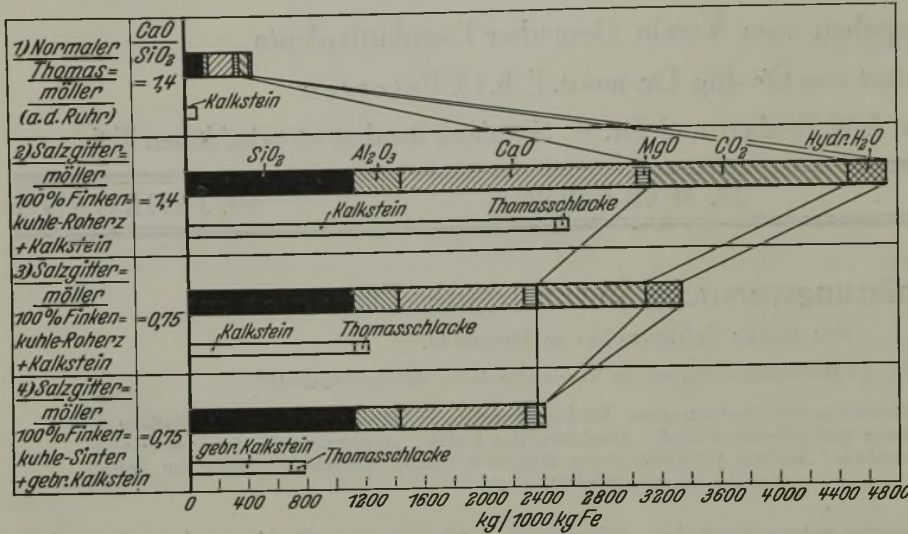


Bild 1. Möllerkennzahlen bei Änderung der Verhüttungsbedingungen.

Menge der Schlackenbildner würde auf 3140 kg je 1000 kg Fe, also auf das 8,5fache ansteigen. Durch Uebergang vom basischen zum sauren Schmelzen mit einem CaO:SiO<sub>2</sub>-Verhältnis von p = 0,75 vermindert sich nach Bild 1, Angabe 3, die Schlackenmenge um rd. 25% und die Kalksteinmenge auf etwa die Hälfte. Der Kalksteinzuschlag von 1130 kg für 1000 kg Fe, der dann noch notwendig ist, bringt 490 kg CO<sub>2</sub> mit, so daß mit den 245 kg CO<sub>2</sub> aus dem Erz insgesamt 735 kg Möllerkohlensäure für 1000 kg Fe austreiben sind.

P. Reichardt<sup>4)</sup> wies bei Aufstellung der Wärmestufenbilanzen bereits nach, daß der bekannte Knick in der Stoff-Temperatur-Kurve bei 900°, hervorgerufen durch den Wärmebedarf für die Kohlensäureaustreibung, entscheidend den Heizkohlenstoffbedarf bestimmt. Die oberhalb 900° verfügbare Wärme je kg des im Hochofen verbrennenden Kohlenstoffs beträgt bei 600° Windtemperatur 1958 kcal/kg C, so daß je 100 kg CO<sub>2</sub> im Hochofen

$$\frac{96\ 900}{1958} = 49\ \text{kg C oder } 59\ \text{kg Ruhrkoks}$$

aufzuwenden sind. Durch vorheriges Brennen des Zuschlagkalksteins können demnach der Größenordnung nach bei saurer Verhüttung von Finkenkühle-Roherz rd. 300 kg Koks je t Fe eingespart werden. Zur weiteren Entlastung des Hochofens wurde daher der Kalkstein im Versuchsabschnitt I als gebrannter Kalk und zur Feststellung des Unterschiedes in Versuchsabschnitt II im Rohzustand aufgegeben.

Frühere Verhüttungsversuche hatten ergeben, daß der hohe Feinerzanteil der Salzgitter-Erze die Ansatzbildung begünstigte und dadurch häufige Hängestörungen herbeiführte. Außerdem traten ungewöhnlich hohe Verstaubungsverluste auf, die z. B. bei einem Großversuch auf einem andern Hüttenwerk rd. 23% des aufgegebenen Möllergewichtes betrug; dabei ist die eingeblasene Gichtstaubmenge vom Gesamtstaubentfall bereits abgezogen. Für den Versuch wurde daher das Grobe vom Feinen getrennt und nur das Feine als Sinter im Hochofen auf-

<sup>4)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 77/101 (Hochofenaussch. 83).

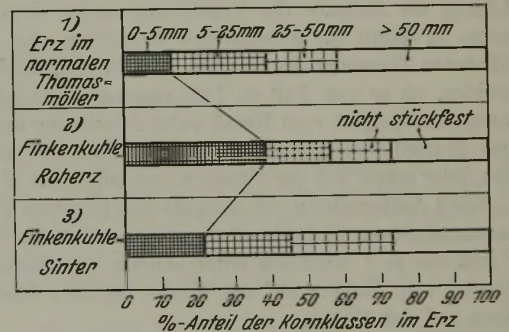


Bild 2. Kornklassen-Zusammensetzung.

Versuchsplan gestattet daher, wenigstens der Größenordnung nach, die Grenzen des bei der Roherzverhüttung von Finkenkühle-Erz Erreichbaren aufzuzeigen.

Da durch Vorversuche festgestellt worden war, daß es auf dem Sinterband mit höherem Brennstoffaufwand möglich ist, einen Kalksteinzuschlag bis zu 40% der Feinerzmenge einzusintern und damit abzurösten, wurde in den letzten Tagen des Versuchsabschnittes I Roherzsinter mit eingebundenem Kalk aufgegeben.

Für die Versuche wurden insgesamt rd. 27 000 t Roherzsinter verarbeitet. Die Versuche dauerten insgesamt 31 Tage, und zwar 15 Tage der Versuch I und 16 Tage der Versuch II. Als Versuchsofen diente Hochofen 3 mit einem Gestelldurchmesser von 4,6 m und einem Gesamthalt von

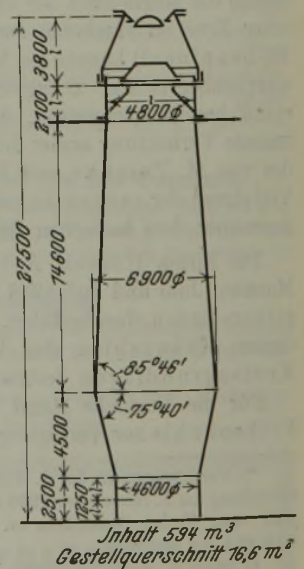


Bild 3. Abmessungen des Versuchsofens.

Zahlentafel 2. Verhüttungskennzahlen.

Versuch	Einheit	I a		I b		II	
1. Möller . . . . .		3203 kg Sinter O . 100,0		2804 kg Sinter K <sub>1</sub> . 73,5		3377 kg Sinter O . 100,0	
		80 kg Thomas-schlacke . 2,5		1016 kg Sinter K <sub>2</sub> . 26,5		106 kg Thomas-schlacke . 3,2	
		651 kg gebr. Kalk 20,3		114 kg Thomas-schlacke . 3,0		1114 kg Kalkstein 33,0	
2. Staubentfall . . . . .	kg/t RE	284		106 kg gebr. Kalk . 2,7			
	% v. Möller	7,2		226		215	
3. Ausbringen:				5,6		4,7	
a) Möllerausbringen (abzügl. Gichtstaub) . . . . .	%	27,4		26,2		22,8	
b) Eisenausbringen . . . . .	%	94,6		92,8		87,4	
4. Windtemperatur . . . . .	°C	550		525		520	
5. Winddruck . . . . .	kg/cm <sup>2</sup>	0,74		0,73		0,70	
6. Koksdurchsatz (trocken):							
a) im Tag . . . . .	t/24 h	330		341		356	
b) bezogen auf Gestellquerschnitt bezogen auf Normalwert . . . . .	kg/m <sup>2</sup> · h	827		855		893	
	%	66		68		71	
7. Roheisenerzeugung . . . . .	t/24 h	272		288		232	
8. Koksverbrauch (trocken) . . . . .	kg/t RE	1212		1184		1535	
9. Möllerkohlensäure . . . . .	kg/t RE	97		61		540	
10. Roheisen:		Vor	Nach	Vor	Nach	Vor	Nach
a) Analyse: C . . . . .	%	3,00	n. b.	2,96	n. b.	3,04	n. b.
Si . . . . .	%	1,17	0,88	0,75	0,41	1,40	1,01
Mn . . . . .	%	0,27	0,20	0,20	0,14	0,18	0,12
P . . . . .	%	1,71	1,72	1,79	1,82	1,81	1,82
S . . . . .	%	0,338	0,133	0,370	0,185	0,38	0,148
b) Temperatur (wahre) . . . . .	°C	1400 bis 1450		nicht gemessen		nicht gemessen	
11. Entschwefelung des Roheisens:							
a) Entschwefelungsmittel:							
Soda . . . . .	kg/t RE	14,2		14,5		13,2	
Kalksteinsplitt (5 bis 15 mm) . . . . .	kg/t RE	13,2		13,5		12,3	
b) Entschwefelungsgrad . . . . .	%	61		50		61	
12. Schlacken:							
a) Menge . . . . .	kg/t RE	2240		2440		2440	
b) Analyse: Fe . . . . .	%	1,70		1,98		2,26	
SiO <sub>2</sub> . . . . .	%	43,09		41,77		44,01	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	%	14,22		13,46		14,19	
CaO . . . . .	%	34,08		36,48		33,96	
MgO . . . . .	%	3,21		3,29		3,05	
S . . . . .	%	0,58		0,55		0,56	
c) Schlacken Kennzahl $\frac{CaO}{SiO_2}$ . . . . .		0,79		0,87		0,78	
d) Temperatur (wahre) . . . . .	°C	1430 bis 1450		nicht gemessen		nicht gemessen	
13. Gichtgas:							
a) Analyse: CO <sub>2</sub> . . . . .	%	5,35		7,20		7,60	
CO . . . . .	%	33,40		33,40		32,00	
H <sub>2</sub> . . . . .	%	1,88		1,70		2,20	
N . . . . .	%	59,37		57,70		58,20	
b) Temperatur . . . . .	°C	220		290		250	
14. Indirekte Reduktion . . . . .	%	38		50		39	

594 m<sup>3</sup>. Die genauen Abmessungen sind in Bild 3 eingetragen.

Finkenkuhle-Roherz wurde mit einem Brennstoffaufwand von 83 kg/t Sinter bei einer Leistung von 946 t Sinter je 24 h auf einer Bandsinteranlage gesintert. Die Leistung entspricht damit in etwa der Normleistung. Schwierigkeiten beim Sintern bereitete der hohe Nässegehalt des Roherzes und die Klebrigkeit des Gutes, wodurch das Abziehen des Erzes aus den Aufgabebunkern sehr erschwert wurde.

Die gleichzeitige Abröstung des Kalksteinschlages bei der Sinterung in den bereits angegebenen Grenzen ließ sich ohne besondere Schwierigkeiten durchführen. Es wurde u. a. eine Mischung von 73% Roherz und 27% Kalksteinsplitt mit einer Körnung von 0 bis 5 mm auf dem Sinterband aufgegeben. Vorversuche hatten ergeben, daß durch den Wärmeeffort für die Kohlensäureabtreibung die lotrechte Fortpflanzung des Zündvorganges stark verzögert wird. Es war daher nicht möglich, die Bandgeschwindigkeit entsprechend dem durch die Einsinterung von Kalkstein verminderten Ausbringen zu steigern, so daß die Leistung der Bandsinteranlage bei Herstellung dieses

Sinters um rd. 14% zurückging. Der Brennstoffaufwand betrug 121 kg/t Sinter.

Die Stückfestigkeit des Roherzsinters ist befriedigend. Nach zehntägiger Lagerung und mehrmaligem Umlagern konnte nur ein Anstieg des Feinen von 22% auf 28% festgestellt werden. Dagegen ist der Sinter mit eingebundenem Kalk, kurz K-Sinter genannt, weniger stückfest. Bei der Einsinterung wird der größte Teil des Kalkes nur mechanisch eingebunden. In dieser Form ist der K-Sinter außerordentlich empfindlich gegen Feuchtigkeit jeder Art. Bei Wasseraufnahme sprengt der gebrannte Kalk die Sinterstücke auseinander. Siebanalysen zeigten, daß durch Lagerung der Anteil des Feinen in einem Zeitraum von zehn Tagen von 35% auf rd. 75% anstieg. Der K-Sinter muß daher unmittelbar nach der Herstellung verbraucht werden.

Die Ergebnisse des Verhüttungsversuches sind in Zahlentafel 2 zusammengestellt. In Versuchsabschnitt Ia und II bestand der Möller (Zeile 1) aus 100% Roherzsinter, kurz O-Sinter genannt, in Versuchsabschnitt Ib wurden 73,5% K<sub>1</sub>-Sinter und 26,5% K<sub>2</sub>-Sinter aufgegeben. Die beiden Sintersorten unterscheiden sich nach Zahlentafel 1

Zahlentafel 3. Stoffbilanz.

	kg/t Roheisen	Fe		Mn			S			
		%	kg	%	%	kg	%	%	kg	%
<b>Normalmüller</b>										
Einbringen:										
Erz	1939	51,84	1005,2		1,20	23,2		0,05	0,9	
Kalkstein	100		0,4							
Koks	866		11,5			0,1			9,3	
	2905		1017,1	107,7		23,3	106,9		10,2	102,0
Abzüglich Gichtstaub	143	51,2	73,2	7,7	1,05	1,5	6,9	0,14	0,2	2,0
	2762		943,9	100,0		21,8	100,0		10,0	100,0
Ausbringen:										
Roheisen	1000	92,31	923,1	97,9	1,40	14,0	64,3	0,08	0,8	8,0
Schlacke (FeO)	483	0,91	4,4	0,5	1,57	7,6	34,8	1,91	9,2	92,0
Nicht nachweisbar (als Granalien in der Schlacke?)			16,4	1,6		0,2	0,9			
			943,9	100,0		21,8	100,0		10,0	100,0
<b>Müller aus Versuch Ia</b>										
Einbringen:										
Erz	3203	32,04	1025,9		0,45	14,4		0,05	1,6	
Thomasschlacke	80	10,61	8,5		3,05	2,4		0,11	0,1	
Gebrannter Kalk	651		3,8							
Koks	1243		14,8			0,1			14,3	
	5177		1053,0	106,5		16,9	110,6		16,0	103,9
Abzüglich Gichtstaub	284	22,6	64,3	6,5	0,55	1,6	10,6	0,22	0,6	3,9
	4893		988,7	100,0		15,3	100,0		15,4	100,0
Ausbringen:										
Roheisen	1000	93,51	935,1	94,5	0,27	2,7	17,7	0,34	3,4	22,1
Schlacke (FeO)	2242	1,70	38,1	3,9	0,52	11,6	75,8	0,52	11,6	75,3
Nicht nachweisbar (als Granalien in der Schlacke?)			15,5	1,6		1,0	6,5		0,4	2,6
			988,7	100,0		15,3	100,0		15,4	100,0

nur durch einen höheren Basengrad infolge der höheren Kalksteinzugabe bei K<sub>2</sub>-Sinter auf dem Sinterband.

Zur Erreichung der gewünschten Schlackenzusammensetzung von p = rd. 0,8 wurden bei Versuch Ia 651 kg gebrannter Kalk mit rd. 6,5% Kohlensäure und bei Versuch II 1414 kg roher Kalkstein aufgegeben. In Versuch Ib fiel, wie Zeile 12c zeigt, die Schlacke mit einem Basengrad von p = 0,87 etwas weniger sauer an, da im Augenblick der Verhüttung noch keine genauen Analysen des K-Sinters vorlagen und deshalb zur Vorsicht noch 106 kg gebrannter Kalk je t Roheisen aufgegeben worden waren.

Die gute mechanische Vorbereitung des Möllers durch die Sinterung kommt in der verhältnismäßig geringen Verstaubung (Zeile 2) zum Ausdruck. Die höchste Verstaubung mit 284 kg je t Roheisen weist Versuchsabschnitt Ia auf und ist, der Staubanlyse nach zu urteilen, eine Folge der schlechten mechanischen Beschaffenheit des gebrannten Kalkes. In Versuch II verstaubten 215 kg je t Roheisen oder 4,7% vom Möllergewicht.

Die beim sauren Schmelzen entstandenen Verschlackungsverluste unterscheiden sich stark von den entsprechenden Werten bei basischer Schlackenführung. Nach Zahlentafel 2 (Zeile 3b) beträgt das Eisenausbringen, d. h. das Verhältnis von Eisen im Roheisen zum Eisen im Möller, abzüglich Eisen im Gichtstaub in Versuchsabschnitt Ia 94,6% und in Versuch Ib 92,8%, was für saure Schlackenführung und bei der hohen Schlackenmenge als günstig angesehen werden kann. Das geringere Eisenausbringen in Versuchsabschnitt II mit 87,4% erklärt sich dadurch, daß in diesem Versuchsabschnitt der Ofen infolge zu hohen Satzgewichtes eine Zeitlang zu matt geführt wurde, wodurch die kältere, zähflüssigere Schlacke wahrscheinlich mehr Eisen mitgerissen hat. In Zahlentafel 3 sind zur Kennzeichnung der unterschiedlichen Verschlackungsverluste die Stoffbilanzen für Eisen, Mangan und Schwefel im Versuchsabschnitt Ia und als Vergleich hierzu für einen Normalmüller des Jahres 1935 bei

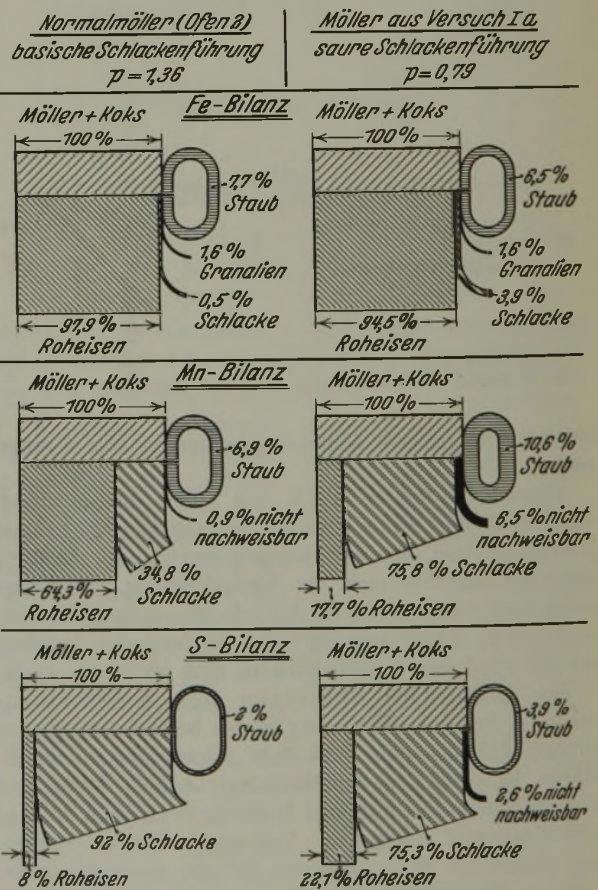


Bild 4. Stoffbilanzen.

basischer Schlackenführung einander gegenübergestellt worden. Die Werte sind in Bild 4 als Strombilder dargestellt. Bei einem Eisengehalt der Schlacke von 1,70%

werden im Falle Ia 3,9% gegenüber nur 0,5% des eingebrachten Eisens beim basischen Schmelzen als Eisenoxydul verschlackt. Der Verlust als metallische Einschlüsse ist in beiden Fällen gleich hoch. Der Versuch hat damit den Nachweis erbracht, daß die beim sauren Schmelzen gefürchteten Verluste durch mitgerissenes Eisen sich durchaus in üblichen Grenzen halten lassen. Zur Feststellung des Granaliengehaltes in der Abstichschlacke wurde als Stichprobe die gesamte Abstichschlacke eines Abstiches in Höhe von 23 t in der Pfanne erkalten gelassen und diese Schlacke durch die mechanische Probenahme geschickt. Auf diese Weise wurde eine einwandfreie Durchschnittsprobe erzielt. Der festgestellte Granaliengehalt betrug nur 0,13%.

Kennzeichnend für das saure Schmelzen ist der hohe Manganverlust von 75,8% in der Schlacke, weshalb ein besonderer Zusatz von Manganträgern im Möller bei saurer Schlackenführung eine Verschwendung bedeuten würde. Das Manganausbringen im Roheisen beträgt nur 17,7% gegenüber 64,3% beim basischen Schmelzen. Der dem Wesen des sauren Schmelzverfahrens entsprechende Verzicht auf eine Entschwefelung des Roheisens im Hochofen kommt in der Schwefelbilanz eindeutig zum Ausdruck. 22,1% des eingesetzten Schwefels gegenüber nur 8% beim basischen Schmelzen wandern in das Roheisen. Immerhin werden auch bei saurer Schlackenführung noch 75,3% des eingesetzten Schwefels durch die Schlacke selbst entfernt.

Nach *Zahlentafel 2* (Zeile 4) war die Windtemperatur in allen Versuchsabschnitten nahezu gleich, nämlich 520 bis 550°. Der Winddruck lag im Mittel zwischen 0,7 und 0,74 kg/cm<sup>2</sup> (Zeile 5).

Der Koksdurchsatz (Zeile 6) wurde in allen drei Versuchsabschnitten absichtlich niedriger gehalten als sonst üblich und betrug mit 330 bis 356 t Trockenkoks durchsatz je 24 h 66 bis 71% des Normalwertes. Die während des Versuches eingehaltene Verblaseleistung von 800 bis 900 kg Trockenkoks je m<sup>2</sup> Gestellquerschnitt und Stunde entspricht in etwa dem mit niedrigem Möllerausbringen arbeitenden Hochofenbetrieb an der Saar. Da der Koks durchsatz in Verbindung mit dem Koksverbrauch je t Roheisen die Erzeugung des Ofens bestimmt, ist es unbedingt erforderlich, durch weitere Versuche nachzuprüfen, wie sich bei steigendem Koks durchsatz die festgestellten Kennziffern gestalten. Bei dem ungewöhnlich hohen Möllerraum je t Roheisen ist damit zu rechnen, daß von einem bestimmten Koks durchsatz ab die Durchsatzzeit und damit die Vorbereitungszeit des Möllers im Ofen zu kurz wird.

Die Schlackenmenge je t Roheisen (Zeile 12) betrug in Versuchsabschnitt Ia rd. 2200 kg und in Versuchsabschnitt Ib rd. 2400 kg infolge der hier zufällig weniger sauer geführten Schlacke. Auch in Versuchsabschnitt II ist die errechnete Schlackenmenge mit 2400 kg durch die höheren Eisenverluste größer als in Versuchsabschnitt Ia.

Der Trockenkoksverbrauch je t Roheisen (Zeile 8) betrug bei Versuch Ia 1212 kg und bei Versuch Ib 1184 kg. Ob diese geringe Koksverbrauchssenkung bei Versuch Ib auf die wesentlich höhere indirekte Reduktion (Zeile 14) zurückzuführen ist, kann im Augenblick nicht gesagt werden. Es besteht die Möglichkeit, daß hier die innigere Vermischung von Kalk und Kieselsäure durch die vorhergehende Sinterung ein Schmelzen der Schlacke bei niedrigerer Temperatur bewirkt und dadurch den Wärmeverbrauch für die Schlackenschmelzung senkt. In Versuchsabschnitt II wurde ein Trockenkoksverbrauch von 1535 kg je t Roheisen festgestellt. Der Möller in Versuchsabschnitt II unterscheidet sich von dem in Versuchsabschnitt Ia nur dadurch, daß jetzt roher Kalkstein statt gebrannten Kalkes aufgegeben wurde,

wodurch 540 — 97 = 443 kg Möllerkohlensäure (Zeile 6) im Hochofen mehr ausgetrieben werden mußten. Für diese Mehrbelastung wurden demnach im Hochofen 323 kg Trockenkoks je t Roheisen mehr aufgewandt als in Versuchsabschnitt Ia oder umgerechnet  $\frac{323 \cdot 100}{443} = 73$  kg Koks

je 100 kg CO<sub>2</sub>. Der festgestellte Mehrkoksverbrauch für die Austreibung der Kohlensäure entspricht demnach der Größenordnung nach dem rechnerisch zu erwartenden Betrag und unterstreicht die Bedeutung des Kalksteinbrennens, insbesondere bei Verhüttung von Salzgitter-Roherz.

Die Roheisenerzeugung (Zeile 7) ist bei dem absichtlich nahezu unverändert gehaltenen Koks durchsatz im wesentlichen bestimmt durch den Koksverbrauch

je t Roheisen und beträgt entsprechend in Versuchsabschnitt II 232 t/24 h gegenüber 272 t im Falle Ia und 288 t im Falle Ib. Die mittlere

Roheisenzusammensetzung vor und nach der Entschwefelung ist in Zeile 10 angegeben und zeigt eindeutig die beim sauren Schmelzen stets zu erwartende Verschlechterung des Roheisens. Der Siliziumgehalt liegt in Versuch Ia im Mittel bei 1,17% und in Versuch II bei 1,4%. Der

Schwefelgehalt bewegt sich im Mittel in den Grenzen von 0,33 bis 0,38%. Zwischen dem Siliziumgehalt des Roheisens vor der Entschwefelung und dem Schwefelgehalt ließ sich, wie *Bild 5* zeigt, eine deutliche Abhängigkeit feststellen. Die Auswertung von rd. 150 Abstichanalysen nach der Häufigkeit zeigt, daß ein niedriger Schwefelgehalt im Roheisen nur bei hohem Siliziumgehalt erzielt werden kann. Während beispielsweise bei einem Siliziumgehalt von 1,8 bis 2,2% die Häufigkeitsspitze des Schwefelgehaltes zwischen 0,2 und 0,3% S liegt, steigt bei Siliziumgehalten von 0,2 bis 0,6% der Schwefelgehalt auf 0,6 bis 0,7% an. Der Siliziumgehalt ist hierbei ein Kennzeichen für die Temperatur des Roheisens und der Schlacke. Mit höherer Gestelltemperatur steigt neben der Siliziumreduktion die entschwefelnde Wirkung der Schlacke.

Die Entschwefelung wurde in zwei Stufen durchgeführt. Bei der erstmaligen Entschwefelung am Hochofen wurden ohne Rücksicht auf den Schwefelgehalt stets die gleichen Mengen Soda und Kalksplitt auf den Boden der Pfanne vor dem Einlassen des Roheisens aufgegeben, nämlich rd. 14 kg gekörnte Soda und 13 kg Kalksplitt (*Zahlentafel 2*, Zeile 11). Nähere Einzelheiten über den Entschwefelungsverlauf selbst sind bereits aus dem Schrifttum<sup>1)</sup> bekannt, so daß sich ein näheres Eingehen erübrigt. Die Entschwefe-

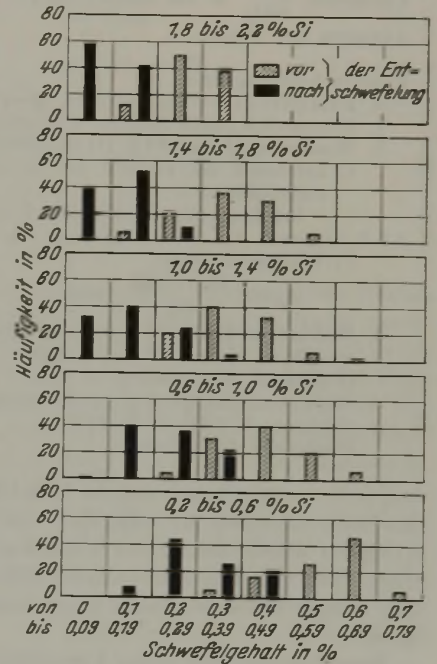


Bild 5. Abhängigkeit des Schwefelgehaltes im Roheisen vor und nach der Entschwefelung vom Siliziumgehalt des Roheisens. (Mittel aus 150 Abstichen.)

Zahlentafel 4. Untersuchungsergebnisse über die Eignung saurer Schlacke für Straßenbauzwecke.

Probe	A	B	C
Vorbehandlung:	Mischung von saurer Schlacke (p = 0,8) mit basischer Schlacke (p = 1,4) im Verhältnis 1 : 1	Mischung von basischer Schlacke (p = 1,4) mit saurer Schlacke (p = 0,8) im Verhältnis 1 : 1	Saure Schlacke ungemischt
Schichtdicke im Gießbett . . . . .	15 bis 25 cm	15 bis 25 cm	rd. 50 cm
Analyse der untersuchten Stückschlacke			
Fe . . . . . %	0,8	1,2	1,80
Mn . . . . . %	0,61	0,82	0,43
SiO <sub>2</sub> . . . . . %	38,44	37,60	45,12
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . . %	13,08	13,49	15,39
CaO . . . . . %	41,93	41,00	33,00
MgO . . . . . %	3,79	3,71	3,27
S . . . . . %	n. b.	0,92	0,37
Verhältnis $\frac{CaO}{SiO_2}$ in der Stückschlacke . . . . .	1,09	1,09	0,73
Aussehen der Proben:	dicht, ohne glasige Bestandteile	dicht, ohne glasige Bestandteile	etwa 15 % glasig 85 % verwertbar
Untersuchungsergebnis:			
1. Kalkzerfall (Prüfung unter der Quarzlampe)	beständig	beständig	beständig
2. Eisenzerfall (nach 2tägiger Wasserlagerung)	beständig	beständig	beständig
3. Wasseraufnahme (DIN DVM 2403)			
a) Zeitdauer bis Eintritt der Gewichtsbeständigkeit			
bei Lagerung im Wasser: Z <sub>a</sub> . . . . .	48 h	48 h	48 h
nach der Wasserlagerung: Z <sub>tr</sub> . . . . .	24 h	24 h	24 h
b) Wasseraufnahme:			
$A_g = \frac{G_a - G_{tr}}{G_{tr}} \cdot 100$ . . . . .	0,83 %	1,27 %	1,09 %
4. Widerstandsfähigkeit gegen Druckbeanspruchung nach DIN DVM 2409 . . . . . (Zulässiger Höchstwert) . . . . .	25,1 % (35,0 %)	30,7 % (35,0 %)	27,5 % (35,0 %)
5. Widerstandsfähigkeit gegen Schlagbeanspruchung nach DIN DVM 2409 . . . . . (Zulässiger Höchstwert) . . . . .	18,3 % (22,0 %)	18,6 % (22,0 %)	18,8 % (22,0 %)

lung in der ersten Stufe betrug im Mittel 50 bis 60%, so daß das Eisen mit einem Schwefelgehalt von im Mittel 0,13 bis 0,18% im Mischer ankam, wo es mit dem basisch erschmolzenen Thomaseisen gemischt wurde. Die letzte Entschwefelung erfolgte mit dem anderen Eisen zusammen hinter dem Mischer.

Bemerkenswert bei diesen Versuchen mit 100% Sinter im Möller war die auffallend niedrige indirekte Reduktion in den Versuchsabschnitten Ia und II (Zeile 14) von 38 und 39%. Durch die Untersuchungen von W. Feldmann, J. Stoecker und W. Eilender<sup>5)</sup> ist zwar die geringe Reduzierbarkeit von Sinter durch Gas nachgewiesen worden, andererseits hat der gleiche Verfasser bei Oefen mit hohem Sinteranteil eine indirekte Reduktion bis zu 60% errechnet. Besonders verdient der sprunghafte Anstieg der indirekten Reduktion in Versuchsabschnitt Ib, also bei Aufgabe von eingesintertem Kalk, erhöhte Beachtung. Der Plan, Kalkstein gleichzeitig mit hochkieselsäurehaltigem Erz auf dem Sinterband abzurösten, stützt sich auf die Untersuchungen von J. Klärding<sup>6)</sup>, der an Abbaukurven nachweisen konnte, daß der Reduktionsgrad von kieselsäurereichen Erzen durch Zumöllerung von Kalkstein erhöht wird. Die indirekte Reduktion wurde bei diesen Versuchen nach B. Osann<sup>7)</sup> in bekannter Weise aus der Gichtgasanalyse errechnet, wobei das Gichtgas kurz vor Eintritt in den Staubsack aus der Gasleitung abgesaugt wurde. Durch Nichtberücksichtigung der Windfeuchtigkeit und bei der Art der Gasentnahme (Strahlenbildung infolge zu geringer Durchmischung) können jedoch Fehler in die Rechnung eingebracht werden. Es ist deshalb beabsichtigt, die Versuche

über die Reduzierbarkeit sowohl von Roherzsinter als auch von Sinter mit eingebundenem Kalk als Reduktionsversuche außerhalb des Hochofens weiter fortzusetzen. Es ist leider nicht möglich, aus der gemessenen Gichttemperatur einwandfreie Schlüsse über die thermische Ausnutzung der Gichtgase zu ziehen. Koks und Möller wurden zwar ausdrücklich ohne zusätzliche Anfeuchtung aufgegeben, jedoch mußte in allen drei Versuchsabschnitten zeitweise zur Schonung des Gichtverschlusses Wasser an der Gicht eingespritzt werden.

Bei der Roherzverhüttung armer Inlandserze ist die Frage der Schlackenverwertung von besonderer Bedeutung. Wurde die beim Versuch anfallende saure Schlacke im Gießbett in einer Schichtdicke von 30 bis 70 mm vergossen, dann erstarrte die Schlacke vollkommen glasig. Auch bei einer Schichtdicke von 150 bis 250 mm war der Anteil der kristallinen erstarrten Schlacke nur sehr gering. In beiden Fällen war daher die Schlacke praktisch nicht zu verwenden. Durch Zumischung von basischer Schlacke mit einem CaO:SiO<sub>2</sub>-Verhältnis von 1,4 gelang es jedoch, die Schlacke unempfindlicher gegenüber den Abkühlungsbedingungen zu machen. Wie die Versuchsergebnisse der Proben A und B in Zahlentafel 4 zeigen, konnte bei einem Mischungsverhältnis 1 : 1 eine sehr hochwertige Stückschlacke erzeugt werden, die für Straßenbauzwecke hervorragend geeignet ist. Die Mischung wurde in der Versuchszeit unmittelbar in der Pfanne selbst am Ofen vorgenommen, und zwar wurde bei Probe A die zur Hälfte mit saurer Schlacke gefüllte Pfanne anschließend sofort mit basischer Schlacke eines anderen Ofens vollgefüllt; bei Probe B war die Reihenfolge der Aufgabe umgekehrt. Wie die Analysen der Mischschlacken zeigen, wurde in beiden Fällen eine gute Mischung erreicht. Die Prüfung der Schlacke auf ihre Eignung als Straßenbaustoff wurde nach den vorgeschriebenen Prüfungsbedingungen

<sup>5)</sup> Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 289/300 (Hochofenaussch. 136).

<sup>6)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 8 (1934/35) S. 277/80 u. 325/28; 9 (1935/36) S. 127/29.

<sup>7)</sup> Osann, B.: Lehrbuch der Eisenhüttenkunde, Bd. 1, 2. Aufl. Leipzig 1923. S. 671.

Zahlentafel 5. Kalksteinbrennen auf dem Sinterband.

	Sinterung von Finkenkuhle-Rohers		Sinterung von Finkenkuhle-Rohers + Kalkstein	
a) Grundlagen:				
Bandleistung . . . . . t Sinter/24 h	946		811	
Aufgabegut . . . . . kg t Sinter	Roherz 1231 = 100 %		Roherz . . . . . 998 = 73 % Kalksteinsplitt 366 = 27 %	
			1364 = 100 %	
Brennstoffaufwand:				
Koksgrus . . . . . kg t Aufgabegut	68		59	
Heizöl . . . . . kg t Aufgabegut	1,9		2,1	
Ausbringen . . . . . %	81,2		73,3	
b) Sinterkosten je t Aufgabegut:				
Brennstoff: Koksgrus . . . . .	68,0 kg · 13,00 <i>RM</i> /t	= 0,88 <i>RM</i>	59,0 kg · 13,00 <i>RM</i> /t	= 1,16 <i>RM</i>
Oel . . . . .	1,9 kg · 72,50 <i>RM</i> /t	= 0,14 <i>RM</i>	2,1 kg · 72,50 <i>RM</i> /t	= 0,15 <i>RM</i>
Energie . . . . .	18 kWh · 0,02 <i>RM</i> /kWh	= 0,36 <i>RM</i>	18 kWh · 0,02 <i>RM</i> /kWh	= 0,36 <i>RM</i>
Betriebskosten . . . . .	620 <i>RM</i>		620 <i>RM</i>	
	946 · 1231	= 0,53 <i>RM</i>	811 · 1364	= 0,56 <i>RM</i>
Instandhaltung . . . . .		= 0,32 <i>RM</i>		= 0,32 <i>RM</i>
Beförderung des Sinters zum Hochofen	0,20 <i>RM</i> · 0,812	= 0,17 <i>RM</i>	0,20 <i>RM</i> · 0,733	= 0,14 <i>RM</i>
		2,40 <i>RM</i>		2,69 <i>RM</i>
c) Brennkosten je t Kalkstein:	Sinterkosten je t Mischung . . . . . 2,69 <i>RM</i>		Sinterkosten je t Mischung . . . . . 2,69 <i>RM</i>	
	davon: auf Roherz . 0,73 · 2,40 = 1,75 <i>RM</i>		davon: auf Roherz . 0,73 · 2,40 = 1,75 <i>RM</i>	
	auf Kalkstein 0,27 · 3,48 = 0,94 <i>RM</i>		auf Kalkstein 0,27 · 3,48 = 0,94 <i>RM</i>	
	demnach Betriebsselbstkosten (ohne Kapitalmehrkosten) für		demnach Betriebsselbstkosten (ohne Kapitalmehrkosten) für	
	Kalksteinbrennen . . . . . 3,48 <i>RM</i> /t		Kalksteinbrennen . . . . . 3,48 <i>RM</i> /t	

durchgeführt. Gemäß den Prüfungsergebnissen muß die Mischschlacke der Proben A und B als sehr hochwertig bezeichnet werden; besonders ist die gute Widerstandsfähigkeit gegen Schlagbeanspruchung hervorzuheben, die mit 18,3 und 18,6% Gewichtsverlust bei der Absiebung noch weit unter der zulässigen Grenze von 22% liegt. Probe C, eine saure Schlacke mit einem CaO:SiO<sub>2</sub>-Verhältnis von 0,73, wurde unvermischt und zwecks langsamer Abkühlung in einer Schichtdicke von 500 mm im Gießbett vergossen. Beim Aufbrechen des Gießfeldes ergab sich, daß nur eine Schicht von 50 bis 100 mm glasig, der Rest der Schlacke jedoch kristallin erstarrt war. Die angegebenen Prüfungsergebnisse von Probe C beziehen sich nur auf die kristallinen Bestandteile und zeigen, daß auch saure Schlacke in geeigneter Dicke vergossen und langsam abgekühlt sehr gute Eigenschaften aufweist. Die Versuche über die Verwertbarkeit der sauren Schlacke haben demnach ergeben, daß es technisch durchaus möglich ist, aus saurer Schlacke hochwertigen Straßenbaustoff herzustellen. Daneben sei noch erwähnt, daß es gelang, aus granulierter, saurer Schlacke Hüttensteine herzustellen, die nach 48stündiger Kohlen säurehärtung bei 80° eine Druckfestigkeit von 250 bis 300 kg/cm<sup>2</sup> aufwiesen.

Durch die kostenmäßige Auswertung der Verhüttungsversuche können eine Reihe wichtiger Erkenntnisse gewonnen werden. Die versuchsmäßig nachgewiesene Durchführbarkeit des Kalksteinbrennens auf dem Sinterband läßt einen Vergleich des Kalksteinbrennens im Schachtofen und auf dem Sinterband zu. Nach K. Guthmann<sup>9)</sup> betragen die Brennkosten je t Kalkstein für den Schachtofenbetrieb einschließlich Kapitaldienst bei einem Gichtgaspreis von 2,50 *RM*/1000 Nm<sup>3</sup> je t Kalkstein 3,20 *RM*. In Zahlentafel 5 sind die auf Grund der Sinterversuche ermittelten Sinterkosten je t Aufgabegut aufgestellt worden. Durch die Leistungsverminderung und den höheren Brennstoffaufwand bei Aufgabe einer Mischung von 73% Roherz und 27% Kalksteinsplitt steigen die Sinterkosten von 2,40 *RM* auf 2,69 *RM* je t Aufgabegut. Daraus errechnen sich die Betriebsselbstkosten für das Kalksteinbrennen auf dem Sinterband zu 3,48 *RM* je t Kalkstein. Berücksichtigt man,

daß das Kalksteinbrennen auf dem Sinterband den Neubau oder eine Erweiterung der Sinteranlage notwendig macht, dann sind zum Vergleich mit dem Schachtofenbetrieb zu den ermittelten Betriebsselbstkosten noch die zusätzlichen Kapitalkosten hinzuzurechnen. Falls demnach durch die Einsinterung des Kalksteines keine sonstigen Verbesserungen des Möllers für sein Verhalten im Hochofen erreicht werden können, was bei der kurzen Versuchsdauer (Versuchsabschnitt Ib) nicht einwandfrei festzustellen war, ist der Kalkschachtofen dem Sinterband überlegen. Auch die schlechte physikalische Beschaffenheit dieses Sinters sowie die gegebenenfalls zusätzlich aufzuwendenden Zerkleinerungskosten für den Kalkstein lassen das Brennen im Schachtofen vorteilhafter erscheinen.

In Zahlentafel 6 ist die durch die Verwendung von gebranntem Kalk statt Rohkalkstein bewirkte Senkung der Verhüttungskosten ermittelt worden. Außer der versuchsmäßig festgestellten Koksverbrauchssenkung von 323 kg je t Roheisen sind die für diese Koks menge aufzuwendenden Kosten für Wind und Winderhitzung als Einsparungen zu buchen. Durch die höhere Roheisenerzeugung in Versuch Ia errechnet sich eine Ersparnis von 1,01 *RM* je t Roheisen. Hierbei sind nur die mit Sicherheit als fest anzusehenden Kosten für Löhne, Soziallasten, Gehälter und Wasserkühlung in Höhe von 1030 *RM* je Tag und Ofen in die Rechnung eingesetzt worden. Durch die Verwendung von Gichtgas zum Kalksteinbrennen können nach Zahlentafel 6 im Falle Ia insgesamt 245 Nm<sup>3</sup> Gas mehr gutgeschrieben werden als im Falle II. Diese Feststellung geht von der Annahme aus, daß bei einem Koksverbrauch von 900 kg je t Roheisen in der Gaswirtschaft Energieausgleich besteht. Steigt dann der Koksverbrauch unter Aufrechterhaltung der Erzeugung über 900 kg je t Roheisen an, beispielsweise bei teilweisem Ersatz von Auslandserz durch Inlandserz, dann können von der aus der Mehrkoks menge stammenden Gas erzeugung nur die im Hochofenbetrieb selbst für zusätzliche Winderzeugung und -erhitzung benötigten Gas mengen, also rd. 35% der Mehrgas erzeugung, gutgeschrieben werden. Dies trifft für Fall II zu, während im Falle Ia die gesamte Mehrgas erzeugung abzüglich 10% unvermeidbarer Verluste für das Kalksteinbrennen benötigt wird. Von der

<sup>9)</sup> Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 857/65 (Wärmestelle 259).

Zahlentafel 6. Senkung der Verhüttungskosten durch Aufgabe von gebranntem Stückkalk.

A. Grundlagen.		
1.	Kokersparnis: 1535 (Versuchsabschnitt II) minus 1212 (Versuchsabschnitt Ia) . . . . .	= 323 kg/t Roheisen
2.	Gasgutschrift:	
	Annahme a) Gaserzeugung bis 900 kg Koks/t Roheisen: 90 % verwertbar (10 % unvermeidbare Verluste)	
	Gaserzeugung über 900 kg Koks/t Roheisen: 35 % verwertbar (23 % für Winderhitzung, 12 % für Gebläse)	
	b) Mehrgaserzeugung im Versuchsabschnitt Ia: (1212 — 900) · 4200 Nm <sup>3</sup> Gas/1000 kg = 1310 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen	
	abzüglich Gas für Winderhitzung, Gebläse und unvermeidliche Verluste:	
	1310 · (0,35 + 0,10) . . . . .	= 590 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
	verbleiben für Kalksteinbrennen . . . . .	720 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
	Bedarf für Kalksteinbrennen: 1114 · 710 . . . . .	= 790 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
	Es fehlen . . . . .	rd. 70 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
	Demnach sind im Versuchsabschnitt Ia von der Mehrgaserzeugung: 1310 · 0,9 = 1180 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen	
	als verwertbar einzusetzen.	
	c) Mehrgaserzeugung im Versuchsabschnitt II: (1535 — 900) · 4200 m <sup>3</sup> Gas/1000 kg = 2670 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen	
	Davon nur verwertbar: 2670 · 0,35 . . . . .	= 935 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
	d) Höhere Gasgutschrift im Versuchsabschnitt Ia gegenüber Versuchsabschnitt II	
	(Unterschied zwischen b und c): 1180 — 935 . . . . .	= 245 Nm <sup>3</sup> /t Roheisen
3.	Roheisenerzeugung: Im Versuchsabschnitt Ia . . . . .	272 t
	Im Versuchsabschnitt II bei gleichem Koksdurchsatz <sup>1)</sup> . . . . .	215 t
B. Veränderung der Verhüttungskosten durch Kalksteinbrennen.		
Nr.	Kostenart	RM/t Roheisen
1	Ersparnis an Koks: 323 kg Koks/t Roheisen · 18,00 RM/t Koks . . . . .	5,81
2	Ersparnis an Wind: 323 kg Koks/t Roheisen · 2900 m <sup>3</sup> /t Koks · 0,65 RM/1000 m <sup>3</sup> Wind . . . . .	0,61
3	Ersparnis an Gas für Winderhitzung: 323 kg Koks/t Roheisen · 965 m <sup>3</sup> /t Koks · 2,50 RM/1000 m <sup>3</sup> Gas . . . . .	0,78
4	Verminderung der festen Ofenkosten durch Steigerung der Roheisenerzeugung von 215 t auf 272 t:	
	1030 RM/Tag — 1030 RM/Tag	
	215 t Roheisen — 272 t Roheisen . . . . .	1,01
5	Ersparnis durch höhere Gasgutschrift: 245 m <sup>3</sup> · 2,20 RM/m <sup>3</sup> /1000 m <sup>3</sup> . . . . .	0,54
	Summe 1 bis 5:	8,75
6	Mehrausgaben für Kalksteinbrennen: 1114 kg Kalkstein/t Roheisen · 3,20 RM/t Kalkstein . . . . .	3,56
7	Ersparnis an Verhüttungskosten je t Roheisen durch Aufgabe von gebranntem Stückkalk . . . . .	5,19

- <sup>1)</sup> 330 t Koksdurchsatz (Versuchsabschnitt Ia) / 1535 kg Koks/t Roheisen (Versuchsabschnitt II) = 215 t Roheisen je Tag.
- <sup>2)</sup> 2,50 RM/1000 Nm<sup>3</sup> — 0,30 RM/1000 Nm<sup>3</sup> für Reinigung = 2,20 RM/1000 Nm<sup>3</sup> Gas.
- <sup>3)</sup> Kalkbrennkosten je t Kalkstein nach K. Guthmann: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 857/65.

Gesamtersparnis in Höhe von 8,75 RM je t Roheisen sind die zusätzlichen Kosten für das Kalksteinbrennen, die bei einem Gichtgaspreis von 2,50 RM/1000 Nm<sup>3</sup> je t Roheisen 3,56 RM betragen, in Abzug zu bringen, so daß sich durch das Brennen von Kalkstein bei den angegebenen Betriebsverhältnissen eine Ersparnis von 5,19 RM je t Roheisen errechnen läßt. Dieser Wert wird noch größer, wenn man berücksichtigt, daß durch das Kalksteinbrennen die Kapitalkosten für eine sonst vielleicht notwendige Erweiterung der Kokerei eingespart werden.

Zum Schluß ist versucht worden, durch einen Verfahrensvergleich zwischen Roherz- und Konzentratverhüttung die gegebenenfalls für die Anreicherung von Finkenkühle-Roherz tragbaren Anreicherungskosten zu ermitteln. Zu diesem Zwecke sind in Bild 6 unter a und b die je t Roheisen sich ergebenden Werksselbstkosten beider Verfahren graphisch, ohne Angabe absoluter Zahlen, einander gegenübergestellt worden. Die Betriebsselbstkosten je t Roheisen für die Roherzverhüttung wurden mit Hilfe der in Versuchsabschnitt Ia gewonnenen Verhüttungskennziffern errechnet; als einzige Abweichung von den Versuchswerten wurde der Koksdurchsatz mit 80% des Normalwertes eingesetzt. Bei der in Verbindung mit dem sauren Schmelzen weitgehend durchgeführten mechanischen und wärmetechnischen Möllervorbereitung geben demnach die für Versuchsabschnitt Ia aufgestellten Selbstkosten für 1 t Roheisen einen ersten Anhalt über die bei der Roherzverhüttung von Salzgitter-Erz im günstigsten Falle entstehenden Kosten. Da über Verhüttung von Finkenkühle-Konzentrat zur Zeit noch keine

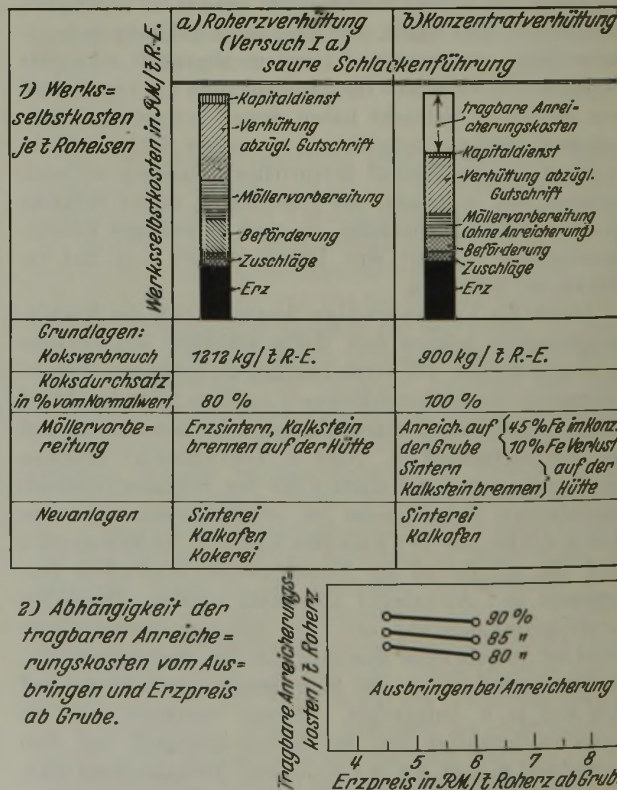


Bild 6. Verfahrensvergleich.



Versuchsunterlagen vorliegen, sind die in *Bild 6* unter b dargestellten Betriebselbstkosten der Konzentratverhüttung unter Zugrundelegung bestimmter Annahmen errechnet worden. Die Berechnung geht von der Voraussetzung aus, daß man Finkenkühle-Konzentrat mit 45% Fe und einem Eisenausbringen von 90% in der Anreicherung, im Hochofen als Sinter mit einem Koksverbrauch von 900 kg je t Roheisen ohne Koksdurchsatzverminderung verhütten kann. Die Nachrechnung des Koksverbrauches über die Schlackenmenge unter Berücksichtigung der Möllervorbereitung zeigt, daß Sinter aus Lurgi-Konzentrat (Finkenkühle-Konzentrat) tatsächlich rd. 900 kg Koksverbrauch je t Roheisen erfordert, wenn bei saurer Schlackenführung der Zuschlagkalkstein in gebrannter Form aufgegeben wird. In beiden Verfahren wurde mit einem Roherzpreis von 4,50  $\mathcal{R}/t$  frei Hängebank Grube gerechnet. Die Kosten für die Anreicherung im Falle b sind entsprechend dem Zweck des Vergleiches fortgelassen.

Schließlich wurde durch Annahme eines bestimmten Eisenanteiles aus Finkenkühle-Erz vom gesamten Eiseneinsatz des Thomasmöllers und unter Zugrundelegung der voraussichtlichen Roheisenerzeugung der Umfang der für beide Verfahren notwendigen Neuanlagen festgestellt und durch Einsetzung des zusätzlichen Kapitaldienstes bei der Kostenaufstellung mit berücksichtigt. Der Unterschied der so ermittelten Werksselbstkosten beider Verfahren stellt die für die Anreicherung tragbaren Kosten dar. Der unter diesen Voraussetzungen durchgeführte Vergleich ergibt, daß man die Roherzverhüttung verlassen und zur Konzentratverhüttung übergehen muß, wenn in dem angeführten Beispiel der magnetischen Röstaufbereitung von Finkenkühle-Erz die Anreicherungskosten unter 3,50  $\mathcal{R}/t$  je t Roherz liegen. Wird der Eisenanteil aus Finkenkühle-Erz im Thomasmöller größer als in der Rechnung angenommen, oder müssen bei gleichbleibender Roheisenerzeugung noch weitere Mengen Auslandserz durch Inlandserz ersetzt werden, dann ist die Roherzverhüttung noch mit dem Kapitaldienst für zusätzlichen Ofenraum zu belasten. Dadurch wird der Kostenunterschied beider Verfahren noch größer, d. h. die tragbaren Anreicherungskosten steigen.

Nach *Bild 6, 1*, sind die Erzeinsatzkosten je t Roheisen bei der Konzentratverhüttung wegen der größeren Eisenverluste höher als bei der Roherzverhüttung. Daraus ergibt

\* \* \*

An den Vortrag schloß sich folgende Erörterung an, die sich auch auf den vorangegangenen Bericht von W. Lennings<sup>9)</sup> bezieht.

H. Röchling, Völklingen: Die heutige Sitzung ist für alle diejenigen eine große Befriedigung, die am Anfang dieser ganzen Entwicklung mit tätig waren. Wenn man zurückblickt auf die Zeit vor zwei und drei Jahren, als man das wirre Durcheinander der vielen Einwände sah, die gegen die neuen Verfahren vorgebracht wurden, da stiegen einem hier und da doch Zweifel auf, ob die Eisenindustrie ihre geschichtliche Stellung in Deutschland auf die Dauer erhalten könnte. Es ist hochehrfreulich, heute sagen zu können, daß die deutsche Eisenindustrie sich mit Feuereifer dieser großen Aufgabe hingegeben und nunmehr klare Wege gefunden hat, diese Aufgabe so zu meistern, wie sie heute vor Ihnen steht. Man wird auf die Dauer von uns verlangen, etwa ein Drittel oder etwas mehr unseres Eisens aus heimischen Erzen herzustellen, den erhaltenen Werkstoff zu verarbeiten und dabei Betriebskosten zu erreichen, die halbwegs erträglich sind; das ist natürlich das schwierigste.

Wenn Sie die heutigen Vorträge noch einmal an sich vorüberziehen lassen, so erkennen Sie, daß die Aufbereitung der armen Erze grundsätzlich nach der Richtung hin notwendig ist, daß sie von dem Ballast an Kohlensäure, Hydratwasser und Grubenfeuchtigkeit vor der Hochofenverarbeitung befreit werden müssen.

<sup>9)</sup> Stahl u. Eisen demnächst.

sich, wie in *Bild 6, 2*, dargestellt, daß die tragbaren Anreicherungskosten je t Roherz mit steigendem Erzpreis und sinkendem Ausbringen in der Anreicherung geringer werden.

#### Zusammenfassung.

Durch Verhüttungsversuche mit nicht angereichertem Salzgitter-Erz konnten die wichtigsten Verhüttungskennzahlen festgestellt werden. Die chemisch und physikalisch vom Ueblichen stark abweichende Eigenart des zur Verfügung stehenden Finkenkühle-Roherzes macht eine zweckentsprechende Möllervorbereitung unbedingt erforderlich. Die Notwendigkeit hierzu wird an Hand der Möllerkennzahlen eingehend begründet und der Hochofen bei der Verhüttung durch Sinterung, Aufgabe von gebranntem Kalk und Uebergang zum sauren Schmelzen weitgehend entlastet. Durch einen weiteren Versuch konnte der Einfluß des Kalksteinbrennens auf die Verhüttung festgestellt werden. Die nachgewiesene Senkung der Verhüttungskosten unterstreicht die Bedeutung des Kalksteinbrennens für den Hochofenbetrieb. Durch die gleichzeitige Mitaufgabe von Kalksteinsplitt bei der Sinterung gelang es, Kalkstein bis zu 40% der aufgegebenen Feinerzmenge auf dem Sinterband abzurösten und einzubinden. Der Kostenvergleich zwischen Kalkschachtofen und Sinterband zeigt jedoch, daß der Kalkschachtofen dem Sinterband überlegen ist. Mit Rücksicht auf die Bedeutung der Schlackenverwertung wurden gleichzeitig Versuche angestellt, die saure Schlacke durch geeignete Vorbehandlung für Straßenbauzwecke verwertbar zu machen. Die mitgeteilten Prüfungsergebnisse lassen erkennen, daß es technisch durchaus möglich ist, aus dieser Schlacke hochwertigen Straßenbaustoff herzustellen. Bei der guten Möllervorbereitung gibt die kostenmäßige Auswertung der festgestellten Verhüttungskennziffern einen ersten Anhalt über die bei der Roherzverhüttung zu erwartenden Kosten. Durch Vergleich mit den Werksselbstkosten bei der Konzentratverhüttung wurden die für Finkenkühle-Roherz tragbaren Anreicherungskosten errechnet. Abschließend kann gesagt werden, daß durch diese praktischen Betriebsversuche die Frage der Roherzverhüttung von Salzgitter-Erz weitgehend geklärt und darüber hinaus Anregungen grundsätzlicher Art für die zweckmäßige Verhüttung saurer armer Inlandserze gewonnen werden konnten.

Im Hochofen steht uns zu dieser Befreiung nur die Verbrennung von Kohle zu Kohlenoxyd zur Verfügung, also die fühlbare Wärme der Gase, die aus dem Gestell aufsteigen, während wir bei der Befreiung außerhalb des Hochofens die Kohlen zu Kohlensäure verbrennen und damit ihren ganzen Heizwert ausnutzen können. Also wir ersetzen die unvollständige Wärmeausnutzung im Hochofen durch eine viel zweckmäßigere im Röstofen.

Ferner muß auf alle Fälle bei dieser Gelegenheit das mulmige und vielfach sehr feuchte, klebrige Erz in einen solchen Zustand gebracht werden, daß es für den Hochofen leicht verarbeitbar ist. Klassieren, Rösten oder Sintern oder das von uns entwickelte Verfahren, das Brikettieren der Feinerze vor dem Rösten, müssen auch bei feuchtem und klebrigem Erz durchgeführt werden. Das ist eine Frage, die im einzelnen Falle je nach der Art der Erze zu entscheiden ist, und nach den Anforderungen, die man stellen will. Einwandfrei und klar ist es aber, daß heute niemand mehr in Deutschland auf die Dauer mit unklassierten Erzen und angesichts dieser Aufgabe, die wir zu erfüllen haben, auf die Dauer mit Roherzen arbeiten wird. Beschreitet man diese Wege, so ist es wohl zweifellos, daß man bei so vorbereitetem Erz etwas tun muß, um die Gichttemperatur möglichst weiter herunterzudrücken. Das ist auch notwendig, wenn man den Kalk vor der Aufgabe brennt.

Herunterdrückung der Gichttemperatur ist aber notwendig, wenn man einen geringen Koksverbrauch haben will. Reichere ich den Gebläsewind mit Sauerstoff an, so sinkt die allzu

hohe Gichttemperatur sofort. Das Sauerstoffeinblasen nach dem Vorgang der Gutehoffnungshütte ist ein Verfahren, das in früheren Zeiten eigentlich keinen rechten Zweck hatte. Wenn man Erze, die eine gewisse Menge Grubenfeuchtigkeit und Glühverlust haben, verarbeitet, dann kommt beim Arbeiten mit sauerstoffangereicherter Luft nicht allzuviel heraus. Aber in dem Augenblick, in dem man vorbereitete Erze hat, die als Folge dieser Vorbereitung eine sehr hohe Gichttemperatur ergeben, steht die Sauerstoffzuführung in den Hochofenbetrieb als eine meines Erachtens unabwendbare Notwendigkeit vor uns. Wir haben kleine Versuche gemacht. Es standen uns nicht die Versuchsbedingungen in der Güte zu Gebote wie der Gutehoffnungshütte. Wir haben, wie Sie wissen, nur einen kleinen „Volkschofen“ von 5 m Höhe. Mehr als 1000 *R.M.* hat er auch nicht gekostet, und mit dem machen wir Versuche. Wir haben uns eine Sauerstoffleitung von unserer kleinen Sauerstoffanlage zu ihm gelegt und haben damit etwas herumversucht. Das Ergebnis ist aber genau das gleiche wie das bei der Gutehoffnungshütte. Bei uns stieg die Gichtgastemperatur bei normalem Wind bis auf 450°. Reicherten wir aber den Wind auf 26% oder gar auf 29,5% O<sub>2</sub> an, so sank die Gichtgastemperatur sofort stark, bei 29,5% bis auf 100°. Ein starkes Ansteigen des Wärmeinhaltes der Abgase bis auf 1250 kcal/mm<sup>3</sup> war bei den Versuchen, die bis auf 29,5% O<sub>2</sub> hinaufgetrieben worden sind, zu bemerken, ferner ein sehr viel heißerer Gang des Hochofens und damit verbunden eine starke Senkung des Koksverbrauches. Leider konnten wir die Versuche nicht so lange durchführen, wie es der Gutehoffnungshütte möglich war, weil unsere Sauerstoffanlage zu klein ist und wir sie von ihrer üblichen Tätigkeit, der Belieferung des Hüttenwerkes, praktisch nur kurze Zeit abziehen konnten. Aber das können wir heute schon sagen: Das Ergebnis ist das gleiche wie bei der Gutehoffnungshütte. Und wenn man berücksichtigt, daß der kleine Ofen einen sehr hohen Wärmeverlust durch die Wände und einen sehr kleinen Wärmeinhalt hat, so kann auf alle Fälle als Ergebnis aller vorsichtigster Rechnung festgestellt werden, daß bei Einführung der sauerstoffangereicherten Luft in den Hochofenbetrieb unter derartigen Bedingungen, wie sie heute in Deutschland in großem Umfange vorhanden sind, die Kokersparnis unter allen Umständen ausreicht, um die Herstellungskosten des Sauerstoffes einschließlich Verzinsung und Abschreibung der Anlagen, die gar nicht klein sind, zu decken. Eine starke Steigerung der Erzeugung des Ofens war auch festzustellen. Das sind also genau dieselben Ergebnisse, wie sie die Gutehoffnungshütte festgestellt hat.

Nun noch kurz etwas anderes. Meine Herren, Sie haben gehört, daß bei allen diesen Versuchen immer noch mit Kalkstein oder gebranntem Kalkstein als Zugabe gearbeitet worden ist. Unsere Altvordern, die uns noch immer manches lehren können, waren in dieser Hinsicht mutiger. Vor einiger Zeit bin ich mit meinen Mitarbeitern in der Pfalz gewesen, um auf den Spuren meines Ururgroßvaters zu wandeln, der auch Hochofenmann war. Wir haben von dort Schlacken mitgebracht, die schätzungsweise 100 bis 140 Jahre alt waren. Sie zeichnen sich durch eine außerordentliche Gleichmäßigkeit des Aussehens aus und sahen wie ungefärbtes Steingut aus, weiß mit bläulichem Schimmer. Auf Grund dieses hellen Aussehens nahmen wir an, daß der Eisengehalt sehr gering sei. Aber dies war nicht der Fall. Die Schlacke enthielt 5 bis 6% Fe, aber über 60% SiO<sub>2</sub>, bei 15% CaO, etwas Magnesia und einen verhältnismäßig niedrigen Tonerdegehalt.

Also alles, was uns heute als wichtige Aufgabe vorschwebt, ist schon einmal dagewesen. Mit denselben Aufgaben haben sich unsere Vorfahren schon beschäftigt. Das ist nicht verwunderlich, denn es sind ja dieselben Erze, die heute bei uns verarbeitet werden sollen. Unsere Hochofner müssen beweisen, daß sie genau so klug sind wie unsere Vorfahren. Und ich glaube, daß uns noch einmal die Aufgabe gestellt werden wird, hundertprozentig mit den armen deutschen Erzen zu arbeiten. Diese Aussicht ist vielleicht nicht gerade angenehm, aber ich habe mich schon früher unbeliebt gemacht, als ich von der Notwendigkeit sprach, die eisenarmen deutschen Erze zu verhütten. Also so groß und stolz die Erfolge sind, die wir bisher erreicht haben, und so sehr wir Eisenhüttenleute unseren Kopf hochtragen können, trotzdem sind wir noch nicht ganz am Ende unserer Arbeit.

M. Paschke, Clausthal: Die Vorträge der Herren Lennings und Schumacher waren außerordentlich aufschlußreich und haben viel Neues gebracht. Wenn man aber die Erzeugungsleistung eines mit hochwertigem Eisenerz betriebenen Hochofens von 700 t/24 h mit der eines sauer geführten und mit eisenarmen und schlackenreichen Inlandserzen arbeitenden von 310 t/24 h vergleicht, was einem Rückgang um 55% entspricht, so könnte der Laie den Eindruck bekommen, daß das saure Schmelzen nicht die Vorteile bringt, die man erwartet. W. Lennings gibt aber in seiner früheren wichtigen Arbeit<sup>1)</sup> an, daß die Roheisenerzeugung mit wachsendem Anteil deutschen Erzes beim basisch geführten

Schmelzvorgang infolge Rückgangs des Koksdurchsatzes etwa dreimal so stark abfällt wie beim sauren Verschmelzen des gleichen Satzes an deutschem Erz. Wir kommen aber einer gerechten Beurteilung näher, wenn man beispielsweise die auf den Erzen von Salzgitter entstehende große deutsche Hüttenindustrie als Ausgleich für die Deutschland in Versailles genommene lothringische Erzbasis ansieht. Die Eisengehalte der Minette und der Salzgitter-Erze sind etwa die gleichen; nur unterscheiden sich die schlackengebenden Bestandteile durch die Höhe des Kalk- und Kieselsäuregehaltes. Wenn wir nun die kieselsäurereichen Erze nach dem sauren Schmelzverfahren in sinnvoller Weise verarbeiten, d. h. den Möllern zweckentsprechend vorbereiten, wie durch Klassieren und Kalkbrennen, und das richtige Hochofenprofil anwenden, so dürfte nicht daran zu zweifeln sein, daß die Erzeugung bei einem erträglichen Koksverbrauch die gleiche sein wird wie bei der Verhüttung von Minette. Ich habe kürzlich über die Herstellung von Gießereiroheisen aus 100% eisenarmen Wasseralfinger Erzen berichtet und über die Verwendung des dabei entfallenden sauren Eisens als Gattierungsbestandteil gesprochen<sup>10)</sup>. Es hat sich dabei herausgestellt, daß bei Austausch von 32% sauren Eisens mit üblichem Roheisen und Sonderroheisen eine erhebliche Gütesteigerung eingetreten ist, die sich besonders, abgesehen von der ausgezeichneten Graphitverteilung und Graphitausbildung, durch höhere technologische Werte auswirkt. Trotz höherer Brinellhärte waren die Gußstücke sehr gut bearbeitbar. Die Versuche wurden gemeinsam mit der Gutehoffnungshütte und der Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg (MAN) in Augsburg durchgeführt.

Die Arbeiten von W. Oelsen<sup>11)</sup> über die Sodaschlacke sind ebenfalls sehr bemerkenswert. Ich habe mit meinem früheren Mitarbeiter E. Peetz bereits im Jahre 1933 Versuche durchgeführt<sup>3)</sup>. Hier zeigte sich, daß die stufenweise Entschwefelung von großem Vorteil ist. Wir haben ein Roheisen mit 1,18% S auf 0,005% im Tammann-Ofen entschwefelt, also ein Endschwefelgehalt, wie er sonst nur im Elektroofen unter einer Karbidschlacke erreicht werden kann. Günstig ist die Benutzung der Feinentschwefelungsschlacke zur Grobentschwefelung. So wurde z. B. ein Eisen mit 1,42% S bei Zusatz von 5% bereits benutzter Sodaschlacke auf 0,77% entschwefelt. Wir sehen also auch daraus, daß das Natriumsilikat ebenfalls, wie es bereits Herr Oelsen eingehend dargelegt hat, eine entschwefelnde Wirkung ausübt.

Eigene Versuche haben ein bedeutsames Verwendungsgebiet der Sodaschlacke aufgezeigt. So ist es gelungen, ein Grundemail aus Sodaschlacken unter Zusatz von Quarz oder Glasmehl herzustellen, das den mit Devisen belasteten Borax entbehrlich macht. Bei den üblichen Grundemails beträgt der Boraxzusatz 25 bis 35%. Jedenfalls ist bei vielen Sodaschlacken verschiedener Werke einwandfrei festgestellt worden, daß für die Herstellung eines Grundemails nur 7% Borax notwendig sind.

Will man nun den Basengrad von beispielsweise 0,7 bis 0,8% auf etwa 0,4% herabsetzen, so haben Versuche gezeigt, daß bei einem Zusatz von 6% Sodaschlacke zu Salzgitter-Erz unter Benutzung des Saugzugsintervallverfahrens neben einer guten Entschwefelung eine Entarsenierung stattfindet. Eingehende Zahlenangaben darüber werden nach Ablauf einer größeren Arbeit zur Verfügung gestellt werden. Dieses schwefelarme und weniger arsenhaltige Sintergut wird man vorteilhaft dem Hochofen aufgeben, und es scheint durchaus möglich, unter Einsparung von Kalk dieses zwecks Herabsetzung des Basengrades dem Möller zuzugeben, ähnlich wie es die Maximilianshütte durchgeführt hat, wie Sie von Herrn Hahnel hören werden, nur mit dem Unterschied, daß dort die Sodaschlacke im ursprünglichen Zustande dem Möller zugesetzt wird.

Vor wenigen Tagen ist meine Veröffentlichung über Versuche zur Tonerdeherstellung<sup>12)</sup> erschienen. Sie beweisen die Möglichkeit der Darstellung von Tonerde aus tonerdehaltigen Stoffen, vornehmlich Ton-, basischen und sauren Hochofenschlacken, mittels des Saugzugsintervallverfahrens nach dem basischen Aufschluß unter gleichzeitiger Zugabe von Soda und von Kalk zur Bindung der Kieselsäure. Das Tonerdeausbringen überstieg günstigstenfalls nicht 66%. Die anfallende Tonerde hatte Kieselsäuregehalte bis 5%. Diese können durch geeignete Verfahren schon aus der Aluminatlösung entfernt werden. Die kieselsäurehaltige Tonerde selbst kann als Ausgangsstoff zur Herstellung von Aluminium-Silizium-Legierungen, beispielsweise Silumin, dienen. Ebenso wichtig für die Aufschlußmöglichkeit scheint die Verwertung der in verhältnismäßig großen Mengen anfallenden Auslaugerückstände. Ihrer Zusammensetzung nach stellen sie eine Art Hochofenzement dar, allerdings mit Alkaliegehalten bis höchstens 7%.

<sup>10)</sup> Gießerei 25 (1938) S. 539/46.

<sup>11)</sup> Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 905/14, 943/49 u. 1212/17.

<sup>12)</sup> Rdsch. dtsch. Techn. 18 (1938) Nr. 44, S. 4.

P. Hahnel, Unterwellenborn: In Weiterentwicklung des Verfahrens nach Paschke-Peetz, sauer zu schmelzen, hat die Maxhütte in Unterwellenborn für die Verhüttung ihrer eigenen eisenarmen Erze zu Thomaseisen einen neuartigen Weg eingeschlagen. Auch er dient, ebenso wie die bisher veröffentlichten Arbeiten über Verhüttung deutscher Erze und die hier vorangegangenen Vorträge, dem Ziele, nicht nur die Erzeugungshöhe trotz Verhüttung eisenärmerer und gangartreicherer Erze zu erhalten, sondern darüber hinaus die Tageserzeugung zu steigern. Die bisher erzielten Ergebnisse des Verfahrens sind inzwischen im Dauerbetrieb erhärtet worden. Es ist gelungen, ohne Neuaufwand von Kapital, mit den vorhandenen Hochofenanlagen, durch starke Verringerung des Brennstoffverbrauches, die Erzeugung aus den bisher verhütteten Erzen zu steigern, ohne daß dem Stahlwerk ein anders zusammengesetztes Roheisen als vordem geliefert wurde.

Ueber die Arbeitsweise kann kurz folgendes gesagt werden: Von in Betrieb befindlichen drei Hochöfen schmilzt ein Ofen so sauer als nur irgendmöglich. Er arbeitet mit einer Schlackenziffer, die an die des Krupp-Rennverfahrens heranreicht. Das anfallende Eisen, wir nennen es Vorschmelzeisen, ist auf Grund seines hohen Schwefel- und Siliziumgehaltes weder für die Entschwefelung mit flüssiger Soda geeignet, noch für das Stahlwerk verblasbar. Es wird daher in festem Zustande gewonnen und anschließend in den beiden anderen Hochöfen umgeschmolzen. Diese Oefen arbeiten mit einer üblich zusammengesetzten Schlacke mit einer Schlackenziffer von 1,1 bis 1,15. Der Schwefelgehalt des Vorschmelzeisens wird von der Schlacke aufgenommen, der Siliziumgehalt verbrennt. Das Wiederumschmelzen kostet dank des hohen Siliziumgehaltes im Vorschmelzeisen wenig Brennstoff (rd. 5%). Das an das Stahlwerk zu liefernde Eisen, das ohne Mangan erschmolzen wird, weist nach Behandlung mit 0,5% fest zugegebener Soda eine Durchschnittsanalyse von 0,3% Si, 0,6% Mn, 1,9% P und 0,04% S auf.

Der Brennstoffverbrauch im sauer geführten Hochofen ging von 1500 kg/t um volle 500 kg Koks je t Roheisen zurück unter gleichzeitiger Steigerung des Ausbringens durch den Kalksteinabzug um 40%.

Das Eisenausbringen beläuft sich auf 93%.

Das Vorschmelzeisen hat 2,7% C, 2,0% Si, 0,3% Mn, 1,9% P und 1,4% S.

Das Verhältnis Schlacke zu Eisen beträgt 1:1. Die Schlackenzusammensetzung lautet: 45,0% SiO<sub>2</sub>, 23,0% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 16,0% CaO, 5,0% MgO, 1,5% Mn, 0,06% P, 0,2% S, 2,0% Alkalien und 5 bis 6% Fe ges., davon 0,4% metallisch. Die Schlackenziffer, errechnet aus  $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2}$ , stellt sich auf rd. 0,3, neuerdings auf 0,25. Zeitweise wurde mit einer Schlackenziffer von unter 0,2 gearbeitet, ohne daß der Eisengehalt der Schlacke stieg. Andererseits gelang es, den Eisengehalt der Schlacke auf 2% zu drücken, bei wärmerem Ofengang, der ein Eisen mit rd. 4% Si erbrachte.

Der Anteil der abgerechneten Erzeugung, der aus Vorschmelzeisen stammt, beträgt im Monatsdurchschnitt ein Viertel, er betrug zeitweise je Ofen ein Drittel seiner Erzeugung. Es steht außer Zweifel, daß dieser Anteil erhöht werden kann, zumal wenn man daran gehen würde, die Schlacke der basisch arbeitenden Oefen oder wenigstens eines Ofens kürzer zu halten. Die Höhe des Satzes an Vorschmelzeisen im Möller der anderen Oefen hat auf deren Ofengang selbst keinen schädlichen Einfluß erkennen lassen. Die Festlegung der oberen Grenze in der Höhe des Zusatzes an Vorschmelzeisen ist Aufgabe der nächsten Zukunft. Desgleichen bleibt zu untersuchen, wie weit Vorschmelzeisen aufnehmende Oefen ihrerseits sauer geführt werden können, ohne daß der Schwefelgehalt des Eisens so hoch wird, daß eine Entfernung mit Hilfe flüssiger Soda auf Schwierigkeiten stößt, und ohne daß die Höhe des Siliziumgehaltes seine Verblasbarkeit im Stahlwerk beeinträchtigt.

Bei Anwendung des beschriebenen Schmelzverfahrens tritt eine Gesamtverringerung des Brennstoffsatzes ein. Sie kann bei einem ursprünglichen Koksatz von etwa 1500 kg/t Roheisen 300 kg/t Roheisen und darüber betragen, wenn die Hälfte der Ofeneinheiten stark sauer, die andere Hälfte normal schmilzt.

Besondere Vorteile, die mit diesem Verfahren verbunden sind, liegen in der Anpassungsfähigkeit des Hochofenbetriebes gegenüber den Mengenanforderungen des Stahlwerks, in der Belieferung des Stahlwerks mit Eisen bisher üblicher Zusammensetzung, in

dem teilweisen Anfall von Schlacke, die zur Zementherstellung sowie zur Herstellung von Hüttenmauersteinen geeignet ist, und schließlich findet auch die saure Schlacke Absatz, da sie bei genügend langsamer Abkühlung kristallinisch erstarrt und gute Festigkeitseigenschaften aufweist. Das Verfahren, stark sauer zu schmelzen, eröffnet für die Verhüttung eisenarmer deutscher Erze weitere günstige Aussichten. Es schließt, metallurgisch gesehen, eine bisher noch vorhanden gewesene Lücke zwischen den Ergebnissen des Verfahrens, sauer zu schmelzen, mit einer Schlackenziffer von 0,7 bis 0,8 und dem Krupp-Rennverfahren, das mit einer Schlackenziffer von 0,1 bis 0,2 arbeitet.

G. Bulle, Hagen-Haspe: Die Klöckner-Werke haben es übernommen, die Aufbereitung und Verhüttung der Porta-Erze zu erforschen und dafür die besten Wege zu finden. Bei den Porta-Erzen handelt es sich um einen eisenarmen Toneisenstein mit hohem Kieselsäuregehalt und einem Eisengehalt von 22 bis 23%. Von diesem Erz ist eine Förderung von mehreren Millionen Tonnen in Aussicht genommen. Zunächst wurden Anreicherungsversuche durchgeführt, um aus dem eisenarmen ein eisenreiches Erz zu machen; man hat aber sowohl nach dem Verfahren Humboldt-Gredt als auch des Eisenforschungs-Instituts sowie der Lurgi im Laboratorium und bei Großversuchen feststellen müssen, daß eine Anreicherung ohne untragbaren Eisenverlust wirtschaftlich nicht möglich ist.

Anschließend wurde versucht, das Erz mindestens durch Entfernung der flüchtigen Bestandteile, Kohlensäure und Wasser, zu veredeln, und zwar mit Hilfe des Röstverfahrens. Nachdem Laboratoriumsversuche die allgemeinen Röstbedingungen geklärt hatten, wurde die Röstung der Erze betriebsmäßig eineinhalb Jahre hindurch in einigen behelfsmäßigen Versuchsschachtöfen durchgeführt. Daneben wurden größere Mengen von Porta-Erz zu den gichtgasgefeuerten Großröstöfen in Donawitz geschickt, und weitere Mengen gingen zu verschiedenen Röstöfen im Siegerland. In diesen Großröstöfen wurden eingehende Röstversuche angestellt, und zwar im Siegerland unter Leitung des führenden Röstfachmannes H. Gleichmann, so daß jetzt die wirtschaftlichste Arbeitsweise bekannt und die Grundlage für den Bau von Großanlagen geschaffen ist. Vor der Röstung werden die Erze klassiert und das Feinerz nach dem Vorbild von Röchling briktiert.

Im Mittelpunkt der Versuche bei den Klöckner-Werken standen die Verhüttungsversuche. Zuerst wurden Roherze ungebroschen und unklassiert als Zusatzerze basisch verhüttet mit einem Koksverbrauch von 2100 kg/t Roheisen. Auf Grund dieser verhältnismäßig günstigen Anfängererfahrungen wurden alsdann 11 000 t Porta-Erz ungebroschen und unklassiert als Haupterz in einem Hochofen bei gleichfalls basischer Schlackenführung durchgesetzt. Als sich dabei der Hochofen langsam verstopfte und wochenlange Betriebsstörungen die Folge waren, wurden zur Erreichung eines störungsfreien Durchsatzes drei Großversuchsreihen in den verschiedenen Hochöfen durchgeführt, und zwar zur

Erprobung des noch tragbaren Porta-Erz-Zusatzes bei eisenreichem Möller unter Verwendung von ungebroschenem und unklassiertem Porta-Erz mit basischer Schlackenführung; Ergebnis: tragbar bis 42%, Koksverbrauch bis 2420 kg je t Roheisen.

Erprobung des Einflusses der Erzklassierung und Erzabsiebung bei saurer Schlackenführung; Ergebnis: der Hochofen geht mit gebroschenem und abgesiebttem Roherz bei saurer Schlackenführung ohne Zusatz anderer Erze einwandfrei, bei nur wenig gegenüber reichem Möller vermindertem Hochofengeschwindigkeit mit einem Koksverbrauch von 1550 kg je t Roheisen.

Röstung und Klassierung der Porta-Erze bei Verhüttung dieser Erze als Alleinerz und bei saurer Schlackenführung; Ergebnis: der Hochofen geht bei allerdings etwas vermindertem Geschwindigkeit einwandfrei mit einem Koksverbrauch von 1206 kg je t Roheisen.

Nach Durchführung der genannten zahlreichen Aufbereitungs- und Röstversuche sowie von acht Großverhüttungsversuchen haben die Klöckner-Werke jetzt festgestellt, daß sich die Porta-Erze bei Klassierung, Röstung und Absiebung des Feinen mit einem tragbaren Koksverbrauch von etwas über 1200 kg/t Roheisen verhütten lassen.

## Beizen mit aufbereiteter Schwefelsäure. Einfluß von Ferrosulfat auf die Beizgeschwindigkeit.

Von Peter Dickens in Duisburg-Huckingen<sup>1)</sup>.

Mitteilung aus dem Forschungsinstitut der Mannesmannröhren-Werke.

*(Begründung und Zweck der Untersuchungen. Laboratoriumsversuche über den Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisen, Eisenoxydul, Eisenoxyd und Zunder in Schwefelsäure verschiedener Konzentrationen. Vergleichende Laboratoriumsversuche zwischen Frischsäure und aufgearbeiteter Beize. Grundsätzliche Betriebsversuche mit aufbereiteter Säure. Planmäßige Ueberwachung des Beizens mit aufgearbeiteter Säure. Fremde Betriebsversuche.)*

Die Aufarbeitung von Beizablaugen hat im Rahmen des Vierjahresplanes eine nationalwirtschaftliche Bedeutung erlangt, da sowohl Schwefelsäure als auch Eisen, die erste durch die Einfuhr von Schwefelkies und das andere durch den Bezug ausländischer Eisenerze Auslandszahlungsmittel bedingt, in ganz erheblichen Mengen in den Beizebetrieben nutzlos verlorengeht<sup>2)</sup>. Aus diesem Grunde wurde ein besonderer Ausschuß des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute mit der Aufgabe betraut, die verschiedenen Möglichkeiten und bereits bekannten Aufbereitungsverfahren<sup>3)</sup> nach ihrer Wirtschaftlichkeit und praktischen Durchführung einer Prüfung zu unterziehen.

Im Verlaufe der Besprechungen über die zweckmäßigste Aufbereitung und Verwertung der schwefelsauren Abfallbeizen wurde festgestellt, daß sich der allgemeinen Einführung der Aufarbeitung von Beizablaugen sowohl in der Wirtschaftlichkeit als auch in sachlicher Beziehung insofern Bedenken entgegenstellten, als ein Einfluß der aufbereiteten Säuren auf das Beizen selbst im Sinne einer Beizezeitverlängerung vermutet wurde. Ueber die Frage der Wirtschaftlichkeit wurde bereits berichtet<sup>4)</sup>; wir selbst haben durch planmäßige Versuche festgestellt, daß bei einer richtigen Handhabung des Beizens und der Aufbereitung ein Zuschuß vermieden wird und sogar ein kleiner Gewinn erzielt werden kann.

Die Frage einer Verminderung der Beizgeschwindigkeit war sowohl auf Grund von Ueberlegungen als auch von Beobachtungen gestellt worden. Es herrscht ganz allgemein die Auffassung, daß etwas Ferrosulfat sich zunächst günstig auswirkt, daß aber mit zunehmendem Ferrosulfatgehalt die Beizgeschwindigkeit sinkt. Vielfach schreibt man dem Ferrosulfat, allerdings in hohen Gehalten, sogar eine ähnliche Wirkung wie den Sparbeizen zu. Deshalb war es naheliegend, eine Beizezeitverlängerung bei der Verwendung von aufgearbeiteten Säuren anzunehmen, da diese immer noch erhebliche Mengen, und zwar durchschnittlich 15 bis 30% Ferrosulfat, enthalten. Die für die allgemeine Einführung der Aufbereitung so wichtige, ja sogar entscheidende Frage der Beizezeitverlängerung durch Ferrosulfat wurde durch die nachstehend beschriebenen planmäßigen und grundsätzlichen Versuche im Laboratorium und im Betriebe geklärt.

### Laboratoriumsversuche.

Bei den Laboratoriumsversuchen wurde zunächst der Einfluß des Eisensulfatgehaltes auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisen und seinen verschiedenen Oxyden in Schwefelsäure festgestellt. Dabei wurde angenommen, daß die Entzunderungsgeschwindigkeit von Eisen in schwefelsauren Lösungen ohne Sparbeizzusatz gleichlaufend mit der in der

Zeiteinheit entwickelten Wasserstoffmenge geht, da der Entzunderungsvorgang vorwiegend auf der Sprengwirkung des sich entwickelnden Wasserstoffs auf die anhaftende Zunderschicht des Eisens beruht. Die entwickelte Wasserstoffmenge ist der gelösten Eisenmenge verhältnismäßig. Es wurden deshalb nicht die entwickelten Wasserstoffmengen, sondern die Eisenverluste bestimmt, da diese sich bequemer und genauer feststellen lassen.

Bei den Laboratoriumsversuchen, die mit Blechproben durchgeführt wurden, traten derartig starke Streuungen auf, daß eine Auswertung unmöglich war. Diese unterschiedlichen Werte waren auf die Oberfläche und ihre Vorbehandlung zurückzuführen. Zur Bestimmung der Auflösungsgeschwindigkeit von Metallen in Säure ist es daher unbedingt notwendig, die Proben in einen möglichst einheitlichen Oberflächenzustand zu versetzen. Nach vielen Vorversuchen wurden die für die Versuche bestimmten Bleche vor dem eigentlichen Lösungsversuch auf folgende Weise vorbereitet:

Die Proben wurden zunächst gesandstrahlt, dann zur Entfernung des eingepreßten Sandes in 20prozentiger Schwefelsäure und zur Entfernung des hierbei ausgeschiedenen Kohlenstoffs in konzentrierter Salpetersäure gebeizt. Zur Erzielung einer möglichst gleichmäßigen Oberfläche wurden die Proben mit einer 10prozentigen Verformung kaltgewalzt, dann durch halbstündiges Glühen bei 920° normalgeglüht und schließlich nochmals kurze Zeit in Schwefelsäure gebeizt, um die beim Normalglühen gebildete dünne Zunderschicht zu entfernen. Die Schnittkanten wurden mit Bitumen abgedeckt.

Ein größerer Vorrat der so hergestellten, 50 × 100 mm<sup>2</sup> großen Proben eines 1 mm starken Schwarzbleches mit 0,06 % C, 0,39 % Mn, 0,016 % P, 0,023 % S, 0,16 % Cu wurde im Exsikkator über Phosphorperoxyd aufgehoben. Die Bestimmung der Lösungsgeschwindigkeit wurde auf folgende Weise durchgeführt:

Unmittelbar vor jedem Einzelversuch wurden sechs Blechproben noch einmal mit 10prozentiger Schwefelsäure bei 65° behandelt, dann mit Wasser und zur Neutralisation von Säurespuren mit Ammoniakwasser gewaschen, darauf sofort in kochendes Wasser getaucht und schnell getrocknet. Dann wurden die Bleche gewogen, dem eigentlichen Lösungsversuch unterworfen und die Gewichtsverluste bestimmt. Die Proben wurden nochmals vorgebeizt, um Unregelmäßigkeiten, die durch Passivierungserscheinungen infolge der Lagerung der Bleche an der Luft entstanden sein könnten, möglichst auszugleichen. Alle diese Vorgänge wurden bis zur Bestimmung des Gewichtsverlustes unmittelbar aneinander anschließend durchgeführt und die dazu notwendigen Einzelheiten für jeden Versuch gleich eingehalten. Die Temperatur der Schwefelsäurelösungen betrug 65° und wurde durch eine Regeleinrichtung auf ± 0,2° unverändert gehalten.

Es wurden zwei Versuchsreihen in der Weise durchgeführt, daß die Gewichtsverluste der Probebleche

<sup>1)</sup> Vorgetragen in einer vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute veranlaßten Gemeinschaftssitzung über Beizefragen zu Düsseldorf am 18. März 1938. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahlreisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

<sup>2)</sup> Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 757/62.

<sup>3)</sup> Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 789/93, 813/17 u. 838/43.

<sup>4)</sup> Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 617/23

einmal in reiner Schwefelsäure steigender Konzentration und dann in schwefelsauren Lösungen etwa gleicher Konzentration an der ersten Reihe, aber unter jeweiligem Zusatz von 49 g Ferrosulfat im Liter ermittelt wurden. In *Zahlentafel 1* sind die Säurekonzentrationen und die dazugehörigen Gewichtsverluste umgerechnet in  $g/m^2$  je h eingetragen. Die Gewichtsverluste sind Werte aus je sechs

Zahlentafel 1. Gewichtsverluste von Eisen in reiner Schwefelsäure und Schwefelsäure + 49 g Ferrosulfat.

Konzentration der Schwefelsäure g/l	Gewichtsverluste $g/m^2$ h in		Konzentration der Schwefelsäure g/l	Gewichtsverluste $g/m^2$ h in	
	reiner Säure	Säure + 49 g $FeSO_4 \cdot 7H_2O$		reiner Säure	Säure + 49 g $FeSO_4 \cdot 7H_2O$
10.4	7.6	—	130.7	44.8	—
12.4	20.0	—	152.0	—	31.2
12.8	—	10.8	168.6	46.0	—
20.1	24.0	—	182.4	50.8	—
20.7	20.0	—	211.0	—	32.0
23.1	—	18.0	235.4	46.4	—
31.4	22.4	—	242.3	45.6	—
32.7	26.4	—	358.0	—	41.6
35.8	—	25.6	361.7	76.8	—
40.2	—	21.6	398.2	63.6	—
41.9	31.6	—	515.0	—	64.0
42.2	31.2	—	516.4	90.0	—
51.5	26.8	—	569.0	—	79.2
52.6	34.8	—	593.4	114.0	—
54.5	—	30.4	754.0	64.8	—
105.5	—	24.8	794.5	244.8	—
109.7	27.6	—	—	—	—

Bleichen; die Einzelverluste vom Mittelwert betragen etwa  $\pm 10\%$ . In *Bild 1* sind die Gewichtsverluste in Abhängigkeit von der Säurekonzentration beim Angriff durch reine

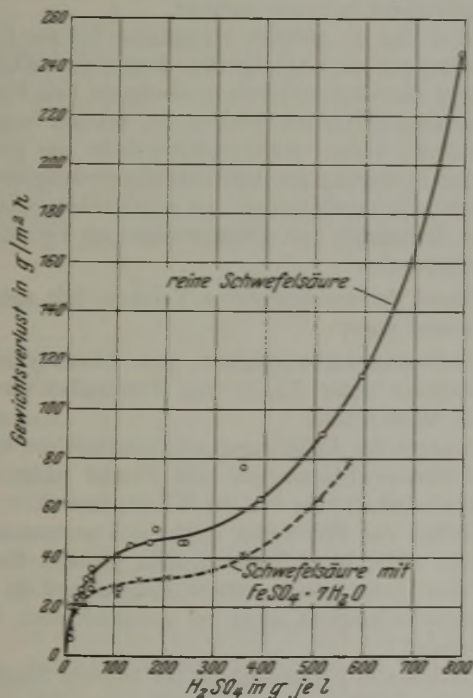


Bild 1. Lösungsgeschwindigkeit von Eisen in reiner Schwefelsäure und in Schwefelsäure mit einem Zusatz von 49 g Ferrosulfat im Liter.

Schwefelsäure und durch Schwefelsäure mit Ferrosulfatzusatz wiedergegeben. Der Verlauf beider Kurven ist grundsätzlich gleich. Die Kurve für die Gewichtsverluste durch die Einwirkung reiner Schwefelsäure gleicht sehr stark den Ergebnissen im Schrifttum wiedergegebener, bei Raumtemperatur durchgeführter Versuche. Durch Vervielfälti-

gung mit einem bestimmten Wert ist eine vollständige Deckung der ermittelten und bekannten Kurven zu erreichen.

Die Auflösungsgeschwindigkeit von Eisen wird also durch den Ferrosulfatzusatz von 49 g im Liter bei Schwefelsäurekonzentrationen von 50 bis 550  $g H_2SO_4/l$  um 25 % im Mittel herabgesetzt, während bei niedrigeren Konzentrationen der gleiche eindeutige Einfluß nicht festzustellen ist.

Die Versuche über den Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisenoxyden bei der Einwirkung durch Schwefelsäure wurden sowohl an synthetischen Erzeugnissen als auch an Zunder, wie er bei den Warmverfahren im Eisenhüttenbetriebe entsteht, durchgeführt. Untersucht wurden ein Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch, synthetisches Eisenoxyd sowie Walzzunder von Grobblechen und Glühzunder von Blöcken. Eisenoxydul und Eisenoxyd lagen in feinstem Pulverform vor. Glüh- und Walzzunder wurden im Mörser fein gemahlen. Das Eisenoxyd wurde vor dem Versuch bei  $1000^\circ$  bis zum gleichbleibenden Gewicht geglüht und bis zum Gebrauch über Phosphorperoxyd aufbewahrt. Die übrigen Oxyde wurden bei  $110^\circ$  bis zum gleichbleibenden Gewicht getrocknet.

Von den so vorbehandelten Oxyden wurden je 3 g in Stohmann-Kolben eingewogen und je  $75 cm^3$  der Säuremischungen, wie sie in *Zahlentafel 2* angegeben sind, hinzugefügt. Die Kolben wurden in eine Schüttelvorrichtung eingespannt und drei Stunden bei Zimmertemperatur geschüttelt. Dann wurden die Oxyde mit Glasfiltertiegeln schnell abgesaugt, gründlich ausgewaschen, getrocknet und gewogen. Die Lösungen mit Eisenoxyd wurden, da die Lösungsgeschwindigkeit bei Raumtemperatur zu gering war, in Erlenmeyer-Kolben an Rückflußkühlern zum Sieden erhitzt.

Zahlentafel 2. Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisenoxyden in Schwefelsäure. (Temperatur der Säurelösungen bei Glühzunder, Eisenoxydul und Walzzunder  $20^\circ$ , bei Eisenoxyd  $102$  bis  $108^\circ$ .)

Bezeichnung und Zusammensetzung der Eisenoxyde	$g FeSO_4 \cdot 7H_2O$ im Liter	Gewichtsverluste in % bei					
		genau 20,2	30,6	51,6	108	220	330 $g H_2SO_4$ im Liter
		oder rd. 2	3	5	10	20	25 % $H_2SO_4$
Glühzunder 61,7 % FeO 37,8 % $Fe_2O_3$	0	2.0	2.6	3.0	3.8	4.5	6.0
	5	4.2	4.5	7.2	11.4	14.9	22.9
	15	4.7	5.6	9.4	15.4	19.0	31.1
	20	5.0	6.4	9.6	15.5	22.4	32.8
Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch 57,5 % FeO 41,6 % $Fe_2O_3$	0	4.0	4.9	6.1	9.1	12.0	18.4
	5	6.5	7.4	10.0	15.0	21.7	32.2
	15	7.3	8.8	12.0	19.7	28.8	44.4
	20	7.0	8.0	12.3	22.3	30.8	48.4
Walzzunder 47,3 % FeO 51,0 % $Fe_2O_3$	0	3.3	3.8	4.6	6.2	7.2	8.0
	5	4.0	4.4	5.2	7.6	9.0	11.7
	15	5.2	5.7	6.3	8.6	11.1	14.3
	20	4.0	5.9	5.9	8.9	11.0	14.9
Eisenoxyd 1,3 % FeO 98,7 % $Fe_2O_3$	0	1.0	1.9	5.1	10.4	25.4	51.0
	5	1.0	1.6	5.1	14.1	35.7	63.5
	15	1.0	1.0	4.6	14.8	36.4	63.5
	20	0.8	1.6	2.9	18.1	34.0	66.4

In *Zahlentafel 2* sind die Säurekonzentrationen, die Eisensulfatgehalte und die Gewichtsverluste, welche die Oxyde bei der Behandlung mit diesen Säuregemischen erlitten, zusammengestellt. Außerdem ist noch die Zusammensetzung der vier untersuchten Oxyde vermerkt. Zum leichteren Verständnis der *Bilder 2 bis 5* wurden unter den genauen Konzentrationsangaben über den Schwefelsäurezusatz noch die ungefähren Prozentgehalte aufgeführt.

In *Zahlentafel 3* sind die prozentualen Steigerungen der Gewichtsverluste der verschiedenen Eisenoxyde errechnet, wobei die Gewichtsverluste in reiner Schwefelsäure gleicher Konzentration gleich 100 gesetzt wurden.

In den *Bildern 2 bis 5* sind die Gewichtsverluste der Eisenoxyde in Abhängigkeit vom Ferrosulfatgehalt der Lösungen aufgetragen. Alle Schaulinien der *Bilder 2, 3 und 4* steigen mit zunehmendem Ferrosulfatgehalt deutlich an. Am

*Zahlentafel 3.* Prozentuale Steigerung der Gewichtsverluste bei der Einwirkung von Schwefelsäure-Ferrosulfat-Lösungen auf Eisenoxyde.

(Gewichtsverluste in reiner Schwefelsäure gleicher Konzentration gleich 100.)

Bezeichnung der Eisenoxyde	g FeSO <sub>4</sub> · 7H <sub>2</sub> O im Liter	Steigerung in % bei					280 g H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> im Liter
		20,2	30,6	51,6	108	220	
Glühzunder	5	110	73	140	200	231	281
	10	135	115	215	305	322	420
	15	150	146	220	308	398	447
Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch	5	62	51	64	65	81	75
	10	83	79	97	116	140	141
	15	75	64	102	145	157	163
Walzzunder	5	21	16	13	23	25	45
	10	58	50	37	39	54	80
	15	21	55	28	45	53	86
Eisenoxyd	5	—	—	—	36	41	25
	10	—	—	—	42	43	25
	15	—	—	—	74	34	30

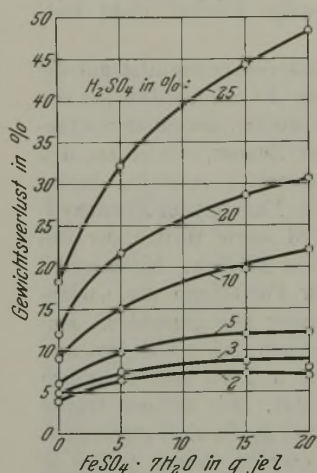


Bild 2. Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit eines Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisches in Schwefelsäure.

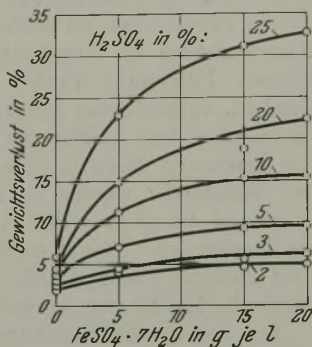


Bild 3. Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Glühzunder in Schwefelsäure.

stärksten ist dieser Anstieg für den Glühzunder, der den größten Eisenoxydulgehalt hat. Dann folgt das Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch und schließlich der Walzzunder mit einem erheblich geringeren Eisenoxydulgehalt.

Diese Ergebnisse, besonders die Löslichkeitskurven für die reinen Schwefelsäurelösungen, bestätigen die bekannte Tatsache, daß der Zunder bei unlegierten und niedriglegierten Stählen, der ja aus den deutlich unterscheidbaren Schichten von Eisenoxydul (Wüstitphase), Eisenoxyduloxyd (Magnetitphase) und Eisenoxyd besteht, um so leichter löslich ist, je größer sein Eisenoxydulgehalt ist. Auffällig

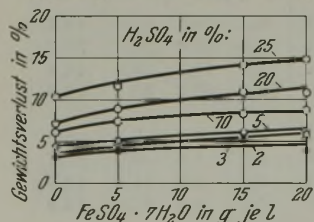


Bild 4. Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Walzzunder in Schwefelsäure.

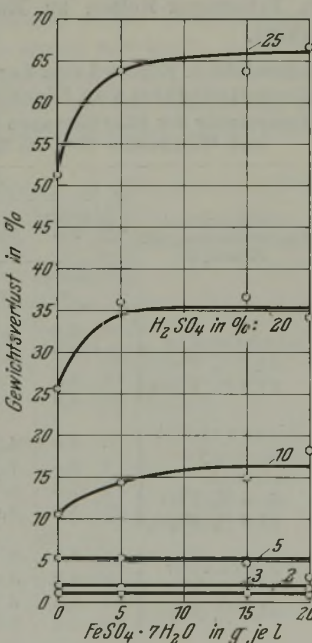


Bild 5. Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisenoxyd in Schwefelsäure.

ist jedoch die bedeutend größere prozentuale Steigerung der Gewichtsverluste beim Glühzunder gegenüber dem Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch, die nicht allein durch den nur wenig höheren Eisenoxydulgehalt erklärt werden kann. Während z. B. in reiner Schwefelsäure mit einem Gehalt von 288 g im Liter der Gewichtsverlust von Glühzunder 6 % beträgt, erhöht sich dieser Wert bei einer Zugabe von 200 g Ferrosulfat je Liter auf 32,8 %, also um 447 %. Unter

den gleichen Bedingungen beträgt der Gewichtsverlust des Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisches 18,4 % bzw. 48,4 %; er erhöht sich also nur um 163 %. Diese größere prozentuale Steigerung des Gewichtsverlustes beim Glühzunder dürfte darauf zurückzuführen sein, daß sein Gewichtsverlust in reiner Schwefelsäure, also die Bezugsgröße, bedeutend geringer ist als beim Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisch. Die höheren Absolutwerte der Gewichtsverluste des Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemisches sind dadurch bedingt, daß das Gemisch künstlich ist, der Glühzunder aber lange Zeit auf sehr hohen Temperaturen erhitzt gewesen ist, also wesentlich andere Bildungsbedingungen aufweist.

In *Bild 5* sind die gleichen Verhältnisse für das Eisenoxyd, das fast nur aus Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> besteht, dargestellt. Während bei niedrigen Säurekonzentrationen überhaupt kein Einfluß des Ferrosulfatgehaltes festzustellen ist, erkennt man an den Schaulinien höherer Schwefelsäuregehalte eine geringe Neigung zur Steigerung der Auflösungsgeschwindigkeit mit zunehmendem Ferrosulfatgehalt. Im wesentlichen verlaufen jedoch die Schaulinien fast gleichgerichtet zur Ferrosulfatkonzentrationsachse.

Auf Grund der durchgeführten Versuche läßt sich zusammenfassend sagen:

1. Die Auflösungsgeschwindigkeit von Eisenoxydul in Schwefelsäure unter Zusatz von Ferrosulfat wird in starkem Maße erhöht.
2. Die Zunahme der Auflösungsgeschwindigkeit von Eisenoxydul-Eisenoxyd-Gemischen und Zunder hängt vom Eisenoxydulgehalt oder von der Wüstitphase ab.
3. Der Einfluß von Ferrosulfat macht sich prozentual am stärksten schon beim Vorhandensein geringer Mengen bemerkbar; beim Zusatz weiterer Mengen wird die Auflösungsgeschwindigkeit nicht im entsprechenden Maße beschleunigt.
4. Der Einfluß von Ferrosulfat ist bei höheren Säurekonzentrationen größer als bei geringeren.
5. Eisenoxyd hat praktisch die gleiche Lösungsgeschwindigkeit wie in reiner Schwefelsäure.

Die Auflösungsgeschwindigkeit von Eisenoxyduloxyd (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) konnte mangels eines geeigneten Stoffes noch nicht untersucht werden. Diese Versuche wie auch die Bestimmung des Einflusses noch größerer Ferrosulfatgehalte sowie der Temperatur sowohl beim Eisen als auch bei seinen Oxyden werden zur Zeit durchgeführt. Nach Abschluß der Untersuchungen wird hierüber ergänzend berichtet werden.

Aus diesen Versuchen geht hervor, daß beim Beizen von unlegierten und niedriglegierten Stählen die Entzunderung, soweit sie durch das Lösen des Zunders selbst und nicht durch mechanische Abspaltung infolge des durch die Reaktion metallisches Eisen—Schwefelsäure entstehenden Wasserstoffes bewirkt wird, durch einen Ferrosulfatgehalt bis zu 200 g je Liter nicht verlangsamt, sondern vielmehr gefördert wird. Die Ergebnisse dieser Versuche sprechen sogar für die Verwendung von aufgearbeiteten Säuren, da das in diesen enthaltene Ferrosulfat den Angriff auf die metallische Eisenoberfläche herabsetzt und gleichzeitig die Auflösung des Zunders begünstigt.

Weitere Laboratoriumsversuche erstreckten sich auf einen unmittelbaren Vergleich zwischen Frischsäure und aufgearbeiteter Beize. Dabei wurden die Versuchsbedingungen möglichst weitgehend den praktischen Verhältnissen angepaßt. Als Beizbottich diente ein mit Bitumen ausgekleideter Behälter aus Eisenblech. Das Beizbad wurde mit Wasserdampf aber mittelbar durch Einlegen einer Bleischlange geheizt. Die zu beizenden Stücke von Rohren aus unlegiertem Stahl waren 20 cm lang und wurden zu je fünf Stück zusammengebündelt. Ein Teil der Rohre war bei 750° und ein anderer Teil bei 930° gegläht worden. Das Beizen geschah bei gleichzeitigem Auf- und Abbewegen sowie durch Kippen der Rohrbunde. Die aufgearbeitete Säure enthält 20,5 % Schwefelsäure und 15 % Ferrosulfat. Das Frischsäurebad war entsprechend angesetzt; es enthielt 20,1 % Schwefelsäure und mit Rücksicht auf den festgestellten Einfluß des Ferrosulfates ebenfalls 15 % desselben. Um eine etwaige Beeinflussung der Versuche durch die Säure selbst oder ihre Verunreinigungen auszuschalten, wurde für die Frischbeize dieselbe Schwefelsäure verwandt, aus der auch die aufgearbeitete Säure gewonnen worden war. Die Beizbadtemperaturen betragen bei der ersten Versuchsreihe 40° und bei der zweiten 50°. Festgestellt wurde die Zeit, in der die Rohre blank gebeizt waren, und die Gewichtsabnahme. Die Ergebnisse sind in *Zahlentafel 4* wiederge-

Zahlentafel 4. Vergleichende Untersuchungen zwischen frischer und aufbereiteter Beize.

(Frischsäure: 20,1 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> und 15 % FeSO<sub>4</sub> · 7 H<sub>2</sub>O.)  
 (Aufbereitete Säure: 20,5 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> und 15 % FeSO<sub>4</sub> · 7 H<sub>2</sub>O.)

Verwendete Säure	Beizbadtemperatur °C	Glähtemperatur der Rohre °C	Beizzeit min	Gewichtsabnahme <sup>1)</sup> g
Frischsäure	40	930	94	24
aufgearbeitet			98	25
Frischsäure	40	750	20	5,1
aufgearbeitet			22	5,3
Frischsäure	50	930	82	25
aufgearbeitet			74	24
Frischsäure	50	750	26	5,4
aufgearbeitet			22	5,5

<sup>1)</sup> Mittelwerte aus je 15 Versuchen.

geben. Die einzelnen Werte sind Mittelwerte aus je 15 Versuchen. Aus den insgesamt durchgeführten 120 Versuchen läßt sich sagen, daß auch bei dieser Versuchsdurchführung eine Beeinflussung des Beizens durch aufgearbeitete Säure nicht beobachtet wurde.

**Betriebsversuche.**

Da die geschilderten Laboratoriumsversuche bereits ein ziemlich eindeutiges Bild über die Wirkungsweise der aufgearbeiteten Säure und ihres Ferrosulfatgehaltes ergeben hatten, wurde das Verhalten im Betriebe untersucht.

Dabei wurde zunächst ein grundsätzlicher Versuch dergestalt durchgeführt, daß zwei Beizbäder, das eine mit auf-

gearbeiteter Säure, das andere mit Frischsäure, vom Ansetzen bis zum Ablassen ganz planmäßig überwacht wurden, wobei Beginn und Ende des Beizens, die Beizdauer, die Rohr-abmessungen, Rohrlängen und Anzahl der Rohre genau vermerkt wurden. Für diesen Versuch wurde nicht die aus dem laufenden Betrieb aufbereitete Beize verwandt, sondern Abfallbeize besonders aufgearbeitet, um eine mögliche Beeinflussung durch die Zusammensetzung einer aus mehreren und verschiedenen Beizbottichen angefallenen aufgearbeiteten Säure auszuschalten. Bei Beginn der Beizversuche betrug der Säuregehalt der aufgearbeiteten Beize etwa 25 % und derjenige der Frischsäure etwa 23 %. Der Ferrosulfatgehalt der aufgearbeiteten Beize lag bei etwa 12 %, während die Frischbeize anfänglich kein Ferrosulfat enthielt. Die Beizbadtemperatur wurde fortlaufend beobachtet und nach Möglichkeit gleichgehalten; sie betrug anfänglich etwa 50 bis 55°, wurde aber zum Schluß auf 60 bis 65° gesteigert. Diese Temperaturen sind üblich; denn nach längerem Beizen begünstigen die etwas höheren Temperaturen die Beizgeschwindigkeit, und weiterhin vermeiden sie das Ausscheiden von Ferrosulfat.

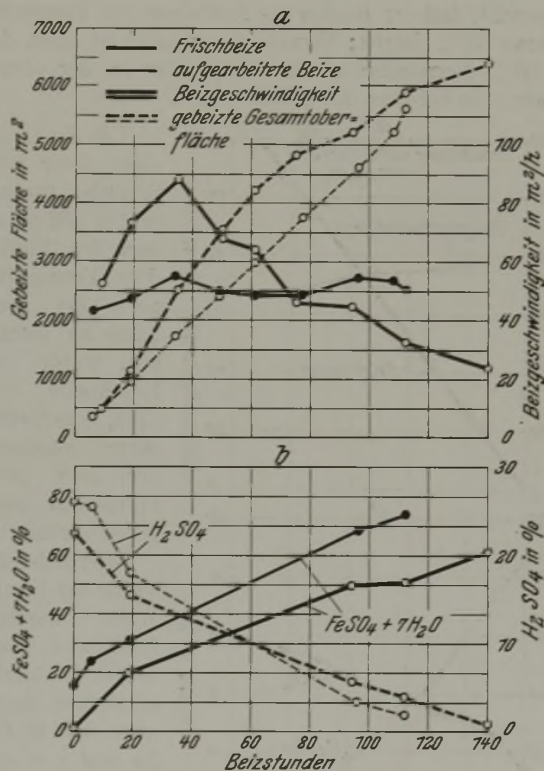


Bild 6 a und b. Vergleichender Betriebsversuch über das Beizen mit frischer und aufbereiteter Säure.

Die hierbei erhaltenen Versuchsergebnisse sind in den *Bildern 6 a und b* dargestellt. Bei der Auswertung in *Bild 6 a* wurde einmal die gebeizte Oberfläche der Rohre errechnet und zu den wirklichen Beizstunden in Beziehung gesetzt und zum andern die in der jeweiligen Beizzeit gebeizte Oberfläche in m<sup>2</sup> durch die Beizstunden dividiert. Hierdurch erhält man einen Durchschnittswert für die in der Zeiteinheit von einer Stunde gebeizte Oberfläche in m<sup>2</sup>, mit anderen Worten: eine vergleichbare Größe für die Beizgeschwindigkeit. Außerdem wurden nach den jeweiligen Beizzeiten aus den beiden Bottichen Beizproben entnommen und der Gehalt an Schwefelsäure und Ferrosulfat ermittelt (*Bild 6 b*).

Aus den auf diese Weise erhaltenen Kurven für die Beizgeschwindigkeit geht hervor, daß die Frischbeize in der

ersten Zeit schneller beizt, daß aber nach einer gewissen Zeit das Beizen langsamer geht, während bei der aufgearbeiteten Säure die Beizgeschwindigkeit annähernd gleichbleibt. Mittelt man die in einzelnen festgestellten Beizgeschwindigkeiten für die gesamte Zeit der Benutzung eines Beizbades, d. h. vom Ansetzen bis zum Ablassen, so ergibt sich bei dem Versuch eine durchschnittliche Beizgeschwindigkeit von  $51 \text{ m}^2/\text{h}$  für die aufgearbeitete Säure und von  $53 \text{ m}^2/\text{h}$  für die Frischsäure. Beide Bäder beizen also während der gesamten Ausnutzungszeit des Bades in der Zeiteinheit von einer Stunde praktisch die gleiche Menge.

Die längere Ausnutzungsmöglichkeit der Frischbeize geht auf Kosten der Beizgeschwindigkeit, denn man ersieht eindeutig aus der Kurve, daß bei sehr niedrigen Säuregehalten, die man bei der Frischbeize wegen des geringen Ferrosulfatgehaltes ohne weiteres erreichen kann, die Beizgeschwindigkeit außerordentlich zurückgeht. Auf solch niedrige Säuregehalte kann aber bei der aufgearbeiteten Säure nicht heruntergebeizt werden, weil sonst der Sulfatgehalt so hoch ansteigen würde, daß eine Ausscheidung während des Beizens nicht zu vermeiden wäre. Es wurde festgestellt, daß der Beginn des Ausfallens von Ferrosulfat bei etwa 65 % eintritt; Voraussetzung dabei ist aber, daß von 50 % Ferrosulfat ab die Temperatur an der oberen Grenze, also bei etwa  $65^\circ$  gehalten wird.

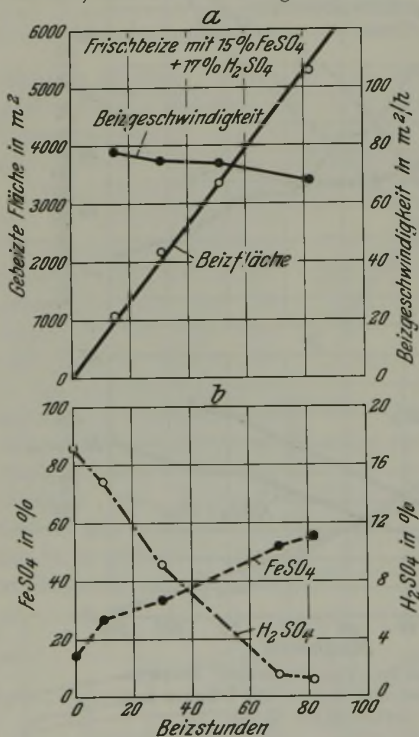


Bild 7a und b. Betriebsversuch über das Beizen mit frischer Säure unter Zusatz von Ferrosulfat.

diese ähnlich wie bei der aufbereiteten Säure während des ganzen Beizens annähernd gleich sind. Die Ausnutzungsdauer der Beize war erwartungsgemäß wegen des niedrigeren Anfangssäuregehaltes geringer. Die insgesamt gebeizte Oberfläche ist jedoch mit rd.  $6000 \text{ m}^2$  in 90 h gegenüber nur rd.  $5000 \text{ m}^2$  in der gleichen Zeit beim ersten Versuch (Bild 6a) höher. Dies ist keine Eigenart der neu angesetzten Beize, sondern lediglich auf den Umstand zurückzuführen, daß bei diesem Versuch weniger hoch geglühte und legierte Werkstoffe gebeizt wurden. Grundsätzlich decken sich also die Ergebnisse dieser beiden Versuchsreihen.

Auf Grund dieser grundsätzlichen Betriebsversuche läßt sich folgendes sagen:

Um die Ergebnisse dieser Beizversuche nachzuprüfen und besonders den Einfluß des Ferrosulfats auch bei neuer Säure zu bestätigen, wurde eine Frischbeize mit 17 % Schwefelsäure angesetzt, der aber 15 % Ferrosulfat zugegeben wurden. Die

Untersuchung wurde auf dieselbe Weise durchgeführt und ausgewertet. Die hierbei erhaltenen Ergebnisse sind in Bild 7a und b wiederum graphisch dargestellt. Aus der Kurve über den Verlauf der Beizgeschwindigkeiten geht hervor, daß

Der Ferrosulfatgehalt von etwa 15 %, der stets in der aufgearbeiteten Beize enthalten ist, machte sich beim Beizen nicht nachteilig bemerkbar. Es besteht sogar der Vorteil, daß man die Säure nicht so stark ausnutzen kann, wie das üblicherweise bei der Frischbeize geschieht. Hierdurch sind die Beizzeiten während der Benutzung eines Beizbades vom Anfang bis zum Ende praktisch gleich.

Die Ausnutzungsdauer der aufgearbeiteten Beize war natürlich kürzer und betrug etwa 110 Beizstunden gegenüber 140 Stunden bei der Frischbeize. Bei der Errichtung einer Wiedergewinnungsanlage sind deshalb die erforderlichen Behälter groß genug zu bemessen, damit sich dieser Umstand nicht nachteilig auswirkt. Diese Betriebsversuche bestätigten die Laboratoriumsversuche dahingehend, daß aufgearbeitete Beize und Frischbeize sich nicht unterscheiden.

Nach diesen grundlegenden Versuchen wurde das Beizen mit Frischsäure und aufgearbeiteter Säure im laufenden Betriebe weiter planmäßig verfolgt. Hierbei wurden alle erforderlichen Angaben genau festgestellt, und zwar Anzahl der Rohre, kleinster und größter Außendurchmesser, kleinste und größte Wandstärke, die Gewichte vor und nach dem Beizen, der Beizverlust, die Rohrlänge, die niedrigste und höchste Glüh Temperatur der Rohre, die kürzeste und längste Beizzeit, die niedrigste und höchste Beizbadtemperatur sowie die Schwefelsäurekonzentrationen und Ferrosulfatgehalte des Beizbades und der abgelassenen Abfallbeize.

In einer ersten, sich auf zwölf Versuchstage erstreckenden Beizung wurde bei einer Beizbadtemperatur von  $40^\circ$  mit aufgearbeiteter Säure gebeizt, die etwa 15 bis 17 % Schwefelsäure und etwa 17 bis 20 % Ferrosulfat enthielt. Gebeizt wurden insgesamt 20 762 Rohre im Gesamtgewicht von 164 197 kg. Die mittlere Beizzeit betrug 71,3 min (Zahlentafel 5).

In der zweiten, zehn Versuchstage dauernden Beizung wurde mit aufgearbeiteter Säure gebeizt, deren Säurekonzentration auf 20 bis 22 % erhöht worden war, wodurch der Ferrosulfatgehalt mit 15 bis 17 % niedriger lag. Weiterhin wurde die Beizbadtemperatur auf etwa  $46^\circ$  erhöht. Gebeizt wurden insgesamt 16 244 Rohre mit einem Gewicht von 156 715 kg. Die mittlere Beizzeit war mit 71,2 min die gleiche wie in der ersten Beizzeit. Die höhere Säurekonzentration und höhere Temperatur waren somit ohne Einfluß (Zahlentafel 6).

In der dritten Beizung von neun Versuchstagen wurde mit Frischsäure gebeizt, der aber, um einen besseren Vergleich mit der aufgearbeiteten Säure zu haben, rd. 15 % Ferrosulfat zugesetzt wurden. Die Säurekonzentration lag bei etwa 23 %, die Temperatur bei etwa  $50^\circ$ . Gebeizt wurden 26 917 Rohre, deren Gesamtgewicht 137 553 kg betrug. Die mittlere Beizzeit ergab sich mit rd. 66 min (Zahlentafel 7).

Die etwa 5 min kürzere Beizzeit dürfte darauf zurückzuführen sein, daß der mittlere Schwefelsäuregehalt mit 22,2 % um 1 % höher lag als bei der aufgearbeiteten Säure, während die abgelassene Beize in beiden Fällen mit durchschnittlich 5,8 und 5,4 % im Schwefelsäuregehalt praktisch gleich lag. Eine stärkere Ausnutzung der Frischsäure, die insgesamt eine Beizzeitverlängerung gebracht hätte, ist also nicht erfolgt.

In der letzten, 13 Versuchstage dauernden Beizung wurde wiederum mit Frischsäure gebeizt; diesmal jedoch absichtlich ohne Zusatz von Ferrosulfat und einer Säurekonzentration von nur durchschnittlich 8 %, um den Einfluß des Gehaltes an Säure und Ferrosulfat zu belegen. Die Beizbadtemperatur war mit rd.  $50^\circ$  die gleiche. Gebeizt wurden 38 985 Rohre im Gewicht von 156 162 kg. Die mittlere Beizzeit war mit 83 min erwartungsgemäß wesentlich höher (Zahlentafel 8).



Zahlentafel 5. Betriebsversuche mit aufbereiteter Säure. (Säurekonzentration etwa 15 bis 17 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Beizbadtemperatur etwa 40°.)

Table with 20 columns: Versuchstag, Anzahl der Rohre, Abmessungen in mm (Außen-Dmr., Wandstärke), Gewicht in kg (vor, nach dem Beizen), Beizverlust kg, Rohrlänge im Durchschnit m, Glühtemperatur °C (kleinste, größte), Beizezeit in min (kleinste, größte, im Durchschnit), Beiztemperatur °C (niedrigste, höchste, im Durchschnit), Beizbad (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %), Abfallbeize (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %).

Zahlentafel 6. Betriebsversuche mit aufbereiteter Säure. (Säurekonzentration etwa 20 bis 22 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Beizbadtemperatur etwa 50°.)

Table with 20 columns: Versuchstag, Anzahl der Rohre, Abmessungen in mm (Außen-Dmr., Wandstärke), Gewicht in kg (vor, nach dem Beizen), Beizverlust kg, Rohrlänge im Durchschnit m, Glühtemperatur °C (kleinste, größte), Beizezeit in min (kleinste, größte, im Durchschnit), Beiztemperatur °C (niedrigste, höchste, im Durchschnit), Beizbad (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %), Abfallbeize (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %).

Zahlentafel 7. Betriebsversuche mit Frischsäure unter Zusatz von Ferrosulfat. (Säurekonzentration etwa 20 bis 25 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Beizbadtemperatur etwa 50°.)

Table with 20 columns: Versuchstag, Anzahl der Rohre, Abmessungen in mm (Außen-Dmr., Wandstärke), Gewicht in kg (vor, nach dem Beizen), Beizverlust kg, Rohrlänge im Durchschnit m, Glühtemperatur °C (kleinste, größte), Beizezeit in min (kleinste, größte, im Durchschnit), Beiztemperatur °C (niedrigste, höchste, im Durchschnit), Beizbad (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %), Abfallbeize (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %).

Zahlentafel 8. Betriebsversuche mit Frischsäure. (Säurekonzentration etwa 8 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Beizbadtemperatur etwa 50°.)

Table with 20 columns: Versuchstag, Anzahl der Rohre, Abmessungen in mm (Außen-Dmr., Wandstärke), Gewicht in kg (vor, nach dem Beizen), Beizverlust kg, Rohrlänge im Durchschnit m, Glühtemperatur °C (kleinste, größte), Beizezeit in min (kleinste, größte, im Durchschnit), Beiztemperatur °C (niedrigste, höchste, im Durchschnit), Beizbad (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %), Abfallbeize (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, FeSO<sub>4</sub> %).

Betrachtet man die gesamten Ergebnisse der vier Beizungen, in denen zusammen 102 908 Rohre mit einem Gewicht von 604 627 kg gebeizt wurden, so kann man sagen, daß auch diese planmäßige Verfolgung im üblichen Betrieb ergeben hat, daß kein wesentlicher Unterschied bei der Verwendung der beiden Säurearten besteht. Zu betonen ist, daß alle Rohre auch beim Beizen in aufgearbeiteter Säure ein völlig einwandfreies Aussehen hatten.

#### Fremde Betriebsversuche.

Neben diesen eigenen Versuchen liegen auch noch Untersuchungsergebnisse von einem fremden Werk vor, die freundlicherweise zur Verfügung gestellt wurden. Die Durchführung dieser Versuche und ihre Ergebnisse seien kurz mitgeteilt:

Für die vergleichenden Versuche wurden ebenfalls zwei verschiedene Beizbäder angesetzt, von denen das eine Frischsäure und das andere aufgearbeitete Säure enthielt. Im Hinblick auf die Zunderausbildung der Rohre wurden für die Versuche Rohre aus einer Glühung verwandt, in mehrere Pakete geteilt und in den beiden Versuchsbottichen gebeizt. Der Prozentgehalt an freier Schwefelsäure war bei beiden Bädern mit 24 % gleich. Die Temperatur betrug bei dem Frischsäurebad 50° und bei dem Bad mit aufgearbeiteter Säure mit Rücksicht auf das in der Lösung befindliche Eisensulfat 55°. Die Beizdauer betrug im Anfang bei den Versuchen mit reiner Säure etwa 30 min, bei denjenigen mit aufgearbeiteter Säure bis zu 60 min. Beim Heruntergehen des Gehaltes an freier Säure war die Beizdauer in beiden Bädern annähernd gleich.

Das Bad der aufgearbeiteten Säure wurde bei 8,5 % freier Säure abgelassen, nachdem es fünf Tage in Betrieb war. Der mit reiner Säure angesetzte Nachprüfbottich wurde bis 2 % ausgearbeitet und war acht Tage in Betrieb. Das Herunterarbeiten von 8 % auf 2 % ging nur sehr langsam vor sich; sämtliche Pakete mußten umgelegt werden, da die Rohre auch nach mehreren Stunden noch nicht sauber waren. Die umgelegten Rohre wurden deshalb noch annähernd 1 h in einem besseren Bottich nachgebeizt.

Der Bottich mit der freien Säure beizte in acht Arbeitstagen 96 492 kg. Davon wurden beim Herunterbeizen auf 2 % 11 422 kg umgelegt, d. h. es wurden also nur 85 070 kg tatsächlich fertiggebeizt. Dies entspricht einem täglichen Durchsatz von 10 633 kg. Der Bottich mit der aufgearbeiteten Säure beizte in fünf Arbeitstagen 60 144 kg oder 12 028 kg täglich. Demnach beizte der Bottich mit der aufgearbeiteten Säure trotz längerer Dauer beim Beizbeginn im Durchschnitt täglich 1395 kg mehr als der Bottich mit reiner Säure, was auf das Herunterarbeiten auf 2 % zurückzuführen ist. Bei der Verwendung von aufgearbeiteter Säure fiel auch das zeitraubende Umlegen fort.

Es ließen sich während des ganzen Versuches weder am Aussehen des gebeizten Werkstoffes noch beim Ziehen oder an der Rohroberfläche nach dem Zuge Unterschiede feststellen.

Diese Versuche decken sich also vollkommen mit der bei unseren Versuchen gewonnenen Erkenntnis.

An die Vorträge von F. Heinrich<sup>5)</sup> und P. Dickens schloß sich folgende Erörterung an.

A. Sulfrian, Aachen: Die Bilder 8 und 9 zeigen Musteranlagen, bei denen der Kristallisor, den Herr Heinrich besprochen hat, angewendet wird. Der Kristallisor ist ein länglicher Trog, der durch Kühltaschen unterteilt ist und auf einer Achse sitzende Trennscheiben enthält. Die Trennscheiben bedingen einen zwangsläufigen Durchlauf der durchgepumpten Beizlauge durch das ganze Kühlsystem und demnach eine innige Berührung der Flüssigkeit mit den Kühlflächen, also einen sehr guten Wärmeausgleich. Diese Trennscheiben haben, abgesehen von der Be-

Wenn alle diese Versuche keinen Unterschied beim Beizen mit frischer oder aufgearbeiteter Säure ergeben haben, so ist hierfür die Durchführungsart von ausschlaggebender Bedeutung. In allen Fällen war die Durchführung gleich und sorgfältigst überwacht worden. Und nur unter diesen Voraussetzungen hat der erbrachte Beweis Gültigkeit, denn eine Einschränkung kann er möglicherweise durch den Sparbeizzusatz erfahren. Beim Ansetzen eines neuen Bades mit aufgearbeiteter Säure ist der Sparbeizzusatz entsprechend zu bemessen, und deshalb ist, solange dieser mögliche Einfluß noch nicht einwandfrei geklärt ist, die Abfallbeize immer bei einem bestimmten Gehalt an freier Säure abzulassen, da ja auch die Wirksamkeit der Sparbeizen von der Verwendungsdauer abhängig ist. Würden die gebrauchten Bäder einmal bei 5 %, ein anderes Mal bei 12 % und wieder einmal bei 2 % abgelassen werden, so hätte man, da ja die Abfallbeizen vor ihrer Aufbereitung gesammelt werden, nach dem Aufarbeiten eine Säure mit verschiedenen noch wirksamen, aber unbekanntenen Sparbeizgehalten, deren analytische Bestimmung leider noch nicht möglich ist. Beim weiteren Zusatz könnte das wirksame Maß über- oder unterschritten werden, wodurch entweder der Beizvorgang sehr gehemmt oder ein zu starker Angriff der Säure auf das Eisen erfolgen könnte.

Eine weitere Möglichkeit, daß der Beizvorgang bei der Verwendung von aufgearbeiteter Säure gehemmt wird, ist die Anreicherung der aufgearbeiteten Säure mit kolloider Kieselsäure, die nicht nur beim Beizen von hochsilizierten Stählen, sondern auch infolge der dauernden Wiedernutzbarmachung bei Stählen mit üblichem Siliziumgehalt auftreten kann. Des weiteren ist noch die Frage ungeklärt, wie sich die gelösten Legierungselemente, besonders die Sulfate des Mangans, Kupfers und Chroms verhalten.

Alle diese Fragen sollen noch durch planmäßige Versuche, mit denen bereits begonnen wurde, geklärt werden, wenn gleich auch auf Grund der jahrelangen Benutzung von aufgearbeiteter Säure kaum mit einer Beeinflussung des Beizvorganges durch die erwogenen Umstände zu rechnen ist.

#### Zusammenfassung.

Durch planmäßige Untersuchungen im Laboratorium über den Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit von Eisen und Zunder in Schwefelsäure wurde festgestellt, daß das Ferrosulfat den Angriff auf die metallische Eisenoberfläche herabsetzt und gleichzeitig die Auflösung des Zunders begünstigt, und daß sich damit ein Ferrosulfatgehalt vorteilhaft auf den Beizvorgang auswirkt. Durch Großversuche im Beizbetrieb wurden die Laboratoriumsergebnisse bestätigt, und es wurde bewiesen, daß Ferrosulfat nicht beizzeitverlängernd wirkt. Nach diesen Untersuchungen entfallen die gegen eine allgemeine Erstellung von Aufbereitungsanlagen vorgebrachten sachlichen Bedenken einer störenden Wirkung des Ferrosulfats beim Beizen mit aufbereiteter Säure. Es steht zu erwarten, daß auch die übrigen noch offenen Fragen in gleichem Sinne geklärt werden.

förderung der ausgeschiedenen Kristalle, auch noch die Aufgabe, die Kristalle, die naturgemäß zu Boden fallen, aufzuwirbeln und hochzuführen, so daß sie nach dem Grundsatz der Kristallisation in Bewegung nicht als Kristallschnee, sondern als verhältnismäßig große Kristalle anfallen. Das wird auch dadurch bedingt, daß das Temperaturgefälle ganz gleichmäßig ist, so daß wir nicht durch eine plötzliche Unterkühlung eine große Keimbildungsgeschwindigkeit bekommen, sondern ein allmähliches Wachsen der Einzelkristalle, indem die durch die geregelte Abkühlung bedingte schwache Uebersättigung der Salzlösung keine neuen Kristallkeime bildet, sondern sich auf den schon vorhandenen Kristallen abscheidet und diese dadurch vergrößert.

<sup>5)</sup> Siehe Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 617/23.

Herr Heinrich hat von der Größe der Kristallisationsleistung gesprochen. Entscheidend ist diese meines Erachtens nicht, denn sie hängt von dem Salzgehalt ab, mit dem die Beize in den Kristallisator geschickt wird. Aus der gleichen Menge einer Beize mit etwa 650 g Eisenvitriol im Liter scheidet derselbe Kristallisator rd. die dreifache Menge Vitriol aus, als wenn die Beize nur 400 g Eisenvitriol im Liter enthält, wie ich sie in meinem Kreislaufverfahren einhalte.

Bei dem Kreislaufverfahren mit stetiger Aufbereitung ist die Arbeitsweise unabhängig von dem Durchsatz an Beizgut. Beim Beizen verschiedenartigen Werkstoffes mit ungleichem Säureverbrauch (z. B. Weißblech, das nur ein Viertel bis ein Fünftel an Säure erfordert gegenüber Roh- oder normalgeglühtem Blech) wirkt sich der geringere Schwefelsäureverbrauch des Weißblechs nur insofern aus, als dann der gesamte Salzgehalt des Beizbades durch das ununterbrochene Weiterarbeiten der kontinuierlichen Anlage erniedrigt wird. Selbstverständlich ist es dabei notwendig, die laufend zuzusetzende Schwefelsäure dem jeweiligen Verbrauch anzupassen.

Hierfür ist ein elektrisches Anzeigergerät entwickelt worden, das gestattet, den Schwefelsäuregehalt in gewissen Grenzen, die für den Beizebetrieb vollständig ausreichen, anzuzeigen. Dieses Anzeigergerät ist nicht mit einer chemischen Analyse vergleichbar, denn der Einfluß des Salzgehaltes, des Vitriolgehaltes, stört die Genauigkeit der Anzeige. Aber es macht für den Betrieb nichts aus, ob das Anzeigergerät 10% freie Schwefelsäure anzeigt, obschon der Säuregehalt in Wirklichkeit 9,5 oder gar 11% beträgt. Die stetige Anzeige reicht aus, dem Beizer eine hinreichende Sicherheit in der Ueberwachung des Schwefelsäuregehaltes zu geben, gegenüber jetzt, wo er hilflos dabei steht und nicht weiß, was er an Säure zusetzen soll oder was seine Beize noch leisten kann.

Der Vitriolgehalt der Beize ist bei dem Kreislaufverfahren einstellbar. Bei ausreichender Größe des Kristallisators, je nach der Menge der im Kreislauf befindlichen Beize und Mutterlauge, kann der Salzgehalt unter der Voraussetzung eines gleichmäßigen Schwefelsäureverbrauchs, d. h. einer gleichmäßigen Vitriolbildung in der Beize selbst, praktisch unveränderlich gehalten werden. Es ist also möglich, was sich aus den jeweiligen Verhältnissen im

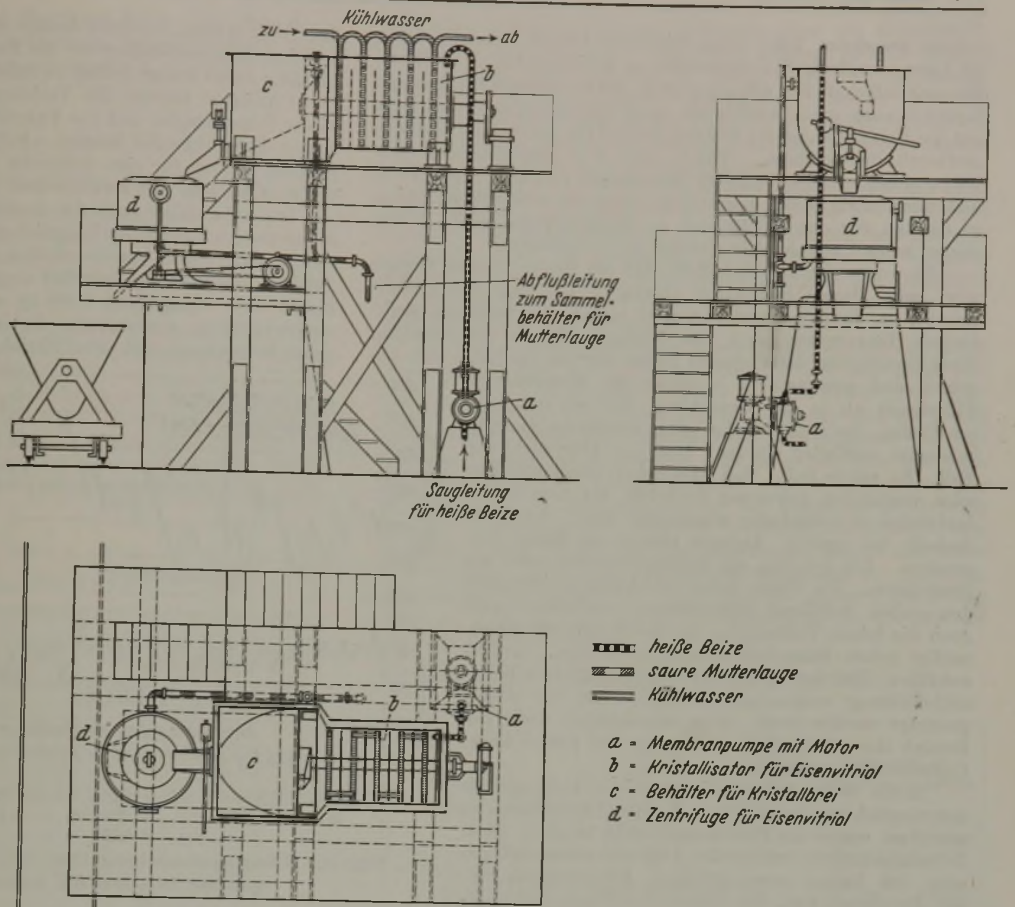


Bild 8. Anlage zur Aufbereitung von schwefelsauren Ablaugen aus Beizereien der Eisenindustrie: Musteranlage mit Zentrifuge.

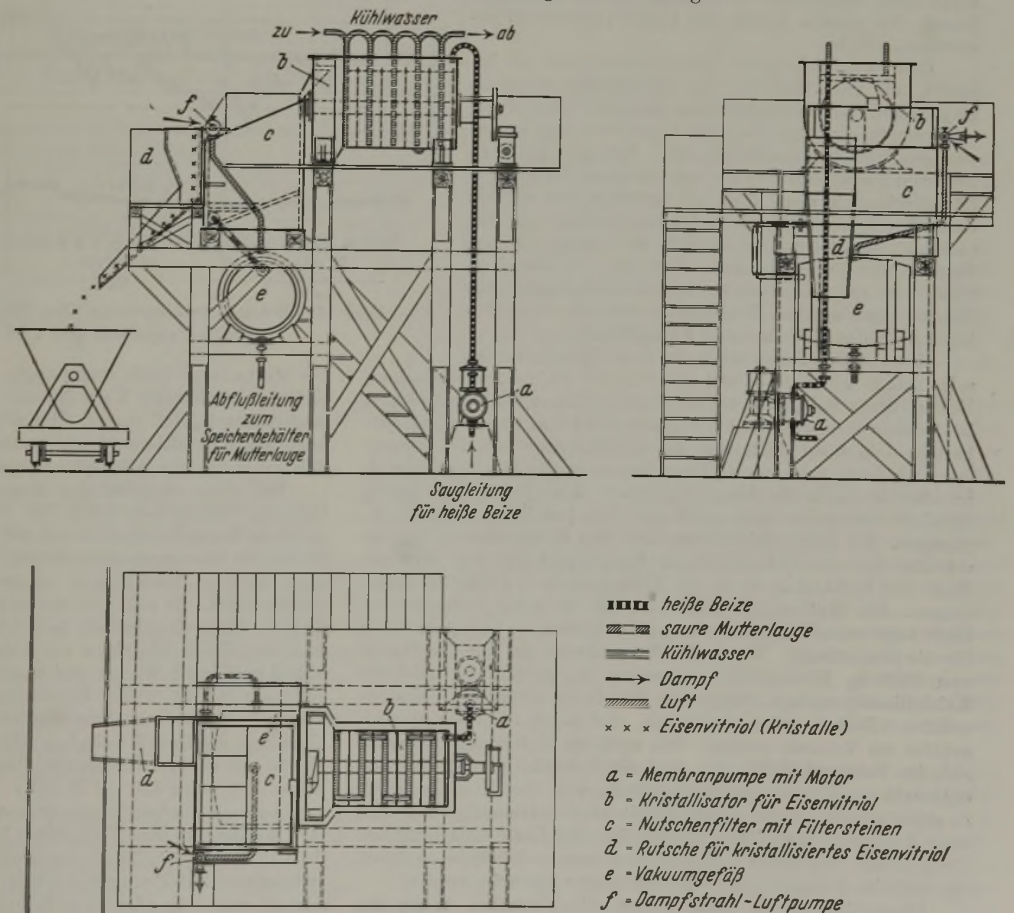


Bild 9. Anlage zur Aufbereitung von schwefelsauren Ablaugen aus Beizereien der Eisenindustrie: Musteranlage mit Dampfstrahl-Luft-Sauger.

voraus berechnen läßt, einen Eisenvitriolgehalt von rd. 400 g im Liter unveränderlich tatsächlich zu gewährleisten. Daß dieser Eisenvitriolgehalt von 400 g im Liter, wie die Herren Dickens und Heinrich auch schon ausführten, noch eine günstige Auswirkung auf das Beizen hat, ist ein weiterer Vorteil für das stetig arbeitende Aufbereitungsverfahren. Wenn wir die Möglichkeit haben, neben einem unveränderlichen Säuregehalt von z. B. 10 bis 12 % außerdem noch 400 g Eisenvitriol im Liter aufrechtzuerhalten, so dürften wir den Höchstwert an Beizgeschwindigkeit — und darauf kommt es zuletzt im Betrieb an — erreichen.

Es wurde davon gesprochen, daß die Bleche, Rohre, Drähte usw. beim Beizen Schlamm absetzen. Ich habe Gelegenheit gehabt, im Januar dieses Jahres in einem mehrwöchigen praktischen Beizversuch auch die Schlamm-Mengen festzustellen. Nach Beendigung der Versuche ließen wir den Schlamm sich absetzen und pumpten 12 h später die überstehende Flüssigkeit ab in der Erwartung, daß wir nunmehr am Boden des Beizbottichs ganz erhebliche Mengen Schlamm vorfinden würden. Das war aber nicht der Fall. Es zeigte sich, daß sämtlicher angesammelter oder vorhandener Schlamm bei dem Kreislaufverfahren vollständig abgepumpt wird. Ich habe deshalb bei meinen Anlagen immer ein Filter vorgesehen. Ich benutze ein Anschwemmfilter oder ein Beutelfilter. Die Filter haben die Aufgabe, zunächst den groben Schlamm abzuscheiden, außerdem aber auch die feinen Trübungen, die durch den verhältnismäßig hohen Salzgehalt koaguliert werden, zurückzuhalten. Bei dem Filter ist naturgemäß eine Kurzschlußleitung vorgesehen, so daß, wenn das Filter gereinigt werden muß, diese eingeschaltet wird, der Betrieb also während der Reinigung des Filters keine Unterbrechung erfährt.

In der ersten Anlage, die ich gebaut habe und die ursprünglich den Zweck hatte, Kanalisationsschäden zu verhüten, war es aus Platzmangel nicht möglich, einen Zwischenbehälter aufzustellen. Bei den neuen Anlagen sehe ich immer einen größeren Ersatzbottich vor, der den Zweck hat, den Inhalt des Beizbottichs aufzunehmen, wenn dieser ausgebessert werden muß oder aus anderen Gründen zu leeren ist. Die Beize braucht nicht mehr abgelassen zu werden, was ja auch dem Zweck der ganzen Arbeit des Ruhrverbandes widersprechen würde.

Das stetig arbeitende Kreislaufverfahren ist bekannt, und auch Herr Heinrich hat darüber nochmals gesprochen. Es ist hauptsächlich dann am Platze, wenn in einem Beizebetrieb ohne Unterbrechung in nur wenigen Bottichen gearbeitet wird. Bei einer größeren Zahl von Einzelbottichen ist das Verfahren bei großem Säureverbrauch auch noch zu vertreten. Es müssen dann Regelvorrichtungen vorgesehen werden, um tatsächlich aus jedem Beizbottich die richtige Menge Beize abziehen zu können. Um dies zu umgehen, habe ich auf Veranlassung des Ruhrverbandes für kleinere und mittlere Beizebetriebe die folgenden Anlagen nach den Bildern 8 und 9 ausgeführt:

Wie aus Bild 9 ersichtlich, ist es im Grundsatz dieselbe Anlage wie für das stetig arbeitende Verfahren. Die einzelnen Beizen, deren Salzgehalt auf etwa 650 g Eisenvitriol angereichert ist, können noch einen Schwefelsäuregehalt von 10 bis 12 % enthalten. Das stört nicht, weil die Schwefelsäure mit der Mutterlauge wieder zurückkommt. Diese Beizen werden in einen Sammelbehälter für heiße Beizlauge abgelassen. Man kann, wenn genug Bottiche vorhanden sind, auch aus dem jeweiligen Bottich abpumpen. Die heiße Beize fließt über den Kristallisator. In ihm scheidet sich der Uberschuß an Eisenvitriol aus und wird am Ende des Kristallisators in die Filternutsche c (Bild 9) eingetragen. Die Mutterlauge läuft ebenfalls in diese Filternutsche, fließt aber weiter in den — nicht gezeichneten — Vorratsbehälter für die Mutterlauge. Wenn die Filternutsche, die für eine Menge von 1000 kg Eisenvitriol vorgesehen ist, gefüllt ist, wird die Kristallisationsanlage stillgesetzt. Der Hahn unter dem Vakuumbegleß e (Bild 9) wird geschlossen und durch ein Dampfstrahlbegleß e ein Vakuum erzeugt. Die restliche Mutterlauge sammelt sich im Vakuumbehälter an, und die Kristalle werden dadurch entfeuchtet. Ich betone, entfeuchtet, weil die Kristalle nicht so stark von der Mutterlauge befreit werden können, wie es mit einer Schleuder (Zentrifuge) der Fall ist. Bei dieser Anlage müssen die Kristalle von Hand ausgeschaufelt und — ich habe es durch die Nutsche d angedeutet — auf ein Lager gebracht werden.

Wesentlich ist für diese Anlage die Bauhöhe. Wenn der Sammelbehälter für die heiße Beize und die Beizbottiche selbst

über Flur stehen, muß die Anlage entsprechend hoch liegen, um aus dem Sammelbehälter für die Mutterlauge die einzelnen Beizbottiche durch freien Abfluß zu füllen.

Günstiger werden die Verhältnisse etwas, wenn an Stelle dieser Filternutsche und des Vakuumbehälters mit Dampfstrahl-sauger eine Schleuder benutzt wird (Bild 8). Selbstverständlich sind die Kosten für eine Schleuder wesentlich höher als für eine einfache Nutsche mit keramischem Filterboden.

Ich habe dabei auch die Ausbildung des Kristallisators insofern ändern können, als ich gleichzeitig an das Ende des Kristallisators noch einen Vorratsbehälter für das Salz anhängte. Der Salzbrei, der vom Schöpfgefäß angesammelt wird, sammelt sich bis zu einer Menge von 1000 kg an, während die Mutterlauge ununterbrochen zurückläuft. Es ist also nicht notwendig, die ganze Mutterlauge mit dem Vitriol über die Schleuder zu geben.

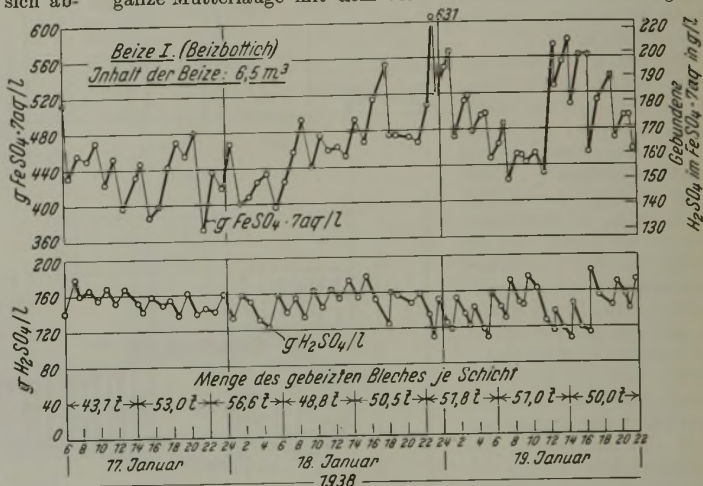


Bild 10. Betriebsuntersuchung über den Einfluß eines Vitriolgehaltes zwischen 400 und 500 g/l.

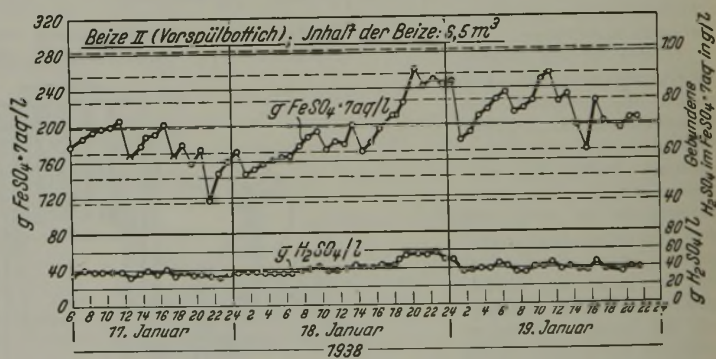


Bild 11. Betriebsuntersuchung über den Einfluß eines Vitriolgehaltes zwischen 400 und 500 g/l.

Die Mutterlauge läuft unabhängig von der Füllung dieses Salz-sammlers seitlich am Kristallisator über und fließt in das Mutter-laugensammelgefäß zurück. Bei dieser Ausführungsart der Anlage kann der Kristallisator weiterlaufen, während der angesammelte Salzbrei durch die Schleuder ausgeschieden wird.

Bei einer Besprechung über die Beizwirkung bei einem höheren Vitriolgehalt (Bild 10) wurden Bedenken geäußert, ob nicht ein Eisenvitriolgehalt von 400 g im Liter auf die Beizwirkung erhebliche Störungen herbeiführe. Von der Werksleitung wurden nach meinen Vorschlägen entsprechende Betriebsversuche durchgeführt. Es wurde in ein und demselben Beizbottich gebeizt und der Eisenvitriolgehalt dadurch unveränderlich gehalten, daß man bei einem Ansteigen auf über 450 g/l einen Teil der Beize abließ und durch Wasser und frische Schwefelsäure ersetzte. Man sieht aus Bild 10, welche Schwankungen der Vitriol- und Schwefel-säuregehalt durch die behelfsmäßige Arbeitsweise aufwies. Praktisch liegt der Gehalt zwischen 400 und 500 g/l Vitriol, es sind auch Werte von 600 g/l vorhanden. Der Schwefelsäuregehalt liegt um etwa 15 % oder 150 g/l H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Die aus diesem Beizbade kommenden Bleche verschiedener Art wurden in den Vorspülbottich gebracht. Diesem Vorspül-bottich wurde keine Säure zugesetzt. Die mit den Blechen herüber-gebrachten Salzlösungen reichten aus, in diesem Bottich einen Gehalt von 4 % oder 40 g Schwefelsäure je Liter praktisch un-veränderlich zu erhalten (Bild 11).

Zahlentafel 9. Untersuchungen über das Beizen von Eisenblechen bei höherem Eisenvitriolgehalt bei gleichem Schwefelsäuregehalt des Beizbades.

Beizdauer min	Gewicht kg	Maß mm	Blechsorte
Tag: 18. Januar 1938, Schicht von 14.00 bis 22.00 Uhr			
3 1/2	1 900	1000 x 2000 x 0,75	Rohblech
3 1/2	540	1000 x 2000 x 0,90	Rohblech
3 1/2	5 150	1000 x 2000 x 0,75	Rohblech
4-5	1 420	1000 x 2000 x 2,00	Rohblech
3 1/2	5 420	1000 x 2000 x 0,75	Rohblech
4 1/2	1 110	700 x 1400 x 0,38	normalgeglühtes Blech
4	5 800	1000 x 2000 x 0,50	normalgeglühtes Blech
4	500	570 x 1140 x 0,50	normalgeglühtes Blech
4	3 100	650 x 1050 x 0,32	normalgeglühtes Blech
3	13 500	535 x 765 x 0,28	Weißblech gewalzt
3	5 600	535 x 765 x 0,22	Weißblech gewalzt
4	4 500	800 x 1600 x 0,40	normalgeglühtes Blech
4	1 930	800 x 1600 x 0,44	normalgeglühtes Blech
50 520			
Tag: 18./19. Januar 1938, Schicht von 22.00 bis 6.00 Uhr			
3	1 360	800 x 1600 x 0,40	normalgeglühtes Blech
3	4 370	448 x 970 x 0,32	normalgeglühtes Blech
3	3 850	640 x 920 x 0,56	normalgeglühtes Blech
5	3 660	500 x 650 x 1,25	normalgeglühtes Blech
4	3 150	500 x 1000 x 0,80	normalgeglühtes Blech
4	3 450	830 x 1180 x 0,88	normalgeglühtes Blech
3	4 080	800 x 1600 x 0,44	normalgeglühtes Blech
3	1 200	800 x 1600 x 0,40	normalgeglühtes Blech
3	580	800 x 1600 x 0,44	normalgeglühtes Blech
6	3 265	1030 x 1280 x 4,50	Stürze, Rohblech
3	6 450	535 x 765 x 0,20	Weißblech 2
3	1 500	535 x 765 x 0,42	normalgeglüht
5	11 980	1030 x 1180 x 3,80	Stürze, Rohblech
4	3 470	600 x 1575 x 0,75	Rohblech
51 765			

Gegenüber der bisherigen Arbeitsweise zeigte sich trotz einem Vitriolgehalt von etwa 450 g FeSO<sub>4</sub> · 7 aq bei praktisch gleichbleibendem Säuregehalt von etwa 150 g H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> je Liter (Verfahren nach Sulfrian) kein Unterschied in der Beizdauer oder der Beschaffenheit der gebeizten Bleche.

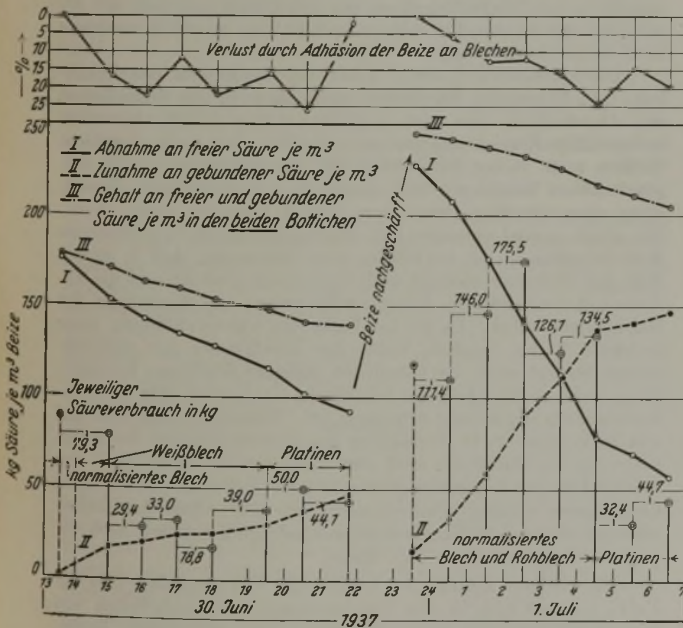


Bild 12. Schwefelsäureverbrauch beim Beizen verschiedener Blechsarten.

Um zu vermeiden, daß der Vitriolgehalt in diesem Vorspülbottich anstieg, wurde jeweils, wenn ein bestimmter Gehalt (200 g/l) überschritten worden war, Beizflüssigkeit abgelassen. Bei stetig arbeitendem Betriebe fallen natürlich diese Schwankungen fort, die bei den Versuchen in Kauf genommen werden mußten.

Zahlentafel 9 vermittelt eine Uebersicht über die verschiedenartigsten Blechsarten, die in demselben Beizbad gebeizt wurden. In der letzten Spalte werden die Sorten aufgeführt: Rohbleche, Weißbleche, Stürze, Platinen, normalgeglühte Bleche usw. Die Beizdauer für Rohbleche ist mit 3 1/2 min, für andere Bleche mit 4 bis 5 min angegeben. Im unteren Teile der Zahlentafel findet man 6 min für die Stürze und Rohbleche.

Durch die im Betrieb durchgeführten Beizversuche mit einer Beize mit 12 % Schwefelsäure und 400 bis 500 g Vitriolgehalt je Liter kann ich die Angaben der Herren Dickens und Heinrich bestätigen. Der hohe Salzgehalt hat danach bei den verschiedensten Blechsarten einen Unterschied gegenüber den bisherigen Ergebnissen des Betriebes weder in der Beizzeit noch im Aussehen der gebeizten Bleche ergeben.

Bild 12 gibt einen anderen Betriebsversuch wieder, durch den festgestellt werden sollte, wieviel Schwefelsäure überhaupt verbraucht wurde. Es handelt sich um dasselbe Werk. Der Beizbottich wurde mit 18 % Schwefelsäure angesetzt und wie üblich gebeizt. Kurve I zeigt den Verbrauch der Schwefelsäure, Kurve II gibt die Zunahme an Eisenvitriol oder an gebundener Schwefelsäure wieder. Aus dem Schaubild ersieht man, wie unterschiedlich der Verbrauch an Schwefelsäure für die einzelnen Blechsarten ist. Da in dem Schaubild zwar der Verbrauch an Schwefelsäure angegeben ist, nicht aber die Werkstoffmenge, möchte ich meine Ausführungen durch die nachfolgende Zahlentafel 10 ergänzen. Im besonderen dürfte diese Tafel deshalb größere Beachtung finden, weil ich darin auch den Säureverbrauch für die gebeizte Oberfläche berechnet habe.

Zahlentafel 10. Säureverbrauch für gebeizte Oberfläche.

Werkstoff	Gewicht kg	Oberfläche m <sup>2</sup>	Säureverbrauch Schwefelsäure 66° Bé kg	Verbrauch an Schwefelsäure 66° Bé	
				je t	je 1000 m <sup>2</sup>
Weißblech, 1- u. 2mal gebeizt	38 850	31 275	145	3,7 kg	4,6 kg
Normalgeglühtes Blech und Rohblech verschiedener Stärke	4 810	2 750	117	24,4 kg	42,6 kg
	6 360	5 160	168	26,4 kg	32,5 kg
	7 820	8 230	198	25,3 kg	24,2 kg
	8 610	7 870	151	17,5 kg	19,2 kg
Platinen	7 600	8 070	177	23,3 kg	22,0 kg
	5 520	145	55	10,0 kg	380,0 kg
	19 240	255	100	5,2 kg	393,0 kg

H. Barkholt, Berlin: Die Aufarbeitung der schwefelsauren Beizlauge gelingt einfach, weil sich das Eisensalz durch Kühlung abscheiden läßt. Es handelt sich also um eine Kristallisationsfrage, für deren Lösung in der chemischen Industrie Hunderte von Beispielen bestehen. Immer kommt es darauf an, daß die Vorrichtung möglichst einfach gebaut ist, daß die säurefeste Auskleidung lange hält, nur selten auszubessern ist, und daß jeder ungelernete Arbeiter eine solche Vorrichtung bedienen kann. Voraussetzung ist immer, daß man ein Eisenvitriol von solcher Körnung erhält, das sich in Schleudern gut von der Mutterlauge trennen läßt.

Darüber hinaus müssen die Aufarbeitungsanlagen sich der täglich zu verarbeitenden Beizlaugenmenge und dem Beizbetrieb anpassen. Die Vorrichtungen sind ganz verschieden, je nach der täglichen Betriebszeit, die 8, 16 oder 24 h betragen kann. Außerdem ist die Aufarbeitung grundverschieden bei kleinen Beizbetrieben und bei den großen Werken, die 20 bis 100 m<sup>3</sup> täglich ablassen. Dann ist noch zu berücksichtigen, wie hoch die Beizlauge an Eisenvitriol anreichert werden kann. Bei allen Anlagen, die die Firma Zahn & Co., Berlin, baute, ist festgestellt worden, daß ein Gehalt von etwa 500 g Eisenvitriol im Liter eine gleichmäßige Beizwirkung hat, und bei entsprechendem Säuregehalt eine kurze Beizzeit ergibt. Nur in ganz seltenen Fällen wird ein Werk darauf bestehen müssen, die Lauge nicht über 300 g anzureichern. Dann muß man eben eindampfen oder Tiefkühlung anwenden. Beides ist teuer, und man muß versuchen, dies zu vermeiden.

Die vorteilhafteste Form der Aufarbeitung erzielt man in den Werken, deren Beizerei durchlaufend betrieben wird. Ohne Unterbrechung wird ein Teil der Laugenmenge aus den Beizkästen entfernt und abgekühlt. Das Eisenvitriol wird in Schleudern von der Lauge getrennt, die als Frischbeize in den Beizkasten zurückkehrt. Die Schwefelsäure kann in der Beizerei selbst zugesetzt werden. Auf diese Weise hat das Bad eine immer gleich-

bleibende Zusammensetzung, und es hat sich als sehr vorteilhaft erwiesen, auch den Gehalt an freier Schwefelsäure gleichbleibend zu halten, was von Zeit zu Zeit mit den heute überall im Handel erhältlichen Beizen-Analysen-Geräten geprüft werden kann.

Die ununterbrochene Aufarbeitung kommt in Betracht für 6 m<sup>3</sup> Beizlauge täglich und mehr. Ist die Beizerei nur 8 oder 16 h täglich in Betrieb, so pumpt man die Flüssigkeit, nachdem sich der Schmutz abgesetzt hat, in einen säurefesten Behälter, in dem sich ein Rührwerk und eine Kühlschlange befinden. Das Eisensalz wird in kristallisierter Form erhalten; es wird von der Mutterlauge auch hier wieder durch eine Schleuder getrennt.

Die Wirtschaftlichkeit einer Aufarbeitungsanlage ist in allen Fällen durch die Gleichmäßigkeit des Beizbetriebes gegeben, ganz abgesehen von den Vorteilen, die Herr Heinrich erwähnte. Die Aufarbeitung sollte als ein Arbeitsvorgang im Walzwerksbetrieb betrachtet werden, wie z. B. das Beizen selbst oder das Nachschleifen der Walzen usw. Unter dieser Voraussetzung arbeiten die Aufarbeitungsanlagen auf jeden Fall wirtschaftlich. Dies gilt auch für kleine Beizbetriebe, wo täglich nur 1 bis 3 m<sup>3</sup> Flüssigkeit aufzuarbeiten sind. In diesem Fall werden Kühlelemente in die Beizkästen eingehängt, an denen sich dann das Eisenvitriol ansetzt. Die Aufarbeitung erfolgt zweckmäßig während der Nachtstunden. Morgens hebt man die Kühlelemente heraus, die an ihrer Oberfläche mit Kristallen beladen sind, und das Beizbad ist nach entsprechender Auffrischung für den nächsten Tag wieder benutzungsfähig. Die Leistung dieser Kühler ist durchaus befriedigend. Auch die verstreut liegenden kleineren Beizbetriebe können hiermit die Laugen aufarbeiten und genießen die Vorteile, die die Aufarbeitung allen Beizeereien bringt.

Die vorstehend erwähnten Arten der Aufarbeitung haben sich gut bewährt und sind in Deutschland wie auch in anderen Ländern vielfach eingeführt worden. Es wird aber heute immer noch viel zuviel Schwefelsäure für das Beizen verbraucht. Man hat versucht, eine Säureersparnis durch den elektrischen Strom zu erreichen, aber bisher wurden derartige Verfahren nur versuchsweise für das Beizen von säurefesten Stählen verwendet. Die Einrichtungskosten sind bis jetzt noch zu hoch. Nach einem neueren Verfahren kommt man durch Verwenden einer besonderen Mischbeize zum Ziel. Dieses Verfahren ist im Ausland in mehreren Werken in Anwendung und läßt sich gut durchführen, wenn als Sparbeize ein Mittel benutzt wird, das von der bisherigen Zusammensetzung stark abweicht. Das Ergebnis fasse ich kurz dahin zusammen: Abkürzung der Beizeit um etwa 50 %, Ersparnis an Schwefelsäure: bei Drahtwalzwerken 50 bis 60 %, in Röhrenwerken etwa 40 %, in Blechwalzwerken 20 bis 30 %. Diese Zahlen stammen aus mehreren Betrieben. In allen Fällen wurde die Leistung der Beizerei ganz wesentlich gesteigert, und die aufzuarbeitende Beizlaugenmenge hatte nur noch etwa die Hälfte der Menge gegenüber dem früheren üblichen Betrieb. Dieses neue Verfahren kann in jedem Beizbetrieb eingeführt werden, und die bestehenden Aufarbeitungsanlagen können ohne Aenderung benutzt werden. Es ist wichtig, daß dieses Verfahren auch in Deutschland eingeführt wird.

Noch ein Wort über Salzsäurebeizen: Einige chemische Fabriken kaufen von den Eisenwerken die Beizlaugen. Aber es wird auch heute noch nicht alles abgenommen. Die Aufarbeitung der Salzsäurebeizen, soweit bis jetzt Vorschläge gemacht wurden, war zu umständlich und wurde von den Eisenwerken abgelehnt, was bei der starken Zurückhaltung dieser Werke gegenüber chemischen Verfahren erklärlich ist.

Die Salzsäurebeizen werden nach unserem Vorschlag mit Eisenoxyd, das bei der Aufarbeitung von selbst entsteht, neutralisiert. Nach dem Eindampfen wird Eisenchlorid in kristallisierter Form abgeschieden und dieses in einem Durchlaufofen unter Einblasen von Luft in Salzsäure und Eisenoxyd zersetzt. Durch zweckmäßige Abkühlung der Salzsäuregase und Kondensation erhält man sofort eine wäßrige Säure von etwa 20 bis 22 % HCl, die mit der Mutterlauge von der Kristallisation auf etwa 18 % eingestellt wird. Die Säure ist dann sofort fertig für das Beizen.

Es ist wünschenswert, daß bald in Deutschland eine solche Anlage im Großbetrieb gebaut wird, nachdem alle Vorarbeiten in chemischer Hinsicht wegen der in Betracht kommenden Werkstoffe abgeschlossen sind.

G. Agde, Darmstadt: Die Anwendung von aufgearbeiteten Beizlaugen im stetigen Beizbetrieb ist nicht an besondere Verfahren oder Vorrichtungen gebunden. Ich verweise besonders auf frühere Ausführungen<sup>6)</sup>, in denen ich dargelegt habe, daß mein Verfahren für den stetigen Beizbetrieb sogar ganz besonders vorteilhaft ist, weil die aufzuarbeitenden Beizlaugenmengen dann vergleichsweise besonders gering sind und die Anlagen des-

halb besonders klein zu sein brauchen. Bemerkenswert ist die Entwicklung der anderen Verfahren und deren Vorrichtungen insofern, als nunmehr wohl alle Ausführungsformen der Vorrichtungen für die Aufbereitungsverfahren mit Ausnahme der Vakuumkühlung in der zuerst von mir gebauten Form mit Wasser- oder Solekühlung arbeiten.

Stetig arbeitende Kristallisatoren sind für kleine und mittlere Anlagen nur dann zu empfehlen, wenn das Kühlwasser sehr knapp oder sehr teuer ist; die absatzweise arbeitenden Kaltrührer haben nämlich den Vorteil in der Ersparnis an Anlage- und Bedienungskosten, weil in diesem Falle die Eisenvitriolkristalle von der Mutterlauge so abgetrennt werden können, daß die Kristall-Lauge-Gemische durch eigenes Gefälle aus den Kaltrührern unmittelbar in die Schleudern geleitet werden können, also die Mehrkosten für eine vorläufige Trennung durch Salztropfsiebe und für die Handarbeit beim Einschaulen der vorgetrennten Kristalle in die Schleuder erspart werden.

In Ergänzung der Ausführungen des Herrn Heinrich möchte ich ausdrücklich betonen, daß die Vakuumanlagen sehr wohl auch für ununterbrochenen Betrieb gebaut werden, bis zu einer gewissen Leistung ist jedoch die absatzweise arbeitende Bauform betriebswirtschaftlich wesentlich günstiger. Weiterhin möchte ich ergänzend bemerken, daß der Zweck der Vakuumherstellung bei diesen Anlagen nicht vor allem eine Einengung der Laugen ist, sondern die durch die Entnahme der Verdampfungswärme bedingte schnelle und sichere Kühlung ohne Kühlmittel.

Da nach den Ausführungen der Herren Vortragenden eine Tiefkühlung nicht unbedingt notwendig erscheint, so könnte man annehmen, daß die Vakuumkühlung jetzt überholt sei. Das Gegenteil ist richtig: Die Vakuumkühlung hat auch bei Einstellung wesentlich niedriger Endtemperaturen gerade besondere Vorteile, von denen außer dem Einengungseffekt und der großen Schnelligkeit des Durchsatzes nur die Unabhängigkeit von den Schwankungen der Wassertemperaturen angeführt sei.

Wenn man aus irgendwelchen Gründen auf die betriebswirtschaftlichen Sondervorteile der Tiefkühlung verzichten will, so können die Vakuumanlagen nämlich nicht nur sehr erheblich kleiner bemessen werden, sondern der Dampfbedarf für die Ejektoren ist ganz wesentlich geringer.

Da die Vakuumkühlung aber eben den sehr erheblichen Sondervorteil der gleichzeitigen Einengung und Abkühlung der Beizlauge hat, so braucht man ja überhaupt gar nicht mit der Endtemperatur auf 0° zu gehen, denn wenn man von einer der üblichen heißen Ablaugen ausgeht und diese z. B. nur auf 10° abkühlt, so hat man auf Grund des zusätzlichen Einengungserfolges noch immer günstigere Bedingungen für Eisenvitriolrestgehalte in den Mutterlaugen als bei Abkühlung mit Sole auf 0°, während die Kosten für Anlage und Betrieb erheblich niedriger sind als bei Solekühlung.

Die besonderen Vorteile dieser Gleichzeitigkeit der Abkühlung und Einengung liegen nun nicht allein in der Schnelligkeit des Durchsatzes, der eine verhältnismäßig kleine, besonders anlagebillige Einrichtung gestattet, sondern auch noch an anderen Stellen, z. B. in der Möglichkeit der Wiedererwärmung der aufgearbeiteten Beizlaugen mit unmittelbar eingeleitetem Dampf, wozu man allerdings trockenen Dampf benutzen muß. Jeder, der schon einmal versucht hat, Beizlaugen durch dampfbeheizte Bleirohrschlangen zu erwärmen, wird bestätigen, daß in diesem Fall der Bleirohrverschleiß außerordentlich groß ist und die Erneuerung der zerstörten Rohre zu Störungen und Stockungen des Beizbetriebs führt. Es ist im Falle der Vakuumkühlung sogar in vielen Fällen möglich, außer der Anwärmung mit unmittelbarem Dampf auch die wesentlich billigere 60gradige Schwefelsäure zum Auffrischen zu benutzen, ein Vorteil, der betriebskostenmäßig sogar sehr erheblich ist. Weiterhin muß auch auf andere Vorteile, z. B. Vermeiden des Zukristallisierens der Rohrleitungen bei Stillstand, und vor allem auf die Möglichkeit der Rücknahme der besonders großen Wasch- und Spülwassermengen hingewiesen werden, wodurch nicht nur sehr erhebliche Ersparnisse an Säure und Eisenvitriol möglich sind, sondern auch die Abwasserfrage gelöst werden kann.

Ein anderer besonderer Vorteil der Vakuumanlagen ist die Tatsache, daß sich in den Einrichtungen zum Aufarbeiten von Schwefelsäurebeizen auch Salzsäurebeizen aufarbeiten lassen. Wenn auch heute bei uns in Deutschland die Frage der Salzsäurebeizenverwertung praktisch dadurch gelöst ist, daß die Farnefabriken diese Beizlaugen kaufen, so möchte ich doch darauf hinweisen, daß bei dem Bahnversand sehr erhebliche Ersparnisse erzielt werden können, wenn man statt der flüssigen Lauge das durch Aufarbeiten der Beizlaugen gewinnbare Eisenchlorür verschickt, das sogar noch entwässert werden kann. Die Eisenchlorürgewinnung durch die Aufarbeitung ist meines Erachtens

<sup>6)</sup> Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 789/93.

schon deshalb zu erwägen, weil bei dem Versand von Werken außerhalb einer gewissen Entfernung ein Frachtzuschuß aus öffentlichen Mitteln gegeben wird, die dann erspart werden, zumal da bei der Beizlaugenaufarbeitung ja doch außerdem die besonderen Vorteile der Ersparnis an freier Säure und an Sparbeizzusätzen und die Mehrleistung der Beizerei gegeben sind.

Selbstverständlich ist es auch möglich, in den Anlagen meiner Bauart auch die sogenannten Mischbeizen, jene Gemische aus Schwefelsäure und Salzsäure, aufzuarbeiten. Das Beizen mit solchen Mischbeizen ist schon seit langer Zeit in der Emaillierindustrie ganz allgemein üblich; auf der Karlshütte werden z. B. bereits seit vielen Jahren solche Mischbeizlaugen mit großem Erfolg aufgearbeitet. Diese Mischbeizen haben allerdings insofern einen gewissen Nachteil, als das dabei gewinnbare Eisenvitriol beim Lagern an der Luft schneller oxydiert und zerfällt als das aus unvermischten Schwefelsäurebeizen, es ist deshalb als Handelsvitriol nicht immer so gut abzusetzen.

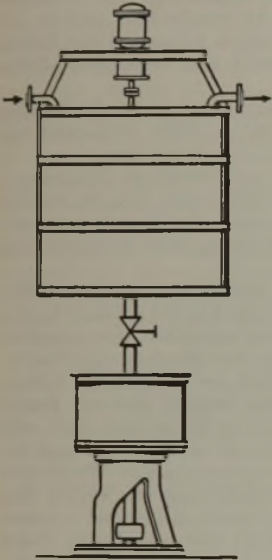


Bild 13. Kristallisatoranlage mit Wasserkühlung.

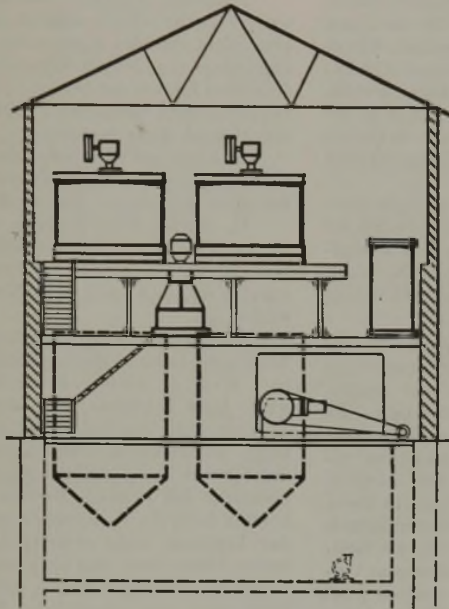


Bild 14. Kristallisatoranlage mit Wasser- und Solekühlung.

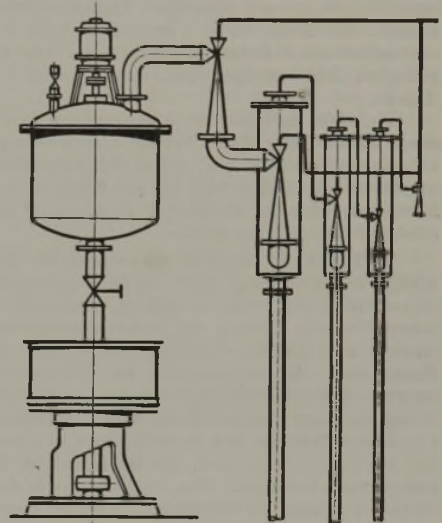


Bild 15. Kristallisatoranlage mit Vakuumkühlung.

Wenn es von Herrn Dickens als Nachteil der Beizlaugenaufarbeitung bezeichnet worden ist, daß sich die Lauge auch beim Beizen von nicht besonders hochsiliziertem Beizgut allmählich mit Kieselsäure anreichert und dadurch die Beizwirkung der Lauge vermindert wird, so möchte ich darauf aufmerksam machen, daß in meinem Laboratorium ein Verfahren entwickelt worden ist, mit dem es in wenigen Minuten und mit geringen Kosten möglich ist, diese Kieselsäure vor der Aufarbeitung auf ganz einfache Weise auszuflocken und zusammen mit dem Zunder zu beseitigen.

Nach einem von mir entwickelten Verfahren ist es gleichfalls möglich, aus Salpetersäure-Mischbeizen mit Salz- oder Schwefelsäure die Salpetersäure in sofort wieder verbrauchsfähiger Form wiederzugewinnen. Es handelt sich dabei um eine chemische Umsetzung, durch die die gesamte Salpetersäure — also die freie und die gebundene — in Stickoxyd umgesetzt wird, das dann in ganz einfacher Weise mit Luftsauerstoff und Wasser wieder in sofort gebrauchsfähige Salpetersäure umgesetzt wird. Durch Benutzung von Sonderwerkstoffen ist es jetzt möglich, das Verfahren bereits für verhältnismäßig kleine Beizlaugmengen zu verwenden.

Bei der Entzunderung liegen die Verhältnisse nicht immer so einfach, wie das nach den Ausführungen von Herrn Dickens scheinen könnte; besonders wenn auf dem Beizstück verschiedene Verzunderungsgrade und verschiedene Versinterungsgrade des Zunders vorliegen. Alle diese Versuche und die ganze Beizertechnik leiden ja doch so schwer unter dem Mangel an einem fehlerfreien Prüfverfahren der verschiedenen Beiz- oder Entzunderungsgrade, deshalb sind da doch Unterschiede von mehr als 100 % bei der Schätzung der Beizgrade möglich. Es muß dazu besonders auf den glasigen Zunder hingewiesen werden, den man oft auf Walzdrähten findet. Bei solchem Zunder spielt vor allem die Zeit eine Rolle, die die Beizlauge zum Durchdringen der Poren braucht, und solche Messungen sind die Unterlagen für meine Angaben in der Vorjahrstagung gewesen.

P. Weineck, Merseburg: Die von der Firma Wiegand nach dem Verfahren von G. Agde gebauten Anlagen werden in ver-

schiedenen Ausführungen mit Wasserkühlung, mit Solekühlung und neuerdings mit Vakuumkühlung geliefert.

Die Anlagen mit Wasserkühlung (Bild 13) bestehen im wesentlichen aus Kristallisatoren, in denen die Beizlauge durch Wasser, das in Schlangen läuft, gekühlt wird. Die Anlagen für Wasser- und Solekühlung (Bild 14) bestehen, genau wie die Anlage für Wasserkühlung, aus einem Kristallisator, in den die Beize eingebracht wird und in dem die Kühlung dadurch erfolgt, daß erst Wasser und dann tiefgekühlte Sole durch die Schlangen geführt wird.

Die neuesten Anlagen sind mit Vakuumkühlung versehen. Die Anlage nach Bild 15 besteht z. B. aus einem Kristallisator, in den die Lauge eingebracht wird. Die Anlage arbeitet fast ohne bewegliche Teile, d. h. außer dem Rührwerk und der Zentrifuge bewegt sich nichts. Da außerdem säurebeständige Werkstoffe verwendet werden, ist mit einer fast unbegrenzten Lebensdauer zu rechnen. Die Lauge kommt mit der Temperatur, mit der sie aus dem Beizbad anfällt, in den Kristallisator. Am Kristallisator ist eine Rohrleitung angeschlossen, durch die er mit einer Vakuum-

anlage verbunden wird. Dadurch, daß man die Lauge unter Vakuum setzt, verdampft ein Teil der Flüssigkeit, kühlt sich ab und die Kristalle fallen aus. Die Vakuumkühlung ist ein besonderer Vorteil, weil sie gegenüber anderen Abkühlungsarten nicht

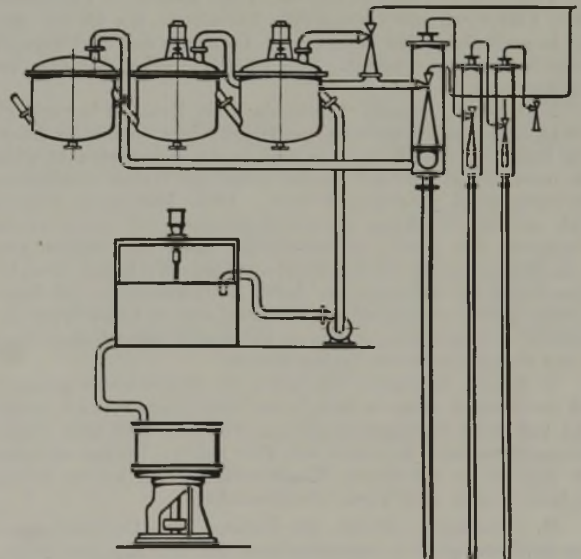


Bild 16. Kristallisatoranlage für stetige Auskristallisierung.

nur billig, sondern auch wirkungsvoller ist. Die Vakuumanlage besteht aus hintereinandergeschalteten Dampfstrahlejektoren. Zwischen den Dampfstrahlejektoren sind Kondensatoren angeordnet, so daß es nicht nötig ist, den Betriebsdampf für die einzelnen Stufen durch die ganze Anlage zu fördern, sondern ihn

sofort hinter dem betreffenden Ejektor niederzuschlagen. Die Anlage dient für absatzweisen Betrieb, d. h. man bringt z. B. 1,5 m<sup>3</sup> Lauge in den Kondensator, kühlt sie und schleudert sie dann ab. Die Anlage eignet sich besonders für kleinere und mittlere Betriebe.

Für Großbetriebe werden Anlagen gebaut, die die Abfallbeize stetig auskristallisieren (*Bild 16*). Die Abfallbeize kommt, nachdem Schwefelsäure zugesetzt wurde, in den ersten Kristallisator, wird auf eine bestimmte Temperatur abgekühlt, läuft dann nach dem nächsten Kristallisator, wird weiter abgekühlt und kommt zum letzten Kondensator, in dem die Abkühlung auf die Endtemperatur erfolgt. Die hier ausgefallenen Kristalle und die Mutterlauge werden durch eine Pumpe in stetigem Strom abgepumpt und zur Schleuder gefördert. Auch hier wird das Vakuum durch Dampfstrahlsauger hergestellt.

Der Dampfverbrauch der Vakuumkristallisationsanlagen beträgt jetzt im Mittel 75 bis 100 kg/m<sup>3</sup> aufzuarbeitender Beize. Wenn es nicht mehr notwendig ist, die Beizen auf die niedrigen Restgehalte an Eisenvitriol von 50 bis 150 g zu entsalzen, wie es nach dem Verfahren von G. Agde möglich ist, so können die Anlagen für bedeutend niedrigere Dampfverbrauchszahlen erstellt werden. Es dürfte möglich sein, schon mit 20 kg Dampf je m<sup>3</sup> aufzuarbeitender Beize auszukommen. Das gestattet natürlich geringere Abmessungen und damit geringeren Kaufpreis der Anlage.

Vielleicht darf ich den Ausführungen von Herrn Agde noch etwas hinzufügen. Wenn bei der absatzweisen Anlage Salzsäure aufgearbeitet werden soll, so hat der Kristallisator einen Dampfmantel und die Lauge wird vor der Kühlung eingeeengt. Nach der Einengung wird der Heizdampf abgeschaltet und die Abkühlung erfolgt in der üblichen Weise.

H. Fischer, Berlin-Siemensstadt: Es ist vielleicht zweckmäßig, auf eine zwar noch nicht abgeschlossene Entwicklung hinzuweisen, die, wenn sie gelingt, immerhin einen sehr beachtlichen Weg zur Lösung der Abwasseraufbereitung darstellt. Es handelt sich um die elektrochemische Aufbereitung von Beizlauge. Es ist zunächst im Laboratoriumsmaßstabe gelungen, Schwefelsäurebeizabwässer unmittelbar auf elektrolitischen Wege aufzuarbeiten, wobei einfach das Eisen in Form von Elektrolyteisen und Schwefelsäure aus dem Sulfat unmittelbar wiedergewonnen wird, die im Kreislauf wieder in die Beizanlage zurückgelangt. Das erscheint nach den bisherigen Versuchen durchaus wirtschaftlich. Weitere Versuche werden jetzt im technischen Maßstabe durchgeführt werden. Wenn dieses Verfahren in seiner Durchführung gelingt, so wird dadurch der immerhin umständliche Umweg über das Ferrosulfat vermieden. Statt das Ferrosulfat erst zu einer Aufbereitungsstelle zu schaffen und dann durch Rösten erst Eisenoxyd, Schwefelsäure und schließlich wieder Eisen zu gewinnen, könnte man also elektrolitisch unmittelbar Eisen und Säure wiedergewinnen.

F. Heinrich: Herr Fischer hat recht; wenn es verwirklichtbar wäre, hätten wir ein vorbildliches Verfahren. Ich fürchte nur, daß es noch einige Zeit dauern wird, bis er uns den Nachweis der Wirtschaftlichkeit erbringt. Aber es ist ein Weg, der aller Beachtung wert ist.

K. Kreitz, Düsseldorf-Reisholz: Herr Heinrich hat erklärt, daß es nach einer Mitteilung von Herrn Klein qualitative Nachteile hat, wenn das Beizgut zu heiß in die Beize gebracht wird. Ich fasse das so auf, daß hierdurch bei der Weiterverarbeitung Schwierigkeiten entstehen können. Diese Mitteilung erinnert mich an eine alte Klage unserer Rohrzieher, die immer wieder behaupten, daß Rohre, die unmittelbar nach dem Glühen heiß in die Beize getaucht werden, leicht abreißen. Wir haben versucht, diese Frage im Laboratorium durch Zerreißversuche mit Rohrproben, die bei verschiedenen Temperaturen in kalte Beize eingetaucht worden waren, zu klären, haben aber keine Unterschiede in den Festigkeitswerten finden können.

O. Klein, Kreuztal: Wir haben die Beobachtung gemacht, daß das Beizgut, wenn es heiß in die Beize gebracht wird, spröde wird und seine Zieheigenschaften unmittelbar nach dem Beizen verringert werden. Es erholt sich aber später. Daraus schließen wir, daß wir es mit akuter Wasserstoffaufnahme zu tun haben, die beim Lagern aber wieder verschwindet.

H. Prelinger, Berlin: Im Rahmen von Untersuchungen über Beizbrüchigkeit in Zusammenhang mit der Frage der elektrolitischen Zunderung hat sich bei der Firma Siemens & Halske ergeben, daß die Anfangsaufnahme von Wasserstoff, d. h. die Entstehung von Beizbrüchigkeit in den ersten Augenblicken des Eintauchens in die Säure, sehr wesentlich von der Temperatur abhängt. Die Entstehung der Brüchigkeit vollzieht sich so, daß der Werkstoff bereits nach kurzer Zeit nach dem Eintauchen ein gewisses Maß von Brüchigkeit zeigt. Die Zeit des Anstiegs

ist in etwa 1 min vollendet und temperaturabhängig. Es ist möglich, daß dies mit der vom Vorredner erwähnten Erscheinung in Zusammenhang steht.

F. Heinrich: Ich möchte bemerken, daß auch an anderen Stellen dieser Beobachtung nachgegangen wird und bei nächster Gelegenheit weitere Beiträge hierzu zu erwarten sind.

P. Dickens, Huckingen: Herr Sulfrian hat an Hand von Lichtbildern Aufbereitungsanlagen beschrieben, von denen die eine mit einer Zentrifuge ausgerüstet ist, während bei der anderen das Ferrosulfat abgenutscht wird. Es wäre wertvoll, etwas über die Beschaffenheit des Ferrosulfats zu hören, das auf diese einfache Weise von der Mutterlauge getrennt wird. Man könnte vermuten, daß diese Art der Abscheidung des Ferrosulfats nicht ausreichend genug ist, wodurch an den Kristallen noch Mutterlauge haftet, die für das Beizen verlorengeht und damit die Wirtschaftlichkeit beeinträchtigen könnte.

Nach den Angaben von Herrn Sulfrian soll eine Anlage mit einer Nutsche billiger sein als eine solche mit Zentrifuge. Es sind aber nicht nur die Kosten für diese beiden Teile, die zweifellos zugunsten der Nutsche sprechen, zu vergleichen, sondern die gesamten Kosten der beiden vollständigen Anlagen. Unter diesem Gesichtspunkt betrachtet, dürfte wohl kein wesentlicher Preisunterschied mehr bestehen.

A. Sulfrian: Ich habe ausdrücklich gesagt, bei der Nutsche wird natürlich die Kristallmasse nicht so stark entfeuchtet wie mit einer Zentrifuge. Das muß man in Kauf nehmen.

G. Agde: Herr Dickens wird auf Grund der Erfahrungen in der Wittener Anlage bestätigen, daß in den Anlagen, wo eine Nutsche vorhanden ist, die Entfeuchtung des Vitriols so unvollständig ist, daß noch eine Nachschaltung einer Schleuder notwendig ist.

Ich möchte außerdem darauf aufmerksam machen, welche Nachteile ein nicht gut abgeschleudertes Eisenvitriol beim Lagern hat. Wenn es, wie von Herrn Sulfrian angegeben, nur getrocknet wird, dann bekommt man nur eine Verdampfung von Wasser, dadurch aber den Schwefelsäuregehalt der anhaftenden Mutterlauge in höherer Konzentration; das bedingt aber ein Sinken des Umwandlungspunktes des Eisenvitriols; es kann dann vorkommen, daß es bei Außentemperaturen zerfließt, und man bekommt dann ein Verklumpen und Zusammenbacken. Treibt man das Trocknen nicht so weit, dann erhält man ein breiiges oder nasses Eisenvitriol, das noch sehr viel Säure enthält und zu dessen Lagerung säurefeste Böden nötig sind; aber beim Lagern finden dann auch eine allmähliche Wasserverdunstung und eine Anreicherung von Schwefelsäure statt, die schließlich auch zu dem oben geschilderten Nachteil führt. Das alles wird durch eine Schleuder ausgeschaltet. Das ist auch preislich viel günstiger, da neben der Nutsche ja doch auch noch Kessel, Pumpe, Rohrleitungen und Absperrvorrichtungen usw. hinzukommen, die den Preis erhöhen.

K. Kreitz: Greift neutrales Eisensulfat Beton an?

G. Agde: Nasses Eisensulfat greift Beton an, und zwar zerstört es das Gefüge des Betons. Bereits schwankende Luftfeuchtigkeitsgrade, wie sie bei uns in Deutschland besonders im Herbst und Frühling überall vorkommen, können bewirken, daß ein Feuchtwerden des Salzes dann eine Zerstörung des Betons herbeiführt. Eine Lösung von Sulfat greift schon nach kurzer Zeit Beton ohne weiteres an.

R. Kurz, Gelsenkirchen-Schalke: Es ist zweifellos vorteilhaft, das Eisenvitriol aus den Beizlauge zurückzugewinnen. Ich habe es jedoch vor etwa fünf Jahren während meiner Tätigkeit im Ausland erlebt, daß es unmöglich war, die erzeugten Vitriolmengen zu einem nur halbwegs annehmbaren Preise abzusetzen. Als die Vitriolvorräte immer mehr zunahmen, entschloß sich das Werk schließlich, das Vitriol zu verschenken. Es fand sich aber auch da niemand, der das Vitriol abgenommen hätte; denn selbst chemische Werke und Schwefelsäurefabriken lehnten die Uebernahme mit der Begründung ab, daß sich Schwefelsäure durch Rösten von Schwefelkies billiger herstellen läßt als durch Rösten von Eisenvitriol. Ich möchte nun erfahren, wie die Verhältnisse heute in Deutschland liegen: Ob das Eisenvitriol in Deutschland abgesetzt werden kann, welche Firmen dafür in Betracht kommen und welcher Preis dafür erzielt werden kann.

F. Heinrich: Ich habe am Anfang meiner Ausführungen für den als Vitriol verkäuflichen Teil einen Preis genannt, der zwischen 12 und 16  $\mathcal{R.M.}/t$  liegt. Wenn alle Beizen aufgearbeitet werden, wird dieser Teil aber vielleicht nur ein Viertel des anfallenden Gutes sein. Alles übrige muß in anderer Weise verarbeitet werden, und da kommt meines Erachtens nur die Aufarbeitung auf Schwefelsäure und Eisenoxyd in Frage. Dabei ist aber kein höherer Preis als 6  $\mathcal{R.M.}/t$  zu erzielen. Auf diesen Betrag müssen wir unsere Selbstkosten abstellen.



G. Agde: Auf meine Anregung sind Abröstanlagen entwickelt worden, bei denen man meines Erachtens mit höheren Gewinnen rechnen kann. Bisher hat man ja doch immer versucht, die Röstgase mittels Kontakte in Schwefelsäure überzuführen. Das ist unzweckmäßig, weil die Kontakte selbst bei bester elektrischer Entstaubung der Röstgase langsam verkrusten durch Bilden einer Eisensulfatschicht auf dem Kontakt. Ich arbeite mit einer Firma zusammen, die die Röstgasumsetzung anders gelöst hat und sogar ohne elektrische Entstaubung arbeiten kann. Außerdem können die beim Abrösten gewinnbaren Rohoxyde als Farbstoff benutzt werden, sie können mit Erdfarben verschnitten oder nachträglich auf höchstwertige Farben veredelt werden. Ich hoffe, daß schon in nächster Zeit eine solche Anlage erstellt wird, wo ungefähr 5 t Schwefelsäure je Tag aus Eisenvitriol erzeugt werden.

F. Heinrich: Hoffentlich wird das verwirklicht. Dann müßte ich freilich das Schlußwort meines Berichtes doch ändern; denn dann könnten wir noch namhafte Gewinne erzielen.

P. Dickens: Herr Agde hat ausgeführt, daß ihm bei seinen Untersuchungen eine Zunderausbildung vorlag, die außerordentlich stark auf den Probeblechen haftete und dem sogenannten Klebzunder gleichzustellen sei. In meinem Vortrag über zweckmäßiges Beizen vor dem Unterausschuß für Rostschutz<sup>7)</sup> bin ich auch kurz auf die Zunderausbildung eingegangen. Es ist bekannt, daß der Zunder bei unlegierten und niedriglegierten Stählen aus drei deutlich voneinander unterscheidbaren Schichten besteht, die von den Eisenoxiden FeO, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> und Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> bzw. deren Mischkristallen gebildet werden. Die Löslichkeit dieser drei Oxide in Säuren ist ganz verschieden. Eisenoxydul ist leicht löslich, Eisenoxyduloxyd und Eisenoxyd dagegen nur wenig. Da Herr Agde die Zunderschicht eingehend chemisch und mikroskopisch untersucht hat, wäre es wertvoll, zu erfahren, wie dieser besonders stark haftende und sich schlecht lösende Zunder zusammengesetzt war und welche der drei üblicherweise vorhandenen Schichten überwogen hat.

Im Zusammenhang mit unseren Versuchen über den Einfluß von Ferrosulfat auf die Lösungsgeschwindigkeit der verschiedenen Oxide in Schwefelsäure lege ich Wert auf das Ergebnis der von Herrn Agde angedeuteten anscheinend gleichlaufenden Untersuchungen.

<sup>7)</sup> Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1343/46.

G. Agde: Das kann ich noch nicht, weil unsere Versuche mehr qualitativer Natur waren. Aber ich werde diese Versuche auf Grund der gegebenen Anregungen nochmals prüfen und vielleicht mikroskopisch untersuchen, um Besonderheiten der Gefüge zu erkennen.

P. Dickens: Zum Beizen mit Mischsäure möchte ich noch folgendes ausführen. In meinem bereits erwähnten Vortrag habe ich das Beizen mit Mischsäure, d. h. das Beizen mit Schwefelsäure unter Zusatz von Salzsäure, ebenfalls unter Hinweis darauf, daß hierdurch die Beizgeschwindigkeit wesentlich erhöht wird, angedeutet. Es ist also richtig, daß das Beizen mit einem Gemisch von Schwefelsäure und Salzsäure keine Neuigkeit darstellt, sondern schon seit langem angewendet wird. Soweit mir jedoch das von der Firma Zahn neuerdings empfohlene, von einem Belgier entwickelte und in Belgien bereits vielfach angewendete Verfahren bekannt ist, handelt es sich hierbei nicht um das Beizen mit einer beliebigen Mischung von Schwefel- und Salzsäure, sondern um ein Beizverfahren, dem das Massenwirkungsgesetz zugrunde gelegt ist und das unter Einhaltung ganz bestimmter Konzentrationen und im Zusammenhang mit der Aufbereitung der Abfallbeizen einen geschlossenen Kreislauf darstellt. Weiterhin soll bei diesem Verfahren ein Sparbeizzusatz verwendet werden, der sowohl in Schwefelsäure und Salzsäure als auch in einem Gemisch beider Säuren wirksam ist und der besonders den starken Angriff der Mischsäure auf die Metalloberfläche herabsetzt. Beim Beizen nach diesem Verfahren soll die Beizezeit auf die Hälfte bis auf ein Drittel der üblichen Dauer herabgesetzt werden können.

Die Frage der Beizezeit, die mit zunehmendem Ferrosulfatgehalt wesentlich ansteigen soll, dürfte durch unsere Untersuchungen eindeutig geklärt sein. Die bisher bestandene und auch heute noch zum Teil bestehende Ansicht verwechselt Ursache und Wirkung, denn nicht der zunehmende Ferrosulfatgehalt, sondern die abnehmende Säurekonzentration verlängert die Beizdauer.

G. Agde: Der angebliche Mangel einer Ungleichmäßigkeit der Beizfläche bei Anwendung von Mischbeizen ist gering, wenn man berücksichtigt, daß bei solchen Mischbeizen niedrigere Temperaturen verwendet werden müssen. Sonst ist in „Adazit fest“ ein sehr brauchbarer Sparbeizzusatz gegeben, bei dessen Anwendung der Nachteil vermieden wird.

## Umschau.

### Motorlager aus Graphit und Lagerbüchsen aus Kohle.

Das Bestreben, Sparstoffe durch Heimstoffe zu ersetzen, führte dazu, die seit langer Zeit bekannten, aber in den Betrieben wenig oder gar nicht eingeführten Graphit- oder Kohlelager so zu verbessern, daß sie weitgehenden Ansprüchen genügen.

Versuche eines Hüttenwerkes, die seit März 1937 mit Graphitlagern an Motoren gemacht wurden, ergaben gute Erfolge. Bis jetzt erhielten etwa 50 Motoren für eine Leistung von 5 bis 220 kW bei 600 bis 1500 U/min derartige Lager; die Motoren haben Kuppelungen, Ritzel oder Riemenscheiben. Die Laufstellen der Lager (Bild 1) und Wellen sind einwandfrei und zeigen nach einhalb- bis einjähriger Laufzeit, das sind 3600 bis 10 800 Betriebsstunden, geringeren Verschleiß als bei jedem anderen Lagerstoff. Geschmiert werden diese Lager genau wie alle anderen mit Dynamoöl durch losen Schmiering. Während einer vierzehntägigen Betriebsdauer versuchte man, einzelne Lager ohne Oelzufuhr laufen zu lassen; sie wurden nicht wärmer, und es trat kein größerer Verschleiß ein.

Die Bearbeitung aller Teile muß genau und äußerst sauber sein. Die stählerne Büchse (St 50.11) erhält an der einen Seite einen Kragen nach innen. Die Kohlebüchse wird außen ganz fertig bearbeitet. Die stählerne Büchse wird in einem Oelbad auf 100° erwärmt und die Kohlebüchse dann eingezogen. Nach dem Erkalten wird die Bohrung der Büchse fertig bearbeitet, sie muß um 0,3 % größer sein als der Zapfendurchmesser; darauf wird das vollständige Lager in das Motorlagerschild eingebaut.

Seit Ende Mai 1938 wurden weitere Versuche mit Graphitbüchsen an Laufrädern für Krane, und zwar mit einem Flächendruck von 40 bis höchstens 80 kg/cm<sup>2</sup> gemacht. Die Büchsen werden selbsttätig durch Staufferfett geschmiert. Die tatsächlichen Betriebsstunden bis zum 1. Dezember 1938 betragen 561, die gefahrenen Kilometer 283. Der Verschleiß der Büchse bis zu diesem Zeitpunkt betrug 0,3 bis 0,4 mm. Die an der Laufstelle im Einsatz gehärteten Laufbolzen zeigen keinen Verschleiß. Die Kran- und Katzenlaufschienen haben keine Stöße, sondern sind entweder mit Thermit oder stumpf aneinandergeschweißt.

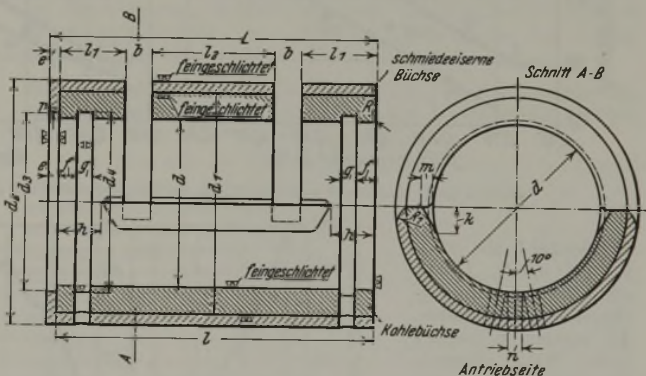


Bild 1. Motorlager mit Kohlebüchse.

	Motoren		Motoren	
	D 600/75	DK 1000/10	D 600/75	DK 1000/10
	DK 600/75	DK 1000/15	DKH 600/75	DK 1000/15
	DK 600/100	DK 1000/7,5	DK 600/100	DK 10000/7,5
	Maße in mm		Maße in mm	
d	100	55	e	5
d <sub>1</sub>	132	75	f	10
d <sub>2</sub>	150	85	g	8
d <sub>3</sub>	105	60	h	23
d <sub>4</sub>	106	61	k	15
L	250	155	R	4
l	245	150	R <sub>1</sub>	20
l <sub>1</sub>	60	35	r	3
l <sub>2</sub>	95	54	m	6
b	15	13	n	8

Für den Einbau empfiehlt sich folgendes zu beachten (Bild 2): Die Radnabe des Laufrades muß entsprechend der Belastung im äußeren Durchmesser stark genug sein; ihre Bohrung wird um die Wandstärke der stählernen Büchse vergrößert.

Die Wandstärke sowohl der stählernen als auch der Kohlebüchse ist nach der Belastung (Flächendruck in cm<sup>2</sup>) zu bestimmen.

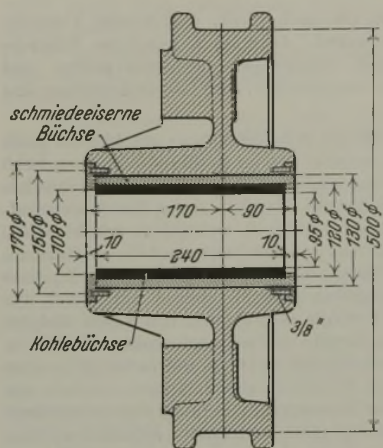


Bild 2. Katzenlaufrad mit Kohlebüchse für einen 25-t-Hofkran. (Flächendruck etwa 40 kg/cm<sup>2</sup> höchstens.)

Die Bearbeitung aller Teile muß genau und äußerst sauber sein; im übrigen verfährt man wie vorher bei den Motorlagerkohlebüchsen. Die in die Radnabe hineingedrückte Büchse wird durch Versenkverschrauben an der Radnabe befestigt.

Die Laufradbolzen werden aus bestem Einsatzflußstahl St C 16.61 hergestellt, im Einsatz gehärtet und danach geschliffen. Die Skleroskophärte soll nicht unter 80 liegen und die Härtetiefe mindestens 1 mm betragen, darf aber 1,5 mm nicht überschreiten.

Der Schmierstoff soll am Laufradbolzen seitlich und beiderseits austreten; die Schmierung selbst geschieht am besten durch selbsttätige Vorrichtungen. Hermann Semmler.

**Zur Frage der nichtmetallischen Einschlüsse im Stahl.**

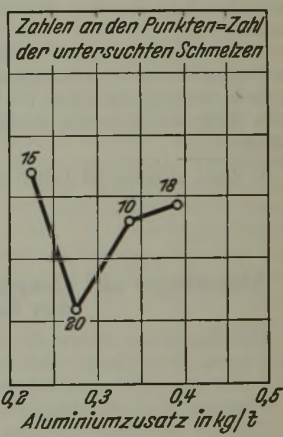
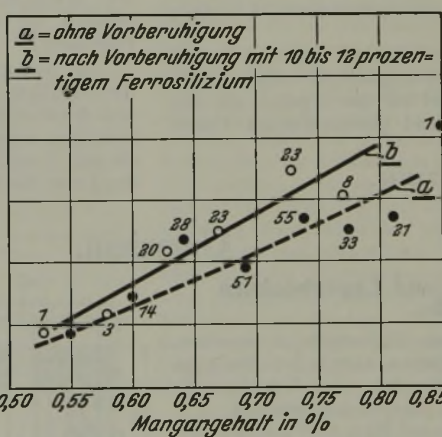
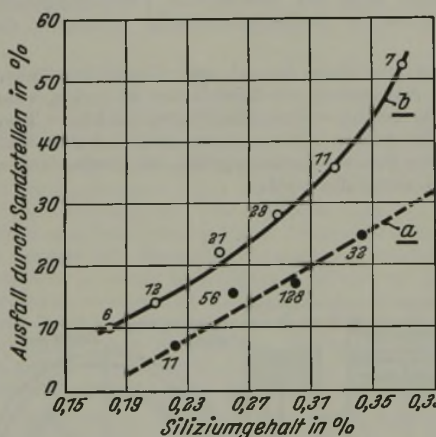
M. Ja. Medshiboshski<sup>1)</sup> berichtet über seine Untersuchungen des Einflusses der chemischen Zusammensetzung von

Bild 3 zeigt ferner noch den Einfluß des Aluminiumzusatzes, der in der Pfanne vorgenommen wurde, auf die Reinheit des Achsenstahles (im Mittel 0,3 % Si und 0,7 % Mn). Man sieht deutlich, daß das höchste Ausbringen bei diesen Stahlschmelzen bei Aluminiumzusätzen von 0,27 kg/t erreicht wurde. Weitere Untersuchungen haben gezeigt, daß bei niedrigeren Silizium- und Mangangehalten (0,15 bis 0,20 % Si und 0,50 bis 0,60 % Mn) der Aluminiumzusatz bis auf 0,5 kg/t erhöht werden kann, wodurch gasblasenfreier Stahl und geringer Ausfall durch Sandstellen erreicht wird.

Medshiboshski führt den schädlichen Einfluß hoher Silizium- und Mangangehalte darauf zurück, daß durch sie der Flüssigkeitsgrad des Stahlbades herabgesetzt und die Abscheidung der nichtmetallischen Einschlüsse erschwert wird.

Die Annahme von Medshiboshski wird in gewisser Hinsicht auch durch Untersuchungen von S. Saikow<sup>2)</sup> bestätigt, der bei 151 Blöcken von 12 Achsen- und Radreifenstahlschmelzen, die in je vier Gespannen vergossen wurden, die Zahl der äußerlich sichtbaren Sandstellen ausgezählt hat. In Bild 4 ist die Gesamtzahl der Sandstellen der in verschiedenen Gespannen gegossenen Blöcke eingetragen. Man sieht, daß die Zahl der Sandstellen in Blöcken der letzten Gespanne wesentlich geringer wird als zu Beginn des Vergießens, was eine Folge einer vollständigeren Abscheidung von Einschlüssen aus dem Stahl ist, die durch längeres Abhängen der Pfanne begünstigt wurde.

Außerdem untersuchte Sajkow an den gleichen Blöcken auch die Verteilung der Sandstellen auf der Oberfläche. Er stellte dabei fest, daß die Mehrzahl der Verunreinigungen im unteren Drittel des Blockes angereichert ist, wie es aus Bild 5 ersichtlich ist. Anscheinend konnten die im oberen Teil des Blockes befind-



Bilder 1 bis 3. Einfluß des Siliziumgehaltes, des Mangangehaltes und der Aluminiumzugabe auf die Höhe des Ausfalles durch Sandstellen.

Achsenstahl mit etwa 0,3 bis 0,5 % C auf die Menge der auftretenden Sandstellen. Es wurden insgesamt über 300 Siemens-Martin-Schmelzen geprüft, wobei als Verunreinigungsmaß der beim Bearbeiten der Achsen durch Sandstellen verursachte Ausfall gewertet wurde.

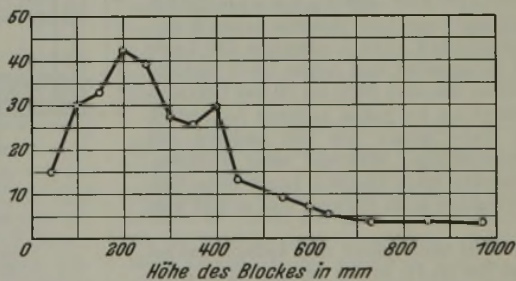
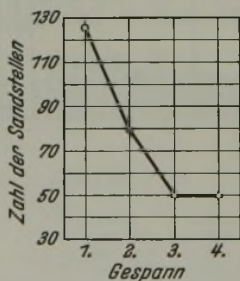


Bild 4 und 5. Einfluß des Gespanns und der Höhe des Blockes auf die Zahl der Sandstellen.

Bild 1 zeigt den Einfluß des Siliziumgehaltes im Stahl auf die Menge des durch Sandstellen verursachten Ausfalls. Das Silizium wurde als 45prozentiges Ferrosilizium in der Pfanne zugegeben. Bei einem Teil dieser Schmelzen war im Ofen eine Vorberuhigung mit 10- bis 12prozentigem Ferrosilizium vorangegangen. Man sieht aus Bild 1, daß steigende Siliziumgehalte im Metall zu einem beträchtlichen Anwachsen des Ausschusses führen.

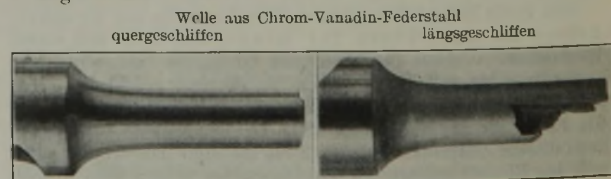
In Bild 2 ist in entsprechender Weise der Einfluß des Mangangehaltes auf die Menge der Sandstellen dargestellt; hierbei wurde das Mangan in Form von 75prozentigem Ferromangan zugegeben. Auch hier sieht man, daß mit steigenden Mangangehalten im Stahl der Ausfall durch Sandstellen zunimmt.

lichen Einschlüsse zum größten Teil noch bis zum Blockkopf aufsteigen, während die Verunreinigungen des unteren Teiles durch zunehmende Dickflüssigkeit des Stahles am Aufsteigen verhindert wurden.

Georg Hieber.

**Der Werkstoff in der konstruktiven Berechnung.**

In dem obigen Aufsatz von A. Thum [siehe Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 261] muß die Beschriftung des Bildes 18 wie folgt richtig lauten:



1. Anriß nach 5000 Lastspielen; Bruch nach 5040 Lastspielen. 1. Anriß nach 5500 Lastspielen; Bruch nach 24 000 Lastspielen.

Bild 18. Einfluß des Schleißverfahrens auf Bruchausbildung und Haltbarkeit.

1) Teori. prakt. met. 9 (1938) Nr. 7/8, S. 31/36.  
2) Teori. prakt. met. 9 (1938) Nr. 6, S. 11/17.

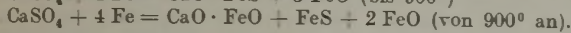
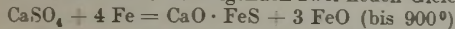
## Archiv für das Eisenhüttenwesen.

### Der Formänderungsverlauf beim Pilgerschritt-Kaltwalzverfahren und Stopfen-Ziehverfahren.

An Kondensatormessing und Reinaluminium wurden von Hermann Unckel<sup>1)</sup> aus vorgepreßten Rohlingen Rohre teils nach dem Pilger-Kaltwalzverfahren, teils nach dem Stopfenzugverfahren hergestellt. Zur Untersuchung des Verformungsverlaufs wurden die Kaltwalzproben mit Ritzmarken an der Oberfläche und eingesetzten Stiften versehen. Die Ziehproben wurden nach einer Längs-Symmetrieebene geteilt und auf der Schnittfläche mit einem eingeritzten Quadratnetz versehen. Die Verformung beim Rohrkaltwalzen erfolgt völlig parallelepipedisch, beim Ziehen treten Verwerfungen der Querschnittsteile auf dadurch, daß die nach der Rohrachse zu gelegenen Teile den am äußeren Umfang liegenden voreilen. Die nach dem Glühen erhaltene Gleichrichtung der Kristallitenorientierung ist bei dem kaltgewalzten Werkstoff größer als bei dem gezogenen. Im kaltgewalzten Rohr herrscht die [111]-Richtung in der Rohrachse in höherem Grad vor als im kaltgezogenen. Die Orientierung beim Rohrwalzen (zweiachsiges Walzen) ist also anders als beim gewöhnlichen (einachsigen) Blechwalzen, wobei die [112]-Richtung in die Walzrichtung zu liegen kommt. Die Festigkeitsprüfung des gewalzten und des gezogenen Gutes zeigte keinen deutlichen Unterschied nach dem Glühen und weiterer Formgebung.

### Reduktion von Kalziumsulfat durch metallisches Eisen.

Die Ergebnisse des sogenannten Finkenerschen Versuchs, daß sich bei hoher Temperatur Kalziumoxyd neben Eisensulfid und Eisenoxydul bilden, sind, wie Dimiter Mirew berichtet<sup>2)</sup>, nach näherer Prüfung der Tatsachen, nicht stichhaltig. Die Reaktion verläuft vielmehr nach folgenden zwei neuen Gleichungen:



### Einfluß der Beanspruchungsart auf die Wechselfestigkeit von Stahlstäben mit Querböhrungen und Kerben.

Die Schwingungsprüfung unter Zug-Druck-, Biege- und Verdreh-Beanspruchung wurde von Max Hempel<sup>3)</sup> nach dem Wohler-Verfahren an glatten Prüfstäben, an Stäben mit Querböhrungen verschiedenen Durchmessers und an Stäben mit Spitzkerben verschiedener Tiefe aus acht unlegierten und sechs legierten Stählen vorgenommen. Danach ist die Wechselfestigkeit von Vollstäben und Stäben mit Querschnittübergängen vor allem von der Zugfestigkeit der Werkstoffe abhängig. Der erniedrigende Einfluß von Kerben und Böhrungen mit auftretenden Spannungserhöhungen im Kerbgrund oder am Lochrand wirkt sich auf die Wechselfestigkeit schon bei geringen Kerbtiefen und kleinen Böhrungsdurchmessern sehr stark aus. Die Kerbwirkungszahlen  $\beta_K$  nehmen im allgemeinen mit steigender Zugfestigkeit zu, eine Ausnahme besteht für die gekerbten Stäbe bei Verdreh-Wechselbeanspruchung. Für Zug-Druck- und Biegebeanspruchung ergeben die Mittelwertkurven der Kerbwirkungszahlen jeweils für gekerbte und gebohrte Stäbe einen nahezu gleichartigen Verlauf, wobei die Kerbwirkungszahlen für Biegebeanspruchung annähernd die gleichen Werte wie für Zug-Druck-Beanspruchung erreichen.

Versuche über den Einfluß des Kerbflankenwinkels auf die Kerbwirkungszahl von Stäben mit Spitzkerben bei Biege- und Verdreh-Wechselbeanspruchung zeigen, daß die Kerbwirkungszahlen für einen Kerbflankenwinkel zwischen 30 und 120° innerhalb der Meßgenauigkeit unverändert bleiben. Weiterhin wird über den Einfluß des Hohlkehllüberganges an Rundproben auf die Zugwechselfestigkeit sowie über den Einfluß der Prüfgeschwindigkeit auf die Höhe der Wechselfestigkeit und auf die hieraus berechneten Kerbwirkungszahlen berichtet. Versuchsergebnisse über den Einfluß der Prüfmaschine sowie der Mittelspannung auf die Wechselfestigkeit und Kerbwirkungszahl bei verschiedenen Beanspruchungsarten werden mitgeteilt. Abschließend wird auf die Beziehungen der Zug-Druck- und Verdreh-Wechselfestigkeiten zu den Festigkeitstheorien eingegangen und gezeigt, daß besonders für glatte Vollstäbe die Theorie der größten Gleitarbeit als diejenige gelten kann, die dem versuchsmäßigen Befund am besten gerecht wird.

### Einfluß der Einsatzhärtung auf die Biege- und Verdreh-Wechselfestigkeit von glatten und quergeböhrtten Probestäben.

Heinrich Wiegand und Rudolf Scheinost<sup>4)</sup> untersuchten besonders den Einfluß von einsatzgehärteten und nicht-

einsatzgehärteten Querböhrungen auf die Biege- und Verdrehwechselfestigkeit von 14 mm dicken Proben aus Stahl mit 0,13% C, 2% Cr, 2% Ni und 0,25% Mo. Es stellte sich heraus, daß bei nicht miteingesetzten Querböhrungen die Dauerhaltbarkeit des Probestabes erheblich sinkt; für Motorenteile erscheint es dabei wichtig, Böhrungen und ähnliche Kerben stets mit einzusetzen. Bei den untersuchten Proben wurde die günstigste Dauerfestigkeit erreicht, wenn die ursprünglich 0,4 mm tiefe Einsatzzone um 0,2 mm abgeschliffen wurde. An der Stelle des Auslaufs der Einsatzzone im glatten ungekerbten Stabteil lag die Dauerfestigkeit noch unterhalb der des blindgehärteten Probestabes. Bei einsatzgehärteten Teilen braucht der sauberen Oberflächenbearbeitung nicht die hohe Beachtung zugemessen werden wie bei hochwertigen Vergütungsstählen. Auch wird der schädliche Einfluß von Reibkorrosion und Kerben kleinerer Abmessungen auf die Dauerhaltbarkeit nicht oder nur im geringen Ausmaß in Erscheinung treten.

### Ueber die Ursachen der Schweißrissigkeit bei Flugzeugbau-Stählen.

Otto Werner<sup>1)</sup> macht folgende versuchsmäßig und erfahrungsgemäß begründete Grundfeststellungen über die bei der Autogenschweißung dünner Stahlbleche auftretende Schweißrissigkeit:

1. Die Risse werden bei Temperaturen von etwa 700° in der unmittelbar neben der Naht liegenden Zone des Blechwerkstoffes sichtbar.

2. Bei gleichbleibendem Kohlenstoffgehalt des Stahles wächst die Rißwahrscheinlichkeit mit zunehmendem Schwefelgehalt.

3. Durch Anwendung höherer Temperaturen bei der Stahlerschmelzung sinkt die Rißwahrscheinlichkeit. Versuche über den Einfluß der Lage des Ar<sub>3</sub>-Umwandlungspunktes auf die Schweißrissigkeit ergaben keinen sicheren Einfluß. Untersuchungen über die Warmzugfestigkeit und Warmdehnung schweißrissiger und nichtschweißrissiger Stahlbleche ließen keinen Unterschied erkennen. Die Schweißrissigkeit ist größtenteils dem Vorhandensein verhältnismäßig geringer Mengen von Eisenoxydul und Manganoxydul im Stahl zuzuschreiben (größenordnungsmäßig schon Mengen von 0,01% O), die mit dem aus dem Acetylen stammenden Wasserstoff bei der Schweißung unter Wasserdampfbildung in Wechselwirkung treten und so eine Werkstofftrennung herbeiführen. Eine ähnliche, jedoch schwächer ausgeprägte Wirkung ist der auf dem Schwefelgehalt des Stahles beruhenden Schwefelwasserstoffbildung zuzurechnen. Diese Anschauung von der „Wasserstoffkrankheit des Stahles“, die sich an die bekannten Erfahrungen über die Wasserstoffkrankheit des Kupfers anlehnt, wird im Zusammenhang mit den Grundfeststellungen über die Schweißrissigkeit erörtert.

### Das Zustandsschaubild Eisen-Nickel-Chrom unter besonderer Berücksichtigung des nach Dauerglühungen auftretenden spröden Gefügebestandteiles.

Die Kenntnis des Zustandsschaubildes Eisen-Nickel-Chrom wurde von Paul Schafmeister und Richard Ergang<sup>2)</sup> vervollständigt, indem durch Dauerglühungen bis zu 1000 h bei 650 und 800° der Beständigkeitsbereich der spröden, harten und unmagnetischen  $\sigma$ -Phase festgelegt wurde. Hierzu wurden die Legierungen metallographisch, röntgenographisch und magnetisch untersucht und die Härte bestimmt. Der  $\sigma$ -Bestandteil bildet sich fast ausschließlich aus dem Ferrit und entspricht der FeCr-Verbindung im Zweistoffsystem Eisen-Chrom und vermag noch rd. 10% Ni zu lösen; oberhalb 33% Ni tritt er nicht mehr auf. In den entwickelten zwei isothermen Schnitten treten vier Einphasenflächen (zweimal  $\alpha$ ,  $\gamma$  und  $\sigma$ ), fünf Zweiphasenflächen (zweimal  $\alpha + \sigma$ , zweimal  $\alpha + \gamma$ , einmal  $\gamma + \sigma$ ) und zwei Dreiphasenflächen ( $\alpha + \gamma + \sigma$ ) auf. Die  $\sigma$ -Phase wandelt sich beim Erhitzen zwischen 900 und 1000° wieder in Ferrit um.

### Beitrag zur Ermittlung und Steigerung der Leistung in Ziehereien mit Hilfe der Einflußgrößenrechnung.

Ausgangspunkt der Untersuchung von Hans Stevens<sup>3)</sup> bildet eine genaue Zeit- und Arbeitsstudie des Ziehvorganges, der unterteilt wurde in Handzeit (Nehmen, Einführen und Ablegen des Stabes) und Maschinenzeit (Ziehen und Rücklauf des Schlittens). Die vorgenannten einzelnen Arbeitsgänge und die hierzu benötigten Mindestzeiten werden ermittelt. Zur Festlegung der Ziehzeit aus der höchstzulässigen Ziehgeschwindigkeit werden zwei Verfahren zu Hilfe genommen:

1. die rein schaubildliche Erfassung in einem Nomogramm, dessen Konstruktion beschrieben wird; die Hauptschwierig-

<sup>1)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 449/58 (Werkstoff-aussch. 459).

<sup>2)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 459/64.

<sup>3)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 465/71 (Betriebsw.-Aussch. 450).

<sup>1)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 423/28.

<sup>2)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 429/31.

<sup>3)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 433/44 (Werkstoff-aussch. 457). — S. a. Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 21 (1939) Lfg. 1, S. 1/26.

<sup>4)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 445/48 (Werkstoff-aussch. 458).

keiten bei dieser Auswertungsart werden in die Betriebsweise und Zeitstudie verlegt, und  
 2. die rein mathematische Entwicklung mit Hilfe der Einflußgrößenrechnung. Diese wird ebenfalls mit einem Beispiel durchgeführt.

Anschließend wird in einem Nomogramm die Ziehzeit je Stab in Abhängigkeit von Ausgangsquerschnitt, Querschnittsverminderung, Werkstofffestigkeit und Ziehgeschwindigkeit dargestellt. Die Ermittlung der ferner auftretenden Handzeit, der Rücklaufzeit und der Sonderzeiten wird beschrieben und hieraus

die Formel für die Stückfolgezeit und für die Zeit je Auftrag entwickelt. Im Anschluß daran wird das Ergebnis dieser Ermittlungen in Form von Kalkulationstabellen erläutert, in denen für jeden Ausgangsquerschnitt die Vorgabezeit in Minuten je 100 kg bei einmaligem Ziehen für verschiedene Festigkeiten, Querschnittsaufnahme, Auftragsgrößen und Stablängen zusammengestellt sind. Abschließend werden die Ergebnisse dieser Untersuchungen herausgestellt, die sich auf Leistungssteigerung, Lieferzeitverkürzung, Senkung der Verarbeitungskosten, bessere Maschinenbesetzung, Arbeitsplanung u. a. m. erstrecken.

## Patentbericht.

### Deutsche Patentanmeldungen<sup>1)</sup>.

(Patentblatt Nr. 11 vom 16. März 1939.)

Kl. 7 a, Gr. 14/03, D 72 164. Kontinuierliches Rohrwalzverfahren. Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 7 b, Gr. 5/04, K 138 167. Wickelvorrichtung für bandartiges Walzgut. Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau.

Kl. 18 a, Gr. 6/06, D 78 885. Hochofengichtverschluß mit drehbarem Fülltrichter. Erf.: Paul Wolf, Duisburg. Anm.: Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 18 c, Gr. 6/10, K 138 325. Verfahren zur Herstellung von Flugzeugverspannungsdrähten. Fried. Krupp A.-G., Essen.

Kl. 18 c, Gr. 8/90, D 76 290. Beschickungsvorrichtung für einen Blankglüh-Trommelofen. Erf.: Heinrich Neitz, Karlsruhe i. B. Anm.: Deutsche Waffen- und Munitionsfabriken, A.-G., Berlin-Charlottenburg.

Kl. 18 c, Gr. 44/10, Sch 112 126. Verfahren zur Erzielung einer gleichmäßigen Erhitzung von langgestreckten Werkstücken. Erf.: Dipl.-Ing. Ernst Schmidt und Dr.-Ing. Wilhelm Pohl, Hersfeld. Anm.: Benno Schilde, Maschinenbau-A.-G., Hersfeld.

Kl. 48 d, Gr. 2/02, T 47 405. Sparsatz für Heizbäder. The Timken Roller Bearing Company, Canton, Ohio (V. St. A.).

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

### Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 11 vom 16. März 1939.)

Kl. 7 a, Nr. 1 459 486. Elektrorolle. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 7 c, Nr. 1 459 791. Vorrichtung zur Herstellung von Riffblechen mit im Verhältnis zum Rippenabstand großer Rippenhöhe, insbesondere für Kühler der Brennkraftmaschinen, auf dem Walzwege. Heinrich Fuchs, Inh. Gebr. Grohmann, Maschinenfabrik, Berlin SW 68.

### Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 c, Gr. 12<sup>01</sup>, Nr. 668 857, vom 28. Mai 1935; ausgegeben am 10. Dezember 1938. Buderus'sche Eisenwerke in Wetzlar. (Erfinder: Dr.-Ing. Hubert Juretzek in Witten.) Verfahren zur Herstellung von gußeisernen Hohlkörpern.

Die Hohlkörper, z. B. Zylinderbüchsen, die an der Innenfläche verschleißfest sein müssen, werden in so stark gekühlten Schleudergußkokillen vergossen, daß sie über den ganzen Querschnitt weiß erstarren. Dann wird ihr Kohlenstoff durch eine Glühung oberhalb der kritischen Temperatur mit anschließender Abkühlung temperkohleartig fein verteilt ausgeschieden. Die Hohlkörper werden bis zur teilweisen Auflösung des vorher ausgeschiedenen Kohlenstoffs nochmals oberhalb der kritischen Temperatur geglüht und derart schnell abgekühlt, daß das Grundgefüge martensitische Umwandlungsformen annimmt.

## Statistisches.

Die Rohstahlgewinnung des Deutschen Reiches im Februar 1939<sup>1)</sup>. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Rohblöcke					Stahlguß				Insgesamt		
	Thomasstahl	Bessemerstahl	basische Siemens-Martin-Stahl	saurer Siemens-Martin-Stahl	Tiegel- und Elektro-Stahl	Schweißstahl-(Schweiß-eisen-)	Bessemer- <sup>2)</sup>	basischer	saurer	Tiegel- und Elektro-	Februar 1939	Januar 1939
Februar 1939: 24 Arbeitstage; Januar 1939 <sup>4)</sup> : 26 Arbeitstage												
Rheinland-Westfalen Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	556 744		671 567	<sup>3)</sup> 14 805	49 919		13 366	22 376	3 283	6 222	1 335 621 <sup>5)</sup>	1 426 304 <sup>6)</sup>
Schlesien	—		33 051	—	12 297		1 890	455	—	4 993	37 086 <sup>5)</sup>	34 479 <sup>6)</sup>
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	—		129 739	—	—		—	6 258	—	—	213 188	227 252
Land Sachsen	—	1	—	—	—	2 682	—	—	2 138	2 110	59 963	62 565
Süddeutschland und Bayr. Rheinpfalz	237 668		59 614	—	—	—	—	3 744	—	—	32 823 <sup>5)</sup>	35 460 <sup>6)</sup>
Saarland	—		42 497	—	12 165	—	2 503	270	—	3 982	207 506 <sup>5)</sup>	230 642 <sup>6)</sup>
Ostmark u. Sudetengau	—		58 251	—	—	—	—	631	—	—	66 352	76 465
<b>Insgesamt:</b>												
Februar 1939	794 412	1	994 719	14 805	74 381	2 682	17 759	33 734	5 421	17 307	1 955 221 <sup>5)</sup>	—
Januar 1939	861 263	2	1 054 102	15 735	82 141	3 224	17 278	37 870	5 462	19 314	—	2 096 391 <sup>6)</sup>
Durchschnittliche arbeitstägl. Gewinnung mit Schweißstahl											81 468	80 630
Januar und Februar 1939 <sup>4)</sup> : 50 Arbeitstage; 1938: 49 Arbeitstage												
Rheinland-Westfalen Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	1 154 709		1 382 993	<sup>3)</sup> 30 540	103 432		26 184	47 784	6 978	13 833	2 761 925 <sup>5)</sup>	2 519 686 <sup>6)</sup>
Schlesien	—		63 208	—	26 226		3 691	1 000	—	10 422	71 565 <sup>5)</sup>	73 872 <sup>6)</sup>
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	—		266 347	—	—		—	12 838	—	—	440 440	402 924
Land Sachsen	—	3	—	—	—	5 906	—	—	3 905	4 069	122 528	108 495
Süddeutschland und Bayr. Rheinpfalz	500 966		122 700	—	—	—	—	7 919	—	—	68 283 <sup>5)</sup>	68 530 <sup>6)</sup>
Saarland	—		89 407	—	26 864	—	5 162	580	—	8 297	438 148 <sup>5)</sup>	404 061 <sup>6)</sup>
Ostmark u. Sudetengau	—		124 166	—	—	—	—	1 483	—	—	142 817	—
<b>Insgesamt:</b>												
Jan./Febr. 1939	1 655 675	3	2 048 821	30 540	156 522	5 906	35 037	71 604	10 883	36 621	4 051 612 <sup>5)</sup>	—
Jan./Febr. 1938	1 402 271	—	1 928 187	28 635	101 014	5 682	24 450	56 068	10 636	26 307	—	3 583 250 <sup>6)</sup>
Durchschnittliche arbeitstägl. Gewinnung mit Schweißstahl											81 032	73 128

<sup>1)</sup> Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie. — <sup>2)</sup> Ab Januar 1938 neu erhoben. — <sup>3)</sup> Einschließlich Nord-, Ost- und Mitteldeutschland. — <sup>4)</sup> Unter Berücksichtigung der Berichtigungen für Januar 1939. — <sup>5)</sup> Ohne Schweißstahl. — <sup>6)</sup> Mit Schweißstahl.

## Wirtschaftliche Rundschau.

### Die deutsch-englischen Industriebesprechungen.

Die deutsch-englischen Industriebesprechungen sind am Mittwoch, dem 15. März 1939, morgens mit einer Sitzung eröffnet worden, an der die beiderseitigen Haupt- und Fachdelegationen beteiligt waren. Nach einer Begrüßungsansprache von Dr. Ernst Poensgen, Düsseldorf, dem Vorsitzenden der deutschen Hauptdelegation, und einer Erwiderung von Peter Bennett, London, dem Präsidenten der Federation of British Industries, haben sich die einzelnen Fachdelegationen zu Einzelbesprechungen zurückgezogen. Innerhalb der Fachdelegationen wurden erfolgreiche Verhandlungen abgeschlossen auf dem Gebiete der Textilindustrie, des Maschinenbaues, der Feinmechanik und Optik, der Fahrzeugindustrie und auf dem Gebiete des Edelfstahls. In freundschaftlichem Geiste geführte vorbereitende Besprechungen haben auf verschiedenen anderen Fachgebieten stattgefunden.

Die Verhandlungen der Hauptdelegationen haben mit einer gemeinsamen Erklärung abgeschlossen, die am Donnerstag, dem 16. März 1939, nachmittags von allen Mitgliedern der beiderseitigen Hauptdelegationen unterzeichnet wurde. Die Erklärung hat folgenden Wortlaut:

#### Gemeinsame Erklärung

der Reichsgruppe Industrie und der Federation of British Industries über das Ergebnis der Düsseldorferverhandlungen am 15. und 16. März 1939.

Die Reichsgruppe Industrie und The Federation of British Industries geben nach Abschluß einer allgemeinen Besprechung über die englisch-deutschen Wirtschaftsbeziehungen die folgende Erklärung heraus, auf die sie sich geeinigt haben:

1. Die beiden Organisationen begrüßen die mit diesen Besprechungen gewährte Möglichkeit der weiteren Förderung der bereits seit vielen Jahren zwischen den beiden Organisationen bestehenden freundschaftlichen Beziehungen.

2. Die beiden Organisationen stellen fest, daß sowohl für das Wirtschaftsleben Deutschlands als auch Großbritanniens ein starker und gewinnbringender Ausfuhrhandel unbedingt erforderlich ist.

3. Die beiden Organisationen stellen fest, daß der Zweck dieses Exporthandels sein muß, ihren Völkern Arbeit zu geben, den Lebensstandard zu heben und einen für die wirtschaftlichen Notwendigkeiten ausreichenden Betrag in Devisen sicherzustellen.

4. Die beiden Organisationen stimmen dahin überein, daß das Ziel, das erreicht werden soll, darin liegen muß, daß der Export aller Länder in einer Weise geleitet werden sollte, die den Produzenten dieser Länder einen gerechten Ertrag sicherstellt. Weiterhin konnte Uebereinstimmung darüber erzielt werden, daß es wichtig ist, sich etwa zeigenden ungesunden Wettbewerb durch konstruktive Zusammenarbeit zu beseitigen, um zum Segen Großbritanniens, Deutschlands und aller anderen Länder zu einer Erweiterung des Welthandels zu gelangen.

5. Die beiden Organisationen vertreten die Auffassung, daß es wünschenswert ist, wenn die einzelnen Industrien beider Länder sich bemühen, industrielle Abmachungen zu treffen, die eine etwa auftretende marktzerstörende Konkurrenz ausschließen. Es sollen jedoch die Preise auf einer Basis festgelegt werden, daß dadurch die Kaufkraft der Verbraucher keine Beeinträchtigung erfährt.

6. Die beiden Organisationen sind sich klar darüber, daß Abkommen über Preise oder andere Faktoren zwischen Deutschland und Großbritannien nur einen — wenn auch höchst bedeutsamen — Schritt auf dem Wege zu einem besser geordneten Welt-handelssystem darstellen. Sie würden es begrüßen, wenn andere Nationen in diese Abkommen eintreten würden.

7. Die beiden Organisationen sind der Auffassung, daß Verhandlungen zwischen den Industrien umgehend aufgenommen werden sollten, die hierfür bereits fertig organisiert sind. Sie stimmen darin weiter überein, daß die Förderung des internationalen Handels auf einer dauerhaften, fortschrittlichen und ge-

winnbringenden Basis um so schneller erreicht werden kann, je größer der Bereich dieser Abkommen in bezug auf die Industrien wie auch auf die Länder ist.

8. Die beiden Organisationen sehen sehr wohl ein, daß in gewissen Fällen die Vorteile der Abkommen zwischen den Industrien der beiden Länder oder einer Ländergruppe durch den unwirtschaftlichen Wettbewerb der Industrie eines anderen Landes, das es ablehnt, in das Abkommen einzutreten, zunichte gemacht werden können. In solchen Fällen kann sich für die Organisation die Notwendigkeit ergeben, die Unterstützung ihrer Regierung nachzusuchen. Die beiden Organisationen sind sich darüber einig, diese Hilfe gegebenenfalls zu erbitten.

9. Die beiden Organisationen stimmen in dem Ziel überein, als Ergebnis eines Abkommens zwischen ihren Industrien den ungesunden Wettbewerb auszuschalten. Ihr Ziel ist es, die Zusammenarbeit der Industriezweige ihrer beiden Länder so vollständig wie möglich zu gestalten.

10. Zwischen den beiden Organisationen wurde Uebereinstimmung darüber erzielt, ihre besten Kräfte daran zu setzen, die Verhandlungen zwischen den einzelnen Industrien ihrer Länder zu fördern und wirksam werden zu lassen. Sie fühlen sich zu dieser Aufgabe besonders ermutigt durch die Tatsache, daß eine beträchtliche Anzahl von Abkommen zwischen den einzelnen deutschen und britischen Industriezweigen schon vorhanden ist. Es ist so ein großes Maß von Erfahrungen vorhanden, welches das Vertrauen gibt, daß eine sofortige Ausdehnung dieser Politik sowohl praktisch möglich als auch vorteilhaft ist.

Sie freuen sich, berichten zu können, daß weitere Industriezweige bereits ihre prinzipielle Bereitwilligkeit zu baldigen Verhandlungen erklärt haben.

Sie stellen ebenfalls mit Befriedigung fest, daß zwischen zehn Industriegruppen Verhandlungen bereits aufgenommen wurden und zur Zeit geführt werden.

11. Zusammenfassend geben die Reichsgruppe Industrie und The Federation of British Industries der Ansicht Ausdruck, daß das Problem nicht lediglich in der Ausmerzungen einer unerwünschten Konkurrenz zu sehen ist, sondern vielmehr darin, konkrete Schritte zur Steigerung des Weltkonsums in den Produkten zu unternehmen, an denen die deutsche und die britische Industrie interessiert sind. Sie haben daher beschlossen, in dieser Hinsicht engere und aktivere Beziehungen zu unterhalten. Sie empfehlen weiter den einzelnen Industrien, ihren Teil dazu beizutragen, daß durch Abkommen, die zum Zwecke gemeinsamen Vorgehens abgeschlossen werden, der Weltkonsum in den sie interessierenden Produkten gesteigert wird. Sie wiederholen, daß diese gemeinsame Aktion als der Vorbote einer größeren internationalen Zusammenarbeit zwischen den Industrien angesehen werden sollte, die dazu bestimmt ist, den Weltkonsum und folglich auch die Produktion zum Segen aller Betroffenen zu erhöhen.

12. Das letzte Ziel muß sein, das Gedeihen der ganzen Welt zu fördern.

Die Reichsgruppe Industrie und The Federation of British Industries sind der Ansicht, daß ihre Besprechungen in dem Ergebnis gipfeln, eine gesunde Grundlage geschaffen zu haben, auf der die einzelnen Industrien nutzbringend in Verhandlungen eintreten können.

Um den Erfolg dieser Politik zwischen der Reichsgruppe Industrie und The Federation of British Industries für die Zukunft sicherzustellen, ist ein ständiges Komitee der beiden Organisationen gebildet worden. Dieses soll in regelmäßigen Zusammenkünften den jeweiligen Stand der Verhandlungen überprüfen. The Federation of British Industries hat die deutschen Mitglieder dieses gemeinsamen Komitees eingeladen, im Juni den Besuch in England zu erwidern. Die Einladung ist von den deutschen Kollegen dankend angenommen worden.

### Verordnung zur Erhöhung der Förderleistung und des Leistungslohnes im Bergbau.

Der Beauftragte für den Vierjahresplan, Generalfeldmarschall Göring, hat nachstehende „Verordnung zur Erhöhung der Förderleistung und des Leistungslohnes im Bergbau vom 2. März 1939“<sup>1)</sup> erlassen:

Zur Wehrhaftmachung des deutschen Volkes und zur Durchführung des Vierjahresplanes müssen die Förderleistungen im Bergbau wesentlich gesteigert werden. Um hierfür die Voraussetzungen zu schaffen, bestimme ich auf Grund der Verordnung

<sup>1)</sup> Reichsgesetzblatt, Teil I, Nr. 46, vom 15. März 1939.

zur Durchführung des Vierjahresplanes vom 18. Oktober 1936 (Reichsgesetzblatt I, Seite 887) mit Wirkung vom 1. April 1939 folgendes:

#### I.

Die Schichtzeit der Untertagearbeiter wird um 45 Minuten, jedoch nicht über acht Stunden 45 Minuten hinaus, verlängert. Für diese Mehrarbeit erhalten die im Schicht- und Zeitlohn Beschäftigten den entsprechenden Lohnanteil zuzüglich 25 % Mehrarbeitszuschlag.

Der Mindestlohn der Gedingearbeiter unter Tage erhöht sich entsprechend. Die Bemessung des Gedingelohnes erfolgt nach den tariflichen Bestimmungen. Für eine zusätzliche Leistungssteigerung, d. h. eine Leistungssteigerung, die über die Gedingegrundlage hinausgeht, ist ein Zuschlag von 200 % zu gewähren.

Das Gedinge ist nach Möglichkeit für einen längeren Zeitraum als einen Monat zu vereinbaren. Die Anwendung der sogenannten Gedingeschere ist unzulässig.

#### II.

Die tägliche Arbeitszeit der Uebertagearbeiter verlängert sich entsprechend den Betriebsnotwendigkeiten. Die zulässige Höchst-arbeitszeit darf nicht überschritten werden. Die Verlängerung der Arbeitszeit wird mit dem entsprechenden Lohnanteil zuzüglich 25 % Mehrarbeitszuschlag abgegolten.

Soweit die Förderung über Tage im Gedinge erfolgt, finden die Vorschriften der Ziffer I, Absatz 2 und 3, Anwendung.

#### III.

Produktive Ueberschichten sind zu vermeiden. Nachhol-schichten und Ueberschichten in besonderen Fällen bleiben zulässig.

#### IV.

Die Gewährung von Alterspensionen (Altersruhegeld) nach § 37 des Reichsknappschaftsgesetzes wird nicht an die Voraussetzung geknüpft, daß der Versicherte keine gleichwertige Lohnarbeit mehr verrichtet.

### Fried. Krupp, Aktiengesellschaft, Essen.

In ihrem Bericht über das Geschäftsjahr 1937/38 gibt die Firma Krupp zunächst einen kurzen Ueberblick über die Entwicklung des Unternehmens seit dem Ende des Weltkrieges. Das Versailler Diktat verbot der Gesellschaft nahezu völlig die Anfertigung von Waffen und Heeresgerät und forderte die Zerstörung hierfür bestimmter Maschinen und Anlagen. Unter Aufsicht der Interalliierten Kontrollkommission wurden rd. 10 000 Maschinen, Pressen, Oefen, Krane und Montageschächte, über 800 000 Lehren, Gesenke, Vorrichtungen und Sonderwerkzeuge vernichtet. Trotz allen erdenklichen Schwierigkeiten wurden jedoch die Werkstätten durchgehalten. Für das neue Fertigungsprogramm wurden Gegenstände gewählt, bei denen die Gefolgschaftsmitglieder ihre Erfahrungen in der Werkstoffbearbeitung und -verfeinerung erhalten und verbessern konnten, obwohl Herstellung und Vertrieb dieser Erzeugnisse zum Teil mit großen Verlusten verbunden waren. Als im Jahre 1933 der Ruf an die Firma Krupp erging, wieder Kriegsgerät in großem Umfange zu fertigen, war sie hierzu sofort in der Lage und konnte darüber hinaus anderen Werken die durch den Einsatz ihres Vermögens bewahrten und neu gesammelten Erfahrungen zur Verfügung stellen. Jahrelang gar nicht oder unzulänglich beschäftigte Werkstätten wurden wieder in Betrieb genommen und waren nach kurzer Anlaufzeit in voller Tätigkeit. Die Anerkennungen für das Durchhalten und den schnellen Einsatz beweisen, daß die Opfer der Vergangenheit dem deutschen Volke große Werte erhalten haben. Nachdem die Herstellung aller Gegenstände, die nur der Durchhaltung der Gefolgschaft und der Betriebe dienen sollten, wieder aufgegeben worden sind, ist heute der gesamte Erzeugungsplan ein aufeinander abgestimmtes Ganzes, zu dem Friedens- und Kriegsgerätfertigung organisch zusammengefügt sind. In der Essener Gußstahlfabrik sind drei Leistungen zu einer Einheit verbunden. Das Stahlwerk erzeugt Edel- und Sonderstähle, deren Eigenschaften in den Forschungsanstalten wissenschaftlich untersucht und in den Maschinenfabriken erprobt werden. Aus Forschung und Weiterverarbeitung erhält das Stahlwerk wiederum neue Anregungen. Durch die jahrzehntelange enge Zusammenarbeit der drei Werksgruppen wurde die Stahlerzeugung auf die gegenwärtige qualitative Höhe gebracht.

Im vergangenen Geschäftsjahr konnten die Chemischen Laboratorien auf eine 75jährige Tätigkeit zurückblicken<sup>1)</sup>. Neben dem ersten chemischen Laboratorium entstand schon in den 1890er Jahren eine physikalische Abteilung; beide zusammen bilden die Grundpfeiler der Forschungsanstalten Krupp. Die besondere Bedeutung, die diesen Forschungsanstalten im Rahmen des Gesamtkonzerns zukommt, hat schon Alfred Krupp veranlaßt, sie mit unabhängiger Leitung gleichberechtigt neben die Betriebe zu stellen. Sie sollen nicht nur Zweckforschung für das Werk treiben, sondern die Wissenschaft an sich unter Verwertung der praktischen Erfahrung der täglichen Arbeit pflegen. Die Aufwendungen für die Forschungs- und Entwicklungsarbeiten sowie für Rückschläge, die sich trotz sorgfältigster Vorbereitung gelegentlich nicht vermeiden lassen, konnten nur getragen werden, weil die Ergebnisse der Forschung unter dem Schutz der Patentgesetzgebung praktisch verwertet wurden. Im Rahmen des

#### V.

Muß unvorhergesehen Mehrarbeit geleistet werden, so hat der Unternehmer für die notwendige Verpflegung der Gefolgschaftsmitglieder zu sorgen.

#### VI.

Gesetzliche Vorschriften und sonstige Bestimmungen und Vereinbarungen, die mit den Vorschriften dieser Verordnung nicht in Einklang stehen, finden während der Geltungsdauer der Verordnung keine Anwendung.

#### VII.

Der Reichsarbeitsminister erläßt die zur Durchführung dieser Verordnung erforderlichen Rechtsvorschriften.

Die Reichstreuhand der Arbeit haben nach nähererweisung des Reichsarbeitsministers die in den einzelnen Bergbaugebieten erforderlichen Regelungen zu treffen. Sie haben insbesondere auch die Arbeitsbedingungen der von dieser Verordnung betroffenen Angestellten und derjenigen Gefolgschaftsmitglieder zu überprüfen, bei denen eine Verlängerung der Arbeitszeit nach der Art der Arbeit nicht zugänglich ist.

#### VIII.

Der Reichsarbeitsminister bestimmt, wann und in welchem Umfange diese Verordnung im Lande Oesterreich und in den sudetendeutschen Gebieten in Kraft tritt.

Vierjahresplans befaßte sich das Unternehmen mit Arbeiten zur Kohlenveredelung und zur Erprobung neuer Stähle, um devisenverbrauchende Rohstoffe zu sparen. Das Rennverfahren wurde vervollkommen und viele andere Forschungs- und Aufschlußarbeiten erfolgreich weitergetrieben. Der Verbreiterung der Rohstoffgrundlage aus einheimischer Förderung galten die besonderen Bemühungen.

Das Auslandsgeschäft war im Berichtsjahre infolge der rückläufigen Weltkonjunktur stark umstritten. Trotzdem gelang es, die Ausfuhr der Fried. Krupp Aktiengesellschaft, des Grusonwerks und der Germaniaerwert gegenüber dem Vorjahre insgesamt wertmäßig noch um etwa 21 % zu erhöhen. Wichtige Abnehmer waren neben anderen europäischen und außereuropäischen Ländern die Türkei, Britisch-Indien, Ostasien und Südamerika. Der Treue der inländischen Kundschaft verdankt die Firma Krupp es, daß das Werk in den schwierigen Nachkriegsjahren durchgehalten werden konnte. Angesichts der stürmischen Aufwärtsentwicklung der deutschen Wirtschaft in den letzten Jahren mußten die Werkstätten voll ausgenutzt und aus den Betrieben das Letzte herausgeholt werden. Die Schwierigkeiten in der Heranziehung der Menschen und in der Werkstoffbeschaffung konnten bisher noch überwunden werden. Die so erzielte weitere Umsatzsteigerung wurde durch Einlegung zahlreicher Ueberstunden und Doppelschichten möglich.

Die Ertragsentwicklung hielt mit der Umsatzsteigerung in einer Reihe von Betrieben nicht mehr Schritt, da die Kosten-Bestzahl durch die Ausschöpfung der Leistungsreserven überschritten wurde. Auf die Ertragsentwicklung wirkten außerdem die zurückgegangenen Auslandserlöse und die geringere Ertragskraft der Kohle. In der Eisen- und Stahlerzeugung erforderte die verstärkte Heranziehung heimischer Rohstoffe große Aufwendungen. Das trotzdem befriedigende Ergebnis des Geschäftsjahres liegt weniger in der Umsatzerhöhung als in der Rationalisierung der Betriebe. Die Tendenz zur Kostensteigerung hält jedoch an.

Wenige Wochen nach der Rückkehr der Ostmark in das Reich erwarb das Berichtsunternehmen die Aktienmehrheit der Berndorfer Metallwarenfabrik Arthur Krupp A.-G. in Berndorf bei Wien. Dieses Werk wurde seinerzeit von Alfred Krupp zusammen mit seinem Bruder Hermann und den Gebr. Schöller gegründet. Nachdem der Sohn des Gründers Hermann Krupp, der bisherige Präsident des Verwaltungsrats der Berndorfer Metallwarenfabrik, Exzellenz Arthur Krupp, hochbetagt am 21. April 1938 verschieden war, kehrte das Werk in Erfüllung eines Wunsches des Verstorbenen in die Gemeinschaft der Krupp-schen Unternehmungen zurück.

Für das laufende Geschäftsjahr verfügt die Firma Krupp über einen umfangreichen Auftragsbestand, der für viele Monate die volle Ausnutzung der Werkstätten gewährleistet.

Ueber die Arbeit in den verschiedenen Erzeugungsgebieten ist im einzelnen folgendes zu berichten:

#### Kohlenbergbau.

Die Kohlenförderung und die Gewinnung an Koks und Neben-erzeugnissen entwickelten sich wie folgt:

<sup>1)</sup> Vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1484/89.

	1935/36	1936/37	1937/38
	t	t	t
Kohlen . . . . .	7 058 629	7 546 258	7 633 335
Koks . . . . .	2 534 374	2 792 544	3 096 454
Briketts . . . . .	148 070	177 463	181 314
Schwelkoks . . . . .	3 626	9 386	9 945
Teer . . . . .	78 147	85 513	92 100
Ammoniak . . . . .	30 358	33 083	35 101
Benzol . . . . .	21 941	25 431	28 209

Die Arbeiten auf dem Gebiete der Veredelung und der chemisch-technischen Bewirtschaftung der Steinkohle wurden fortgesetzt. U. a. gelang die Herstellung besonders aschenarmer Feinkohle zur Erzeugung von Sonderkoks für metallurgische Zwecke. Die Betriebsanlagen der Zechen wurden im Berichtsjahr weiter erneuert. Auf der Zeche Hannover wird eine neue Koks-ofenbatterie errichtet. Für die gesundheitliche Förderung der Gefolgschaft wurde auf der Schachtanlage Amalie eine nach neuesten Gesichtspunkten ausgestattete Höhensonne-Bestrahlungsanlage in Verbindung mit einer Waschkäue „Schwarz-Weiß“ eröffnet. Das Treibstoffwerk, das nach dem Fischer-Tropsch-Verfahren in Verbindung mit der Steinkohlenschwelung, wie sie von der Firma Krupp entwickelt wurde, arbeiten soll, stand bei Beendigung des Geschäftsjahres kurz vor der Vollendung. Inzwischen ist die Erzeugung zum Teil aufgenommen worden.

### Erzbergbau.

Die Förderung der Eisenerzgruben im Siegerland, Lahnggebiet und in Mitteldeutschland wurde weiter gesteigert, die Untersuchungs- und Aufschlußarbeiten in den Grubenfeldern wurden planmäßig fortgeführt. Die Förderung der Eisenerzgruben betrug 1935/36 902 200 t, 1936/37 1 113 031 t, 1937/38 1 366 750 t.

Die Bohrarbeiten der Gesellschaft zur Untersuchung deutscher Eisenerzlagerstätten auf dem Eisenerzvorkommen bei Damme (Oldenburg) wurde im Berichtsjahr abgeschlossen. Den weiteren Aufschluß dieser Lagerstätte übernahm die neugegründete Gewerkschaft Damme, an der sich die Firma Krupp beteiligte. Gemeinsam mit anderen Werken beteiligte sie sich auch an der Erzgesellschaft zur Erschließung von Nichteisenmetallen m. b. H., Berlin. Die eigenen Bemühungen um die Erschließung in- und ausländischer Metallerzlagerstätten nahmen ihren Fortgang. Die Betriebsabteilung Schlesische Nickelwerke, Frankenstein, förderte 86 000 t Nickelerze, die in der dortigen Rennanlage zu Ferro-Nickel-Luppen verarbeitet wurden.

### Eisen- und Stahlbetrieb.

Bei der Friedrich-Alfred-Hütte, Rheinhausen, zwang der große Roheisenbedarf infolge des vermehrten Verbrauchs an deutschen Erzen zu besonders starker Ausnutzung der Hochöfen. Der Ausbau der Hochofenanlage zu größeren Einheiten schreitet planmäßig fort. Durch eine neue Koksofenbatterie wurde die Koksgrundlage verbreitert. Die Rohstahlerzeugung lag etwa 15 % über der des Vorjahres und erreichte damit den höchsten Stand seit Bestehen der Hütte. Das Werk arbeitete durchschnittlich an 25,6 Tagen im Monat gegenüber 24,8 im Vorjahr. Der Versand an Walzwerkserzeugnissen stieg um etwa 16 % und überschritt zum erstenmal die Grenze von 1 000 000 t. Unter den zahlreichen Hoch- und Brückenbauten der Stahlbauwerkstätte verdient die Fortführung des Baues der Nilbrücke Samannoud erwähnt zu werden. Die Auslandslieferungen haben erheblich stärker zugenommen als der Inlandsversand. Bemerkenswert ist ein Auftrag aus Britisch-Indien, seit langer Zeit der erste für die deutsche Stahlbauindustrie. In Gemeinschaft mit anderen Firmen erhielt die Hütte den Auftrag auf Lieferung und Montage der Stahlkonstruktion für das Stahlwerk der Reichswerke „Hermann Göring“. Hier wie bei einer anderen bedeutsamen, vom Generalinspektor für das deutsche Straßenwesen vergebenen Gemeinschaftsarbeit — Entwurf für den über den Köhlbrand führenden Teil der Hamburger Elbehochbrücke — wurde dem Rheinhausener Werk die Führung übertragen. Die Werksanlagen wurden technisch vervollkommen. Der Neubau der Kleiseisenfabrik für Eisenbahnbedarf konnte in Betrieb genommen werden. Die Arbeiten zur Gewinnung des Vanadins aus Roheisen wurden so weit gefördert, daß bereits für einen großen Teil des Konzernbedarfes hochvanadinhaltige Verblasplatten für die Ferro-Vanadin-Erzeugung zur Verfügung gestellt werden konnten. In Gemeinschaft mit der Norddeutschen Hütte, Bremen, wird die Gesellschaft im Jahre 1939 den Vanadinbedarf ihrer Werke selbst vollständig decken können. Die Umsätze der der Friedrich-Alfred-Hütte angegliederten Verfeinerungs- und Handelsunternehmen lagen erstmalig über dem bisherigen Höchststand des Jahres 1928/29.

Im abgelaufenen Geschäftsjahr waren die meisten Betriebe der Gußstahlfabrik Essen bis an die Grenze ihrer Leistungsfähigkeit ausgenutzt. Ueberstunden und Doppelschichten mußten eingelegt werden. Das Hochofenwerk Borbeck erreichte wieder

seine volle Leistung, nachdem die Erzeugung in den beiden Vorjahren infolge Neuzustellung der Ofen zurückgeblieben war. Die Rennanlage hat während der ersten Hälfte der Berichtszeit mit Salzgitter-Erz im störungsfreien Dauerbetrieb gearbeitet. Anschließend wurde versuchsweise die Verarbeitung anderer Erze vorgenommen. Günstig verlaufene Probeschmelzungen lassen erwarten, daß die Luppen einen Teil des Schrotteinsatzes im Siemens-Martin- und Elektroofen ersetzen können. Die Stahlerzeugung, die bereits im Vorjahre Höchstzahlen erreicht hatte, stieg weiter um 43 000 t. Im Elektrostahlwerk wurde ein neuer Lichtbogenofen in Betrieb genommen. Die Bemühungen, in den Edelmetallen die stark devisa-verbrauchenden Legierungselemente durch andere zu ersetzen, ohne ihrer Güte Abbruch zu tun, brachten wiederum Erfolge, besonders bei Schnellarbeitsstählen und anderen Sonderstählen. Die für einen großen Schnellhammer erstmalig aus korrosionsbeständigem Stahlguß hergestellten Propeller haben sich bewährt. In den Warmverarbeitungsbetrieben lag die Erzeugung durchweg 10 bis 20 % über der vorjährigen. Die Herstellung plattierter Bleche setzte sich durch und erstreckte sich auch auf größere Apparate. In der Schweißung hochbeanspruchter Behälter aus legierten und unlegierten Stählen wurden weitere Fortschritte gemacht. Die Erzeugung des Hartmetalls Widia stieg gegenüber dem Vorjahr um 20 %; für einige Sonderzwecke wurden neue Marken entwickelt.

Die Gesamterzeugung der Hochöfen, Stahlwerke und Walzwerke betrug:

	Roheisen	Rohstahl	Walzwerkserzeugnisse
	t	t	t
1935/36 . . . . .	1 689 419	1 827 747	1 340 428
1936/37 . . . . .	1 797 221	1 813 476	1 367 813
1937/38 . . . . .	1 992 064	2 030 080	1 539 262

Der Auftragseingang der Lokomotivfabrik lag bedeutend höher als im vorjährigen Berichtsabschnitt. Die Abteilung Industrie- und Feldbahnen war voll beschäftigt. Der Umsatz stieg stark; auf den Auslandsmärkten konnten Erfolge erzielt werden. Die Eisenbahnoberbauwerkstätten hatten einen weitaus höheren Umsatz als im Vorjahr, noch mehr stieg der Auftragseingang.

### Maschinenbau.

Die Lastkraftwagenfabrik war während des ganzen Jahres voll beschäftigt und hat mit befriedigendem Ergebnis gearbeitet. Durch die Zusammenarbeit der Metallurgen mit der Kraftwagenfabrik wurde auch im vergangenen Jahre eine Reihe von wichtigen Erfahrungen in der Werkstoffverarbeitung gesammelt. Diese beziehen sich auf das Gebiet des dünnwandigen Stahlgusses, gegossener Nocken- und Kurbelwellen, geschleudeter Zylindergußbüchsen und auf Versuche mit Magnesiumlegierungen. Die Nachfrage des In- und Auslandes nach Landmaschinen war unvermindert stark. Der Umsatz konnte gesteigert werden, neue ausländische Märkte wurden erschlossen. Die Nachfrage nach den Erzeugnissen des allgemeinen Maschinenbaues war noch reger als im Vorjahr. Der Baggerbau nahm im Rahmen des Vierjahresplanes umfangreiche Aufträge auf Großbagger und Absetzer für den Braunkohlenbergbau herein. Die Anforderungen an den Getriebebau waren in Zahnrad- und Strömungsgetrieben sowie Zahnrädern derart, daß es Mühe machte, neben dem sorgfältig gepflegten Auslandsgeschäft auch den inländischen Abnehmern gerecht zu werden. In diesen Erzeugnissen sowie in Preßluft- und elektrischen Werkzeugen, Separatoren, Instrumenten, Mikrotast- und Meßgeräten sind im allgemeinen befriedigende Ergebnisse erzielt worden.

### Tochtergesellschaften und Konzernwerke.

Fried. Krupp Grusonwerk, Aktiengesellschaft, Magdeburg. — Der Geschäftsgang bewegte sich in der Berichtszeit im annähernd gleichen Rahmen wie im Vorjahr. Der Auslandsmarkt gab unter dem Druck der unvermindert weiter bestehenden Schwierigkeiten gegenüber dem Vorjahr etwas nach. Den unausgesetzten Bemühungen um Auslandsaufträge ist es zuzuschreiben, daß trotzdem noch ein erheblicher Anteil des Auftragseinganges auf das Ausland entfiel. Es wurde ein Reingewinn von 857 773 *R.M.* erzielt.

Fried. Krupp Germaniaerwerf, Aktiengesellschaft, Kiel. — Die Werft war nach Maßgabe der zur Verfügung stehenden Arbeitskräfte auf allen Gebieten, dem Schiffbau, dem Dieselmotoren-, Turbinen-, Dampfkessel- und Apparatebau, bis an die Grenze der Leistungsfähigkeit beschäftigt. Das ganze Jahr hindurch mußte in ausgedehntem Maße Mehrarbeit durch Zuhilfenahme von Ueberstunden geleistet werden. Das Dock- und Reparaturgeschäft war im allgemeinen lebhafter als in früheren Jahren. Das Geschäftsjahr schloß mit einem Reingewinn von 109 782 *R.M.*

Aktiengesellschaft für Unternehmungen der Eisen- und Stahlindustrie, Berlin. — Die Gesellschaft hat während des Geschäftsjahres einen Teilbetrag der Beteiligungen mit einem ansehnlichen Buchgewinn verkauft. Der erzielte Reingewinn belief sich auf 2 209 418 *R.M.*

Capito & Klein, Aktiengesellschaft, Düsseldorf-Benrath. — Seit dem 1. Januar 1938 ist diese Gesellschaft mit der Firma Krupp durch einen Betriebsüberlassungsvertrag verbunden. Das Unternehmen war während des letzten Geschäftsjahres voll beschäftigt. Der Reingewinn betrug 180 000 *R.M.*

Westfälische Drahtindustrie, Hamm i. W. — Die Firma war während des letzten Geschäftsjahres voll beschäftigt. Aus dem Reingewinn von 763 664 *R.M.* wurde, wie in den Vorjahren, eine Dividende von 5 % auf die Stammaktien und von 4 % auf die Vorzugsaktien gezahlt.

Norddeutsche Hütte, Aktiengesellschaft, Bremen-Oslebshausen. — Auch bei diesem Werk wurden die Betriebsanlagen voll ausgenutzt. Die im März 1938 in Betrieb genommene Ferronickel-Anlage verarbeitete außer ausländischen Erzen Luppen der Krupp'schen Nickelwerke in Frankenstein. Im Frühjahr 1939 wird der während des Berichtsjahres in Angriff genommene Bau der Vanadilaugerei fertiggestellt werden. Der im Geschäftsjahr 1937 erzielte Reingewinn von 94 869 *R.M.* wurde auf neue Rechnung vorgetragen.

**Gefolgshaft.**

Am 30. September 1938 waren bei der Firma Krupp und den Tochterunternehmungen insgesamt 101 143 Arbeiter und Angestellte beschäftigt gegen 90 164 im Vorjahr. Dazu kamen 22 295 (im Vorjahr 18 601) Gefolgshaftmitglieder der angeschlossenen Werke und Handelsunternehmungen. Fast 40 % aller Beschäftigten sind länger als 10 Jahre und 15 % über 25 Jahre bei der Gesellschaft tätig. Untersuchungen über den Altersaufbau haben ergeben, daß 13 % der Gefolgshaft unter 21 Jahre, 61 % 21 bis 45 Jahre alt und 26 % älter als 45 Jahre sind. Etwa 70 % der Arbeiter und 65 % der Angestellten sind verheiratet. Aufbauend auf jahrzehntelangen Erfahrungen, wurden auch im verfloßenen Geschäftsjahr die Bemühungen zur Behebung des Facharbeitermangels fortgesetzt. Die seit 30 Jahren auf der Gußstahlfabrik bestehende Lehrwerkstatt wurde wesentlich erweitert; 564 junge Leute wurden im vergangenen Geschäftsjahr ausgebildet, außerdem 112 Hoch- und Fachschulpraktikanten. Durch die Kurse der Umschulungswerkstatt konnten allein der Gußstahlfabrik 424 Spezialarbeiter neu zugeführt werden. Am Ende des Berichtsjahres befanden sich bei der Fried. Krupp Aktiengesellschaft und ihren Tochterunternehmungen 3806 Arbeiter- und Angestelltenlehrlinge in der Ausbildung.

In das Jahr 1938 fiel ein Gedenktag in der Geschichte der Sozialfürsorge der Firma Krupp. Vor 75 Jahren wurde die erste Krupp'sche Wohnsiedlung errichtet. Zwar waren schon zwei Jahre vorher — im Jahre 1861 — einige Meisterwohnungen ent-

standen, doch erst die Kolonie Alt-Westend mit ihren 144 Wohnungen trug Siedlungscharakter. Damit war der erste Schritt zu einer großartigen Entwicklung getan, die auch weiter gefördert wird. Die Gesamtzahl der werkseigenen oder -geförderten Wohnungen im Konzern betrug am 30. September 1938 30 249. Davon sind 25 350 Eigentum der Werke, die übrigen 4899 sind von Bau-genossenschaften errichtet, die dem Unternehmen nahe stehen und von ihm unterstützt werden. Erwähnenswert sind auch die Eigenheime, die von den Werksangehörigen gebaut werden konnten, nachdem die Finanzierungsfrage durch die Hergabe von Darlehen zu günstigen Zins- und Tilgungssätzen durch die Firma Krupp gelöst wurde. Im abgelaufenen Geschäftsjahr wurden 525 solcher Eigenheime erbaut.

\* \* \*

Die Gewinn- und Verlustrechnung weist einen Ertrag von 331 461 936 *R.M.* aus; hierzu kommen noch Erträge aus Beteiligungen mit 16 567 347 *R.M.*, außerordentliche Erträge mit 4 248 379 *R.M.* und der Gewinnvortrag aus 1936/37 mit 222 232 *R.M.*, zusammen also 352 499 894 *R.M.* Dagegen betragen die Aufwendungen für Löhne und Gehälter 195 769 524 *R.M.*, soziale Abgaben 16 784 630 *R.M.*, Abschreibungen 56 150 823 *R.M.*, Zinsen 1 596 027 *R.M.*, Steuern 44 896 519 *R.M.*, Wohlfahrtszwecke 13 402 651 *R.M.*, Verluste aus Beteiligungen 1 884 587 *R.M.* und sonstige Ausgaben 681 162 *R.M.*; insgesamt also 331 165 919 *R.M.*, so daß sich ein Gewinn von 21 333 975 *R.M.* ergibt. Hiervon werden 11,5 Mill. *R.M.* der Rücklage für Werkserhaltung und -erneuerung zugeführt, 9,6 Mill. *R.M.* Gewinn (6 % gegen 5 % i. V.) auf das Aktienkapital von 160 Mill. *R.M.* ausgeteilt und 233 975 *R.M.* auf neue Rechnung vorgetragen. Einige Angaben aus der Bilanz sind nachstehend wiedergegeben:

	1934/35 <i>R.M.</i>	1935/36 <i>R.M.</i>	1936/37 <i>R.M.</i>	1937/38 <i>R.M.</i>
Vermögensbestandteile zusammen	459 810 142	505 646 456	575 234 579	646 703 339
darunter:				
Grundeigentum, Werksanlagen usw.	171 367 266	178 864 128	184 531 736	191 691 602
Vorräte	76 887 926	75 028 510	105 612 263	150 787 456
Wertpapiere und Beteiligungen	96 683 876	103 633 015	118 544 949	126 921 985
Kassen- und Bankguthaben	21 493 506	23 537 631	13 838 515	22 089 770
Waren- und sonstige Schuldner	93 377 568	126 583 172	152 707 116	155 212 526
Verbindlichkeiten zusammen	459 810 142	505 646 456	575 234 579	646 703 339
darunter:				
Grundkapital	160 000 000	160 000 000	160 000 000	160 000 000
Gesetzliche Rücklagen	16 000 000	16 000 000	16 000 000	16 000 000
Sonderrücklagen	14 000 000	19 000 000	19 000 000	44 864 684
Rückstellungen und Wertberichtigungen	52 255 297	66 258 283	97 532 950	94 355 787
Anleihen	76 708 460	86 762 047	69 033 871	67 179 488
Waren- und sonstige Gläubiger	96 451 924	103 189 672	128 064 053	155 461 880
Anzahlungen	16 279 851	29 231 226	60 234 120	76 719 849
Bankschulden	17 773 463	10 809 873	8 147 353	10 787 676
Reingewinn	10 341 148	14 395 355	17 222 232	21 333 975

**Vereins-Nachrichten.**

**Verein Deutscher Eisenhüttenleute.**

**Änderungen in der Mitgliederliste.**

- Goebel, Ernst, Dipl.-Ing., Betriebschef, August-Thyssen-Hütte A.-G., Werk Thyssenhütte, Duisburg-Hamborn; Wohnung: Siemensstr. 3. 28 054
- Greis, Franz, Dr.-Ing., Westfälische Union A.-G. für Eisen- u. Drahtindustrie, Werk Lippstadt, Lippstadt; Wohnung: Hotel Westfälischer Hof. 29 061

**Gestorben:**

Wickschröm, Jakob, Fabrikbesitzer, Düsseldorf-Oberkassel. \* 28. 8. 1863, † 11. 3. 1939.

**Neue Mitglieder.**

**Ordentliche Mitglieder:**

- Eisheuer, Johann, Handlungsbevollmächtigter, „Kronprinz“ A.-G. für Metallindustrie, Solingen-Ohligs; Wohnung: Düsseldorf-Grafenberg, Stadtwaldstr. 15. 39 268
- Kasel, Alfred, Ingenieur, Kugelfischer Schweinfurt, Ingenieurbüro Düsseldorf, Düsseldorf 1, Graf-Adolf-Str. 94; Wohnung: Aachener Str. 216. 39 269
- Lerperger, Max, Dipl.-Ing., Fa. Hofherr Schrantz-Clayton-Shuttleworth, Wien 141; Wohnung: Scheffelstr. 22/29. 39 270
- Lipp, Carl, Dr. phil., Vorstandsmitglied der Hoesch A.-G., Dortmund; Wohnung: Adolf-Hitler-Allee 42. 39 271
- Planner, Richard v., Ing., Vorstand u. Chefingenieur des Techn. Büros der Österreichischen Siemens-Schuckert-Werke, Graz (Steiermark); Wohnung: Albertstr. 15. 39 272

- Rustler, Georg, Ingenieur, Veitscher Magnesitwerke A.-G., Veitsch (Steiermark); Wohnung: Beamtenhaus 5. 39 273
- Schulz, Gerhard, Prokurist, „Kronprinz“ A.-G. für Metallindustrie, Solingen-Ohligs; Wohnung: Düsseldorf 1, Lindenstr. 242, II. 39 274
- Segelken, Lüder, Dr.-Ing. habil., Vorstandsmitglied der Ferngas Schlesien A.-G., Breslau 2. 39 275
- Wolff, Ernst, Oberingenieur, Schloemann A.-G., Düsseldorf 1; Wohnung: Paulusstr. 11. 39 276

**Eisenhütte Oberschlesien,**

**Zweigverein des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NS.-Bund Deutscher Technik.**

Freitag, den 31. März 1939, 16 Uhr, findet im Bismarckzimmer des Casinos der Donnersmarkthütte zu Hindenburg (O.-S.) die

**50. Sitzung des Fachausschusses „Hochofen und Kokerei“** statt mit folgender Tagesordnung:

1. Schwelvergasung ober-schlesischer Steinkohle in Gaserzeugern. Berichterstatter: Oberingenieur K. Skroch, Bobrek-Karf.
2. Schrifttumsbericht über Kokerei-Nebenerzeugnisse. Berichterstatter: Dipl.-Ing. H. Battig, Bobrek-Karf.
3. Abnahme- und Leistungsversuche an Kokereien. Berichterstatter: Dr.-Ing. B. v. Sothen, Gleiwitz.