

# 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 2

13. JANUAR 1938

58. JAHRGANG

### Erschmelzen von Thomasroheisen im Hochofen mit saurer Schlackenführung aus eisenarmen deutschen Erzen.

Von Wilhelm Lennings in Oberhausen.

[Bericht Nr. 164 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute\*].

*(Verhüttung deutschen Erzes mit basischer Schlackenführung. Verhüttung eines Möllers mit 48% Fe aus deutschem Erz bei saurer Schlackenführung. Vergleich und Ersparnisrechnung. Ergebnisse mit einem sauren Möller von 100% Fe aus deutschem Erz. Vergleich und Beurteilung des basischen und sauren Schmelzverfahrens. Verwendbarkeit des sauren Schmelzverfahrens für rheinisch-westfälische Erzverhältnisse.)*

#### I. Einleitung.

Der Weltkrieg hat die Erzgrundlage der Gutehoffnungshütte in einem beträchtlichen Umfang geschmälert. Getreu seiner alten Ueberlieferung hat das Werk nach dem Kriege den Wiederaufbau einer eigenen Erzgrundlage in Angriff genommen. In diesem Rahmen wurden planmäßige Untersuchungsarbeiten in Württemberg und Südbaden durchgeführt, die die dort vorhandenen Doggererzvorkommen aufschlossen.

Der erste Schritt auf dem Wege zur Verhüttung dieser Mineralien ging über die Aufbereitung des eisenarmen Erzes zu einem hochwertigen Konzentrat, das zur Stückigmachung einer weiteren Behandlung bedurfte. Nach langwierigen und kostspieligen Versuchen ergab sich, daß die Anreicherung einen zu großen Eisenverlust bedingt und die bisher bekannten Verfahren zur Anreicherung und Stückigmachung zu teuer sind.

Diese Feststellungen verwiesen zwangsläufig auf die Schmelzaufbereitung mit saurer Schlackenführung nach dem Verfahren von M. Paschke und E. Peetz<sup>1)</sup>.

Im Hochofenbetrieb der Gutehoffnungshütte Oberhausen, Aktiengesellschaft, Oberhausen (Rheinland), wird seit dem 25. September 1937 Thomasroheisen mit saurer Schlackenführung im Dauerbetrieb erschmolzen und anschließend im Stahlwerk verarbeitet.

Die frühere Arbeitsweise, die anfallenden Mengen von kieselsäurereichen, eisenarmen deutschen Erzen auf drei vorhandene Thomashochöfen mit normaler basischer Schlackenführung, also mit 32 bis 33 %  $\text{SiO}_2$ , 40 bis 42 %  $\text{CaO}$ , 11 bis 12 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 4 bis 5 %  $\text{MgO}$ , zu verteilen, erwies sich als unzuverlässig. Die Tageserzeugung dieser 3 Öfen war ohne den Zusatz dieser eisenarmen Erze 2400 t Roheisen (Fall a). Sie ging durch die Mitverhüttung von etwa 11 % Eisenanteil aus deutschen Erzen durch Steigerung der Kalksteinsätze und Schlackenmengen auf 1950 t je Tag, d. h. um

etwa 20 %, zurück (Fall A). Zur Behebung dieses Erzeugungsausfalles ging man dazu über, die hochkieseligen armen deutschen Erze zusammen mit kieselsäurereichem Auslandserz in einem Hochofen mit saurer Schlackenführung getrennt zu verhütten. Den beiden anderen Thomasöfen mit normaler basischer Schlackenführung wird das hochwertige, kieselsäurearme Erz überlassen. Diese Verhältnisse entsprechen im wesentlichen den rheinisch-westfälischen. In Zukunft wird dort mit den hochwertigen Auslandserzen auch ein gewisser Anteil einheimischer eisenarmer Erze verhüttet werden müssen.

In den folgenden Ausführungen werden die Betriebsergebnisse eines Hochofens mit saurer Schlackenführung behandelt, der mit 48,1 % Eisenanteil aus deutschem Erz (Fall B) und in einem weiteren Falle C mit 100 % Eisenanteil aus eisenarmen Inlandserzen betrieben wird. Der Gestelldurchmesser des Ofens ist 5600 mm, die Anzahl der Blasformen 10, der nutzbare Ofeninhalt ist 697 m<sup>3</sup>.

Bei der früher üblichen Verhüttung von Eisenerz mit schwefelfreier Holzkohle wurde der Hochofen bereits mit einer sauren Schlacke betrieben, die einen höheren Gehalt an Kieselsäure als an Kalk führte. Bei den geringen, aus Holzkohle und Erz in den Hochofen eingebrachten Schwefelmengen fiel auch bei saurer Schlackenführung ein hinreichend schwefelfreies Roheisen. Erst mit Einführung des Kokes als Hochofenbrennstoff mußte der mit dem Koks eingebrachte Schwefel zur Erschmelzung eines schwefelfreien Roheisens durch die Schlacke gebunden werden. Dies erreichte man durch Zuschlag von Kalkstein oder Dolomit. Dabei fällt eine basische Schlacke mit einer Zusammensetzung von etwa 43 bis 46 %  $\text{CaO}$  und etwa 30 bis 33 %  $\text{SiO}_2$ , die das Roheisen im Hochofengestell vor dem Abstich entschwefelt. Der Zuschlag von Kalkstein muß natürlich die Schlackenmenge, d. h. den Anteil an nichtmetallischen Schmelzerzeugnissen, erhöhen, und zwar um so mehr, je eisenärmer und kieselsäurereicher ein Eisenerz ist. Bei Verhüttung von kieselsäurearmen und hochhaltigen Eisenerzen ist die Steigerung der Schlackenmenge durch den Kalksteinzuschlag oftmals erwünscht, da der Schmelzvorgang im Hochofen einer gewissen Mindestschlackenmenge von etwa 450 kg/t Roheisen bedarf. Ganz anders hingegen liegen die Verhältnisse bei der Verhüttung von eisenarmen, kiesel-

\*) Vorgetragen in einer gemeinsamen Sitzung des Hochofen- und Stahlwerksausschusses am 11. November 1937 in Oberhausen. Gleichzeitig erschienen in Mitt. Forsch.-Anst. Gutehoffn. 6 (1938) S. 1/24. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

<sup>1)</sup> Gießerei 23 (1936) S. 454/60; 22 (1935) S. 560/61; Rdsch. techn. Arb. 16 (1936) Nr. 48, S. 2; Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1114/17.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung der

Nr.	Sorte	I									II
		Erzanalysen, feucht									
		Fe	P	Mn	S	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Schlacke <sup>2)</sup>	
%	%	%	%	%	%	%	%	%	%		
1	Wasserafinger Erz . . . . .	27,7	0,25	0,33	0,092	27,0	4,7	1,4	6,2	39,3	
2	Kohleneisenstein . . . . .	22,0	0,40	0,70	0,250	19,0	2,0	1,9	9,0	31,9	
3	Geislinger Erz (Grube Karl) . . . . .	28,5	0,30	0,40	0,030	23,0	9,5	0,6	5,5	38,6	
4	Deutscher Roteisenstein (Lahn-Dill) . . . . .	42,0	0,20	0,20	—	25,0	4,5	0,5	1,8	31,8	
5	Nora (Schweden) . . . . .	48,0	0,04	0,20	0,02	34,5	0,3	0,7	3,3	38,8	
6	Wabana . . . . .	51,0	0,85	0,24	0,02	11,5	3,3	0,4	4,5	19,7	
7	Blötberg-Magnetit . . . . .	56,0	0,55	0,20	0,04	10,0	2,2	1,8	1,7	15,7	
8	Gellivara . . . . .	61,0	0,85	0,10	0,06	5,5	3,2	1,2	0,6	10,5	
9	Luxemburger Minette . . . . .	28,5	0,63	0,30	0,17	7,0	19,0	1,3	4,4	31,7	
10	Phosphat . . . . .	2,3	11,00	—	?	13,0	40,0	1,0	7,3	61,3	
	Koksasche . . . . .	5,0	0,60	—	100 <sup>1)</sup>	40,0	6,7	1,0	29,0	76,7	
11	Gutmadinger Roherz (Dogger-Erz) . . . . .	20,0	0,42	0,20	0,45	19,6	11,5	1,9	7,5	40,5	

<sup>1)</sup> kg je 1000 kg Koksasche. <sup>2)</sup> Summe SiO<sub>2</sub> + CaO + MgO + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

säurereichen Erzen, wie z. B. bei den deutschen Erzen. In diesem Falle würde durch den Zuschlag von Kalkstein zur Erzielung einer basischen Schlackenzusammensetzung die Schlackenmenge auf eine Höhe anwachsen, bei der der Hochofenbetrieb unwirtschaftlich ist. Der Koksverbrauch würde ins Ungemessene steigen und die Erzeugungsleistung des Hochofens an Roheisen ganz beträchtlich zurückgehen.

Bei dem von Paschke und Peetz vorgeschlagenen sauren Schmelzverfahren wird bewußt auf die Führung einer basischen Hochofenschlacke, desgleichen auf die Entschwefelung des Roheisens im Hochofen selbst verzichtet. Man führt eine leicht schmelzende, saure Schlacke, deren Kieselsäuregehalt höher ist als der Kalkgehalt. Die Erhöhung des Kieselsäuregehaltes ist natürlich beschränkt, da andernfalls die Schlacke zu glasartig wird. Diese sauren Schlacken entschweifeln das Roheisen im Hochofen selbst unzulänglich. Ein großer Teil des Schwefels geht in das Roheisen, das nach dem Abstich in der Roheisenpfanne in bekannter Weise mit Natriumoxyd entschweifelt wird. Das Natriumoxyd wird in Form von Soda zugegeben.

Durch diese saure Arbeitsweise wird die zu schmelzende Schlacke auf eine Mindestmenge gesenkt, der Koksverbrauch für Schlackenschmelzung verringert und somit die Erzeugungsleistung an Roheisen gesteigert.

## II. Verhüttete Erze.

Das beschriebene saure Schmelzverfahren ist jeweils den örtlichen Erzverhältnissen anzupassen. Abgesehen von den zur Verfügung stehenden Erzmengen ist das Verfahren von dem Kieselsäure- und Kalkgehalt der Erze und außerdem von der Höhe der sich ergebenden Schlackenmenge abhängig. Auch beim sauren Schmelzen ist in der Schlacke ein gewisser Gehalt an Kalk und Kieselsäure erforderlich. Wird der Kalkanteil der Schlacke zu gering und der Kieselsäureanteil zu hoch, dann wird die Schlacke so zähflüssig, daß sie nicht mehr aus dem Ofen herausläuft. Somit ist das Verhältnis von Kalk zu Kieselsäure im Erz, im folgenden immer mit dem Basengrad *p* bezeichnet, eine wichtige Kennziffer für die Eignung eines Erzes.

Bei der sauren Verhüttung von gesinterten Doggererzen ohne Kalksteinzuschlag ist z. B. nach den Versuchen der Röchling'schen Eisen- und Stahlwerke und nach den Schmelzversuchen der Gutehoffnungshütte mit geröstetem Doggererz die mittlere Schlackenzusammensetzung etwa 43,5 % SiO<sub>2</sub>, 29 % CaO, 19 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> und 5 % MgO. Der Basengrad *p* dieser Schlacke ist 0,67. Die Zusammensetzung der im Hochofenwerk Corby<sup>2)</sup> sauer geführten Hochofen-

schlacke ist im Mittel 34 % SiO<sub>2</sub>, 30 % CaO, 25 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> und 5 % MgO, entsprechend einem Basengrad = 0,88. Der Einfluß der Schlackenmenge auf die Schwefelbindung wird später noch behandelt.

In *Zahlentafel 1* sind die sauer verhütteten Erze benannt, ebenso ist ihre Zusammensetzung angegeben. Sämtliche Erze kommen im rohen Zustande ohne eine Vorbereitung durch Rösten oder Sintern zur Verhüttung. Wie aus Spalte I ersichtlich ist, werden fast ausschließlich hochkieselsäurehaltige Inlands- und Auslandserze verhüttet. Die Erze Nr. 1 bis 3, das Wasserafinger Erz, der Kohleneisenstein und das Geislinger Erz, sind hochkieselsäurehaltig; ihr Eisengehalt liegt unter 30 %. Nr. 4 ist ein hochkieselig deutscher Roteisenstein mit etwa 42 % Fe. Nr. 5, das schwedische Nora-Erz, ist mit 35 % Kieselsäure außerordentlich sauer. Nr. 6 und 7, Wabana und Blötberg-Magnetit, sind hochhaltige Auslandserze mit 10 bis 11 % Kieselsäure. Nr. 8, das hochhaltige schwedische Gellivara-Erz mit nur etwa 5 % SiO<sub>2</sub>, mußte mangels genügend saurer Erze bei Versuch B mit etwa 10 % Eisenanteil im Möller zugegeben werden. Erz Nr. 9, eine luxemburgische Minette aus eigener Grube, hat natürlich Kalküberschuß, ist aber ebenfalls als ein eisenarmes Auslandserz anzusprechen. Erz Nr. 11, das bei Versuch C in großen Mengen verarbeitet wurde, ist Dogger-Roherz aus dem Karl-Egons-Bergwerk der Gutehoffnungshütte<sup>3)</sup>. Das Erz hat nur etwa 20 % Fe, ist aber stark kalkführend.

Aus Spalte II ist der Anteil der Schlackenbildner Kieselsäure, Kalk, Magnesia und Tonerde ersichtlich und in Spalte III der Gehalt an Alkalien, Arsen und Kohlenäure.

In Spalte IV ist der Basengrad *p* der Erze, das Verhältnis Kalk:Kieselsäure, errechnet. Da der Magnesia-gehalt der Erze gering ist und die Basizität der Magnesia kleiner ist als die des Kalkes, wurde die Magnesia bei der Errechnung des Basengrades außer acht gelassen. Aus Spalte IV ersieht man, daß der Basengrad der sauren deutschen Erze zwischen 0,1 und höchstens 0,4 liegt. Bei einer sauren Verschmelzung ohne Kalksteinzuschlag würde man also eine so kieselige und zähflüssige Schlacke erhalten, daß man nicht mehr mit ihr arbeiten kann. Zur Erreichung eines Basengrades von 0,7 bis 0,8, bei dem man erfahrungsgemäß noch eine gutflüssige Schlacke erhält, muß diesen hochkieseligen und kalkarmen Erzen auch beim sauren Schmelzen Kalkstein zugesetzt werden. Eine Ausnahme bildet Erz Nr. 11, das kalkführende Doggererz. Bei einem Verhältnis von Kalk zu Kieselsäure von *p* = 0,6 ist dieses

<sup>2)</sup> Nach persönlichen Mitteilungen. Vgl. die Arbeiten von T. P. Colclough: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1367/68.

<sup>3)</sup> Mitt. Forsch.-Anst. Gutehoffn. 4 (1936) S. 187/97; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1437/40.

verhütteten Erze (feuchte Analyse).

III			IV Basen- grad $p = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$	V <sup>3)</sup> Kalksteinbedarf je t Erz bei $p = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ der Hochofenschlacke					VI Kalkstein- bedarf je 100 kg Fe bei $p = 0,8$ kg	VII Gesamtschlacke je 100 kg Fe	
Alkalien %	As %	CO <sub>2</sub> %		p = 0,6 %	p = 0,7 %	p = 0,8 %	p = 0,9 %	p = 1,25 %		aus Erz allein kg	aus Erz und Kalkstein bei $p = 0,8$ kg
0,58	0,012	5,0	0,17	23,0	28,5	34,0	39,0	58,0	123	142	214
1,80	0,00	18,7	0,11	19,0	22,5	26,5	30,5	43,6	120	145	215
0,48	0,012	5,0	0,41	8,5	13,5	18,0	22,5	38,5	63	135	172
0,25	0,00	5,0	0,18	21,0	26,0	31,0	36,0	53,6	74	76	119
1,93	Sp.	—	0,09	41,0	48,0	55,0	62,0	85,5	115	81	148
?	?	2,0	0,29	7,5	9,5	12,0	14,5	20,0	24	39	53
0,52	Sp.	—	0,22	7,5	9,5	11,5	13,5	20,6	21	27	40
0,75	?	—	0,58	0,5	1,5	2,5	3,5	7,4	4	17	19
0,21	0,028	17,2	2,70	+ 29,5	+ 28,0	+ 27,0	+ 25,5	+ 20,5	+ 95	111	111
4,22	?	5,0	3,10	+ 65,0	+ 62,0	+ 59,0	+ 56,0	+ 47,4	—	—	—
2,5	?	—	0,17	350 <sup>1)</sup>	430 <sup>1)</sup>	500 <sup>1)</sup>	580 <sup>1)</sup>	832 <sup>1)</sup>	—	—	—
0,95	0,02	11,5	0,59	0,0	4,4	8,4	12,3	26,0	42	203	227

<sup>3)</sup>  $[(p \text{ der Schlacke} \times \% \text{ SiO}_2 \text{ im Erz}) - (\% \text{ CaO im Erz})] \times \frac{100 \% \text{ CaO}}{50 \% \text{ CaO}} \text{ im Kalkstein} = \% \text{ Kalksteinbedarf.}$

Erz gerade noch ohne Kalksteinzuschlag, d. h. bei der sauren Verschmelzung selbstgehend zu verhütten.

In Spalte V ist der erforderliche Kalksteinzuschlag für die verschiedenen Basengrade von 0,6 bis 0,9 und zuletzt für den Basengrad der normalen Hochofenschlacke von 1,25 errechnet. Zur Erzielung einer Schlacke mit einem Basengrad von 0,8 müssen z. B. für Erz Nr. 1, das Wasseralfinger Erz, 34 % Kalkstein und für das Erz Nr. 4, einen Lahn-Dill-Roteisenstein, 31 % Kalkstein zugeschlagen werden. Erz Nr. 9, die Minette, hat bei einem Basengrad von 0,8 natürlich Kalküberschuß, und zwar etwa 27 %.

In Spalte VI ist für einen Basengrad von 0,8 der Kalksteinbedarf der Erze auf den einheitlichen Nenner „kg Kalkstein je 100 kg Fe“ gebracht. Zuletzt ist in Spalte VII für einen Basengrad von 0,8 die aus Erz und Kalkstein sich ergebende Gesamtschlackenmenge je 100 kg Fe errechnet. Für Erz Nr. 1 und 2, das Wasseralfinger Erz und den Kohleneisenstein, ergeben sich die Höchstzahlen von etwa 215 kg Schlacke je 100 kg Fe. Unter Berücksichtigung der Schlacke aus Koksasche und ihrem Zuschlag sind bei der alleinigen Verhüttung dieser Erze nahezu 2500 kg Schlacke je t Roheisen zu erschmelzen.

III. Ergebnisse eines sauren Möllers mit 48,1 % Fe aus deutschem Erz (Versuch B).

In *Zahlentafel 2* ist unter Zeile a) das Monatsmittel des gefahrenen Erzmöllers gezeigt. Der Anteil an eisenarmen hochkieseligen deutschen Erzen, Wasseralfinger Erz, Kohleneisenstein, Geislinger Erz und Lahn-Dill-Roteisenstein, ist eisenanteilmäßig gerechnet 48,1 %. Unter Einbeziehung des Minetteanteils sind 61,8 % des Metalls aus eisenarmen Erzen

erzeugt. Die restlichen 38,2 % Fe entstammen teils sehr sauren Auslandserzen, Nora, Blötberg, Wabana und Gellivara. Ein höherer Anteil an einheimischen armen Erzen ließ sich mit Rücksicht auf die seinerzeit zur Verfügung stehenden Erzmengen noch nicht führen, jedoch ist im Monat November, gemäß Versuch C, bei erhöhter Erzanfuhr der Eisenanteil an deutschen Erzen auf 100 % Fe gesteigert worden. Dem Möller wurde kein Manganträger zugesetzt, da das Mangan beim sauren Schmelzverfahren bekanntlich zum größten Teil verschlackt wird.

Um auf den gewünschten Basengrad der Schlacke von 0,8 zu kommen, müssen je t Roheisen noch 356 kg Kalkstein und unter Einbeziehung des Kalkes aus dem Phosphat

Zahlentafel 2. Möllerezusammensetzung und Möllerkennzahlen.

a)	Erz-Nr.	Erzsorte	Erz kg/t Roheisen	Anteil der Erzsorten am Erzsatz		Bemerkungen						
				Gewichts- prozent	Eisen- prozent							
	1	Wasseralfinger Erz . . . . .	602	19,1	15,2	Eisenanteil an saurem eisenarmem deutschem Erz: 48,1 Fe-%						
	2	Kohleneisenstein . . . . .	268	8,5	5,4							
	3	Geislinger Erz (Grube Karl)	871	27,6	22,6	Eisenanteil an saurem eisenarmem deutschem Erz einschl. Minette: 61,8 Fe-%						
	4	Lahn-Dill-Roteisenstein . . .	127	4,0	4,9							
	9	Luxemburger Minette . . . . .	525	16,6	13,7	Eisenanteil an Auslands- erz: 38,2 Fe-%						
	5	Nora (Schweden) . . . . .	118	3,7	5,1							
	7	Blötberg-Magnetit . . . . .	203	6,4	10,4							
	6	Wabana . . . . .	241	7,6	11,2							
	8	Gellivara . . . . .	206	6,5	11,5							
		Erzgewicht . . . . .	3161	100,0	100,0							
		Kalkstein . . . . .	356	—	—							
		Phosphat . . . . .	70	—	—							
		Möllergewicht . . . . .	3587	—	—							
b)		Gichtstaub, bezogen auf Erzgewicht: 8 % oder 253 kg Staub je t Roheisen.										
c)		Koksverbrauch: 1165 kg/t Roheisen mit 3 % H <sub>2</sub> O und 9 % Asche oder 1130 kg Trockenkoks je t Roheisen mit 89 % C.										
d)		Schlackenmenge: 1300 kg/t Roheisen.										
e)		Schlackenzusammensetzung . . . . .	SiO <sub>2</sub> %	CaO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	MgO %	Mn %	Fe %	S %	P %	TiO <sub>2</sub> %	p = $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$
			42,42	33,69	13,38	2,94	0,53	1,45	0,72	0,07	0,68	0,79
f)		Erzausbringen bei 8 % Gichtstaub: 34,4 % <sup>1)</sup> .										
g)		Möllerausbringen bei 8 % Gichtstaub: 30,0 % <sup>1)</sup> .										
h)		Schwefel im Möller je t Roheisen: 13,3 kg.										
i)		Roheisenzusammensetzung und Roheisentemperatur:	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Roheisen- temperatur <sup>2)</sup>				
		Am Roheisenabstich vor dem Entschwefeln in der Pfanne . . . . .	3,35	1,16	0,21	1,97	0,284	1382°				
		Am Mischereinguß nach dem Entschwefeln . . . . .	3,36	0,74	0,15	1,96	0,088	1277°				

<sup>1)</sup> Gichtstaub ist vom eingesetzten Erz- und Möllergewicht in Abzug gebracht.  
<sup>2)</sup> Thermoelektrische Messungen.

397 kg Kalkstein je t Roheisen zugeschlagen werden. Die Schlackenmenge je t Roheisen ist 1300 kg (Zeile d). Bei Führung einer normalen Hochofenschlacke mit einem Basengrad von 1,25 würde unter Berücksichtigung der Erhöhung des Verbrauches an Koks und Kalkstein die Schlackenmenge auf etwa 1850 kg/t Roheisen ansteigen. Der Kalksteinverbrauch würde sich dann auf etwa 900 kg gegen etwa 356 kg/t Roheisen bei saurer Schlackenführung belaufen.

Die Zusammensetzung der Schlacke (Zeile e) mit  $p = 0,79$  ist so gehalten, daß sie nach den Untersuchungen von Colclough im Gebiete leichtflüssiger Schlacken mit einem Schmelzpunkt zwischen 1300 und 1400° liegt. Der Einfluß der Tonerde auf die unerwünschte Siliziumreduktion wird später behandelt. Der Gehalt der Schlacke an Titansäure (0,7 %) liegt in den üblichen Grenzen. Der Eisenverlust durch Verschlackung bei 1300 kg Schlacke

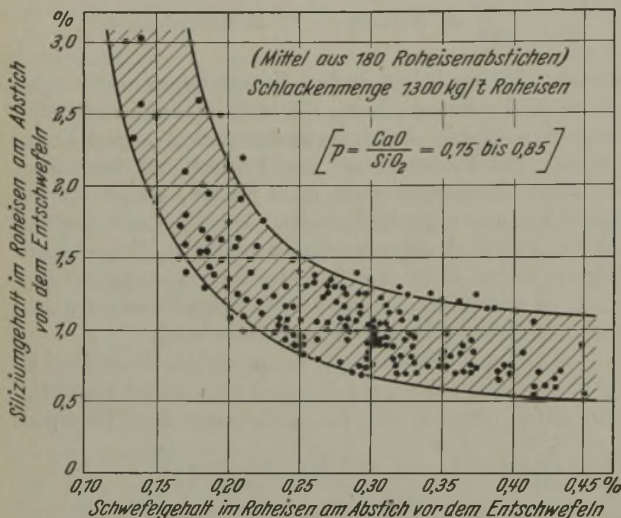


Abbildung 1. Abhängigkeit des Schwefelgehaltes vom Siliziumgehalt des sauer erblasenen Thomasroheisens.

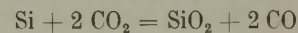
je t Roheisen ist mit 1,45 % Fe oder 1,87 % FeO nur etwa 19 kg/t Roheisen, entsprechend einem Verschlackungsverlust an Eisen von 2 % des im Möller eingesetzten Eisens. Der Schwefelgehalt der Schlacke ist im Mittel 0,72 %; dieser an und für sich hohe Schwefelgehalt der stark sauren Schlacke deutet schon darauf hin, daß auch beim sauren Schmelzen die Aufgabe der Entschwefelung des Roheisens im Hochofen hauptsächlich der Schlacke zukommt.

Die Heißwindtemperatur in der Ringleitung war 750 bis 800°. Die Gichttemperatur bewegte sich zwischen 150 und 200°.

Die Roheisenzusammensetzung ist aus Zeile i ersichtlich. Wie später durch die Schwefelbilanz gezeigt wird, gehen im vorliegenden Falle etwa 21 % des im Koks und Möller eingebrachten Schwefels in das Roheisen. Der Roheisenschwefel muß dann nach dem Abstechen außerhalb des Hochofens entfernt werden. Die Schwankungen der Roheisenzusammensetzung von Abstich zu Abstich bewegen sich immer in mäßigen Grenzen. Vor dem Entschwefeln schwankt der Siliziumgehalt zwischen 1,4 und 0,8 %, der Schwefelgehalt liegt je nach der Höhe des Siliziumgehaltes zwischen 0,240 und 0,330 %. Es ließ sich auch ohne Schwierigkeiten ein Roheisen mit 0,7 bis 0,8 % Si erblasen, allerdings stieg der Schwefel im Roheisen bis auf 0,45 %. Die Abhängigkeit des Schwefelgehaltes vom Siliziumgehalt des Roheisens vor der Entschwefelung ist in Abb. 1 dargestellt. Das Schaubild enthält die Analysenergebnisse von 180 Roheisenabstichen, die mit einer Schlacke von einem Basengrad 0,75 bis 0,85 erblasen wurden.

Mit fallendem Anteil des Siliziums ist ein Anstieg des Schwefelgehaltes im Roheisen zu erkennen. Ersichtlich ist noch, daß mit einer Steigerung des Siliziumgehaltes über 1,4 % eine Senkung des Schwefelgehaltes im Roheisen kaum mehr erreichbar ist. Diese Zusammenhänge sind wohl dadurch bedingt, daß mit steigendem Siliziumgehalt des Roheisens die Schlacken- und Roheisentemperatur steigt und der Gehalt an Mangan- und Eisenoxydul in der Schlacke fällt. Hierdurch sind bessere Voraussetzungen für die Entschwefelung des Metalls durch die Schlacke gegeben.

Als Entschwefelungsmittel des abgestochenen Metalls in der Roheisenpfanne wird ein Gemisch von kalter, körniger, kalzinierter Soda und Kalksteinsplitt mit 15 bis 25 mm Kantengröße verwendet. Die Verwendung reiner Soda hat sich weniger gut bewährt als die des Gemisches. Durch Vorversuche ist festgestellt worden, daß die je Einheit Soda entfernte Schwefelmenge bei Verwendung des Soda-Kalksplitt-Gemisches etwa  $1\frac{1}{2}$ mal so groß ist wie bei Zugabe reiner Soda. Das Gemisch wird zur Hälfte vor dem Füllen in die Pfanne geworfen. Sobald die Pfanne zu etwa ein Viertel bis ein Drittel gefüllt ist, wird die zweite Hälfte während der Pfannenfüllung langsam zugegeben. Zwischen dem flüssigen Roheisen und dem Soda-Kalksplitt-Gemisch entsteht eine äußerst starke Reaktion. Die Kohlensäure wird aus dem Kalksplitt langsamer ausgetrieben als aus der feinen Soda, sowie Silizium und Mangan durch die Kohlensäure verbrannt nach den Gleichungen:



Diese starken Reaktionen verursachen eine lebhaftere Durchwirbelung der leichten, auf dem Eisenbad schwimmenden Sodaschlacke mit dem Roheisen. Der gründlicheren Durchwirbelung durch Zugabe des Kalksteinsplitts ist auch die bessere Entschwefelung zuzuschreiben. Ein Zusatz von feinem Kalksteinsplitt ist zwecklos, da hierbei die Kohlensäure zu rasch ausgetrieben wird. Der Größenordnung nach liegt die aus der Soda und dem Kalksteinsplitt entstehende Gasmenge zwischen 1,7 und 2,5 m<sup>3</sup>/s, wobei die Gastemperatur etwa 1350° beträgt. Die Zugabe von Kalksplitt scheint sich auf die Haltbarkeit der Roheisenpfannen- und der Mischer- auskleidung günstig auszuwirken. Anscheinend greift die Soda-Kalksteinsplitt-Schlacke die Pfannenauskleidung weniger an als reine Sodaschlacke; da sie auch steifer ist, läßt sie sich aus der Roheisenpfanne müheloser und sauberer entfernen.

Die Bestimmung des Satzes an Entschwefelungsmitteln erfolgt nach dem Bruchgefüge der Roheisenprobe, die sogleich nach dem Öffnen des Abstiches genommen wird. Die Höhe des Schwefelgehaltes im Roheisen ist nicht ohne weiteres zu erkennen. Wohl ist der Siliziumgehalt an dem mehr oder weniger grauen Bruchgefüge erkennbar. Nach dem Bruchgefüge kann man erst mittelbar auf den Schwefelgehalt des Roheisens schließen.

Die näheren Erläuterungen sind in der *Zahlentafel 3*, Spalte I, gegeben. Für jede 35-t-Roheisenpfanne wird vor dem Abstich die Ausgangsmischung V, 500 kg Soda + 500 kg Kalksplitt, angefertigt. Vor dem Füllen wird die Hälfte dieser Mischung in die erste Roheisenpfanne eingesetzt. Die zweite Hälfte wird während des Roheisenlaufes zugegeben. Ist das Bruchgefüge der geschöpften Roheisenprobe grau, so wird die Ausgangsmischung V als ausreichend beibehalten. Bei halbgrauem Bruchgefüge werden während der Pfannenfüllung nachträglich 200 kg Soda in die Rinne nachgegeben, und somit wird die Mischung VII, 500 kg Kalksplitt + 700 kg Soda, gesetzt. Bei weißem Eisen werden der Ausgangs-

Zahlentafel 3. Ergebnisse der Entschwefelung des Roheisens in der Roheisenpfanne vor dem Einguß in den Mischer (Mittel aus 131 Roheisenabstichen).

I Entschwefelungsmittel für Eisen mit grauem } Bruchgefüge halbgrauem } weißem }	II		III Ergebnis der Entschwefelung in der Roheisenpfanne (vor Einguß in den Mischer)				IV Siliziumverbrennung bei der Entschwefelung in der Roheisenpfanne		
	Verbrauch an Entschwefelungs- mitteln für die Entschwefelung in der Roheisen- pfanne		Schwefelgehalt im Roheisen nach dem Ent- schwefeln in der Roh- eisen- pfanne vor Ein- guß in den Mischer		Schwefel- abnahme vom Gesamt- schwefel  absolut und relativ %	Wirkungs- grad der Entschwefe- lung  kg S/kg Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	Silizium im Roheisen		Silizium- abnahme  absolut = %
	Soda kg/t Roheisen	Kalk- splitt kg/t Roheisen	an Ab- stich vor dem Ent- schwefeln in der Roh- eisen- pfanne %	am Ent- schwefeln in der Roh- eisen- pfanne vor Ein- guß in den Mischer %			vor dem Ent- schwefeln in der Roh- eisen- pfanne %	nach dem Ent- schwefeln in der Roh- eisen- pfanne %	
Soda-Kalksplitt-Mischung V für Roheisen mit grauem Bruchgefüge mit etwa 0,220 bis 0,260 % S: 500 kg Soda + 500 kg Kalksplitt je 35-t-Roheisenpfanne . . . . .	14,2	14,2	0,244	0,081	0,163 = 66,8 %	0,115 kg = 100 %	1,39	0,99	0,40 = 28,8 %
Soda-Kalksplitt-Mischung VII für Roheisen mit halbgrauem Bruchgefüge mit etwa 0,270 bis 0,330 % S: 700 kg Soda + 500 kg Kalksplitt je 35-t-Roheisenpfanne . . . . .	21,1	15,1	0,306	0,091	0,215 = 70,2 %	0,102 kg = 89 %	1,03	0,61	0,42 = 40,8 %
Soda-Kalksplitt-Mischung IX für Roheisen mit weißem Bruchgefüge mit etwa 0,300 bis 0,380 % S: 900 kg Soda + 500 kg Kalk- splitt je 35-t-Roheisenpfanne . . . . .	26,1	14,5	0,332	0,096	0,236 = 71,0 %	0,091 kg = 79 %	0,88	0,48	0,40 = 45,4 %
Monatsmittel aus 131 Roheisenabstichen . . . . .	18,9	14,7	0,284	0,088	0,196 = 69,0 %	0,104 kg	1,16	0,74	0,42 = 36,2 %

mischung V noch 400 kg Soda in die Rinne nachgegeben, so daß die Zusammensetzung der Mischung IX, 500 kg Kalksplitt + 900 kg Soda, in die Pfanne eingebracht wird. Diese gestufte Zugabe von Soda, bemessen nach dem Bruchgefüge und der Höhe des Schwefelgehaltes, ist wegen der Schwankungen des Schwefelgehaltes der einzelnen Abstiche und für einen möglichst geringen Sodaverbrauch erforderlich. Der Soda- und Kalksplittverbrauch je t Roheisen ist unter Spalte II zu ersehen. Sodann sind unter Spalte III die Ergebnisse der Entschwefelung mit den einzelnen Mischungen gezeigt, ferner der Wirkungsgrad der Entschwefelung. Aus der Kennziffer „kg entfernter Schwefel je kg Soda“ ergibt sich, daß mit zunehmendem Schwefelgehalt des Roheisens und steigendem Sodasatz die Entschwefelungswirkung der Soda abnimmt. Sehr wesentlich für die Höhe der Entschwefelung ist die Zeitdauer für die Pfannenfüllung. Je rascher das Eisen aus dem Abstich läuft, um so besser ist die Reaktion zwischen dem Roheisen und den karbonathaltigen Entschwefelungsmitteln und Hand in Hand damit der Wirkungsgrad der Entschwefelung.

In Spalte IV ist noch die Abnahme des Siliziums im Roheisen durch den oxydierenden Einfluß der Kohlensäure aus den Entschwefelungsmitteln gezeigt. Im Durchschnitt fällt der Siliziumgehalt des Roheisens um 0,42 %. Zugleich verbrennt noch ein geringer Teil des im Roheisen enthaltenen Mangans, während der Kohlenstoffgehalt des Metalls unverändert bleibt (vgl. Zahlentafel 2, Zeile i). Die Siliziumverbrennung ist dem Thomaswerk erwünscht; ihr exothermer Verlauf vermindert den Temperaturverlust des Roheisens durch die Zugabe der Entschwefelungsmittel. Ueber die Temperatur des Roheisens wird später noch in Abschnitt VI gesprochen. Zweifellos kann man die Entschwefelung in der Roheisenpfanne durch Steigerung des Sodasatzes oder durch Zugabe von flüssiger Soda<sup>4)</sup> noch verbessern. Die im Mittel erreichte

Entschwefelung auf 0,088 % vor dem Einguß in den Mischer ist jedoch für die gegebenen Verhältnisse ausreichend. Ueblicherweise wird das sauer erblasene Eisen mit basisch erzeugtem Thomasroheisen im Verhältnis 1 : 1 gemischt und auf Duplexmetall für den Einsatz in Siemens-Martin-Oefen verblasen. Zur unmittelbaren Erzeugung von Thomasstahl wird das sauer erblasene Roheisen, etwa 475 t je Tag, mit der Tageserzeugung zweier basisch betriebener Thomashochöfen (etwa 1700 t) gemischt. Die Analyse des basisch erblasenen Roheisens ist etwa 0,35 % Si, 0,90 % Mn, höchstens 0,045 % S. Die Mischanalyse des Thomaseisens ist dann etwa 0,45 % Si, 0,73 % Mn, höchstens 0,055 % S.

Versuchsweise wurde das sauer erblasene Roheisen unmittelbar auf Thomasstahl verarbeitet. Das Metall wurde dann mit 0,088 % S allein in einen Mischer gefahren und getrennt vom basischen Thomaseisen auf Thomasstahl verblasen. In diesem Falle ist hinter dem Mischer, beim Einguß in die Stahlwerkspanne, eine Nachentschwefelung des Metalls auf weniger als 0,050 % S erforderlich.

Der Sodazusatz für diese zweite Entschwefelung ist 200 kg je 22-t-Pfanne, entsprechend 9 kg Sodaverbrauch je t Roheisen.

Die Entschwefelungskosten sind bei Versuch B für die Vorentschwefelung in der Roheisenpfanne für den Fall, daß das saure Eisen mit Thomasroheisen normaler Zusammensetzung in einen Mischer gefahren wird:

$$18,9 \text{ kg je t Roheisen} \times 81,50 \text{ RM/t Soda} \\ = 1,54 \text{ RM/t Roheisen} \\ 14,7 \text{ kg Kalksplitt/t Roheisen} \times \\ 5,00 \text{ RM/t} \dots \dots \dots = 0,07 \text{ RM/t Roheisen} \\ \text{zus. } 1,61 \text{ RM/t Roheisen.}$$

Beim getrennten Verblasen des sauren Eisens sind die zusätzlichen Kosten für die Nachentschwefelung hinter dem Mischer:

$$9 \text{ kg Soda je t Roheisen} \times 81,50 \text{ RM/t Soda} = 0,73 \text{ RM/t Roheisen,}$$

<sup>4)</sup> Eine Soda-Schmelzvorrichtung ist z. Z. im Bau; vgl. A. Holschuh: Stahl u. Eisen demnächst.

so daß sich die Gesamtkosten für die Vor- und Nachentschwefelung auf etwa 2,34 RM/t Roheisen belaufen.

Wie bereits angedeutet, ist die Entfernung des Schwefels eine der Kernfragen des sauren Schmelzverfahrens. An Hand der Schwefelbilanz in *Zahlentafel 4* soll diese Frage besprochen werden. Aus dem Einbringen an Schwefel ist ersichtlich, daß der verhüttete Möller sehr schwefelarm ist. Vom eingebrachten Schwefel entstammen nur 21 % dem Erzmöller und etwa 79 % dem Koks. Nach dem Schwefelausbringen werden etwa 21 % des eingebrachten Schwefels vom Roheisen und 71 % von der Schlacke im Hochofen aufgenommen. Auch beim sauren Schmelzprozeß erfolgt also die Entschwefelung des Roheisens in erster Linie durch die Hochofenschlacke im Hochofen selbst. Die Schwefelaufnahme der erschmolzenen Hochofenschlacken in Abhängigkeit vom Basengrad, dem Verhältnis Kalk : Kieselsäure, zeigt *Abb. 2*. Die Einzelpunkte stellen Analysen-Tagesmittelwerte der erschmolzenen Schlacken dar. Mit dem Basengrad fällt der Schwefelgehalt der Hochofenschlacke infolge des verminderten Anteils an schwefelbindendem Kalk rasch ab. Im Gebiet der sauer geführten Schlacken enthalten sie bei einem Basengrad von 0,75 bis 0,85 etwa 0,72 % S und bei einem Basengrad von 0,65 bis 0,75 etwa 0,65 % S; die Schlackenmenge ist in beiden Fällen etwa 1300 kg/t Roheisen.

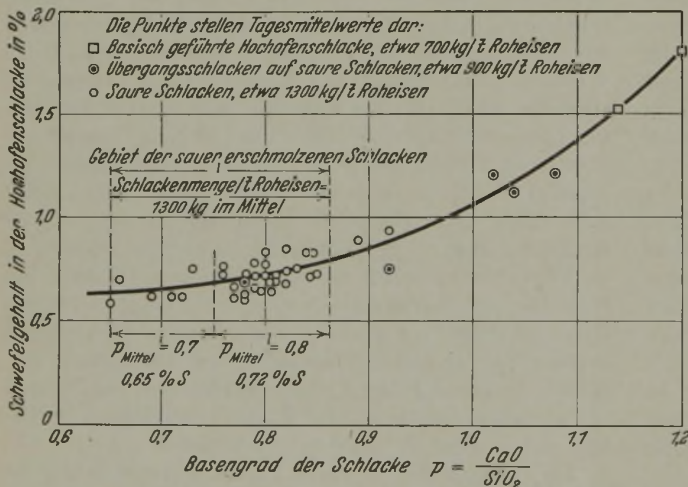


Abbildung 2. Schwefelaufnahme der Schlacke in Abhängigkeit vom Basengrad  $p = \frac{CaO}{SiO_2}$ .

Diese Betrachtungen lassen erkennen, daß beim sauren Schmelzen von gangartreichen Erzen die großen Schlackenmengen für die Entschwefelung ein Vorteil sind, da die Aufnahmefähigkeit an Schwefel bei der sauren Schlacke nur etwa ein Drittel der einer Schlacke mit einem Basengrad von 1,25 ist. Daher wird bei einem Hochofenbetrieb mit sauren Schlacken und nur kleinen Schlackenmengen, z. B. 500 kg/t Roheisen, die Schwefelentfernung aus dem Ofen selbst und aus dem Roheisen Schwierigkeiten bereiten.

Der Vorteil großer Schlackenmengen für die Entschwefelung des Metalls ist ein Nachteil für die Manganverwertung des im Möller eingebrachten Mangans. Bei der sauren Schlackenbeschaffenheit muß natürlich das Mangan nahezu

Zahlentafel 4. Schwefelbilanz.

Einbringen an Schwefel	
aus Erz und Kalkstein . . . . .	2,83 kg/t Roheisen = 21,3 %
aus Koks: 1165 kg/t Roheisen × 0,9 % S	10,47 kg/t Roheisen = 78,7 %
Gesamt eingebrachter Schwefel . . . . .	13,30 kg/t Roheisen = 100,0 %
Ausbringen an Schwefel	
Von der Hochofenschlacke aufgenommen:	
1300 kg Schlacke/t Roheisen × 0,72 % S	9,40 kg/t Roheisen = 70,6 %
Von dem Roheisen aufgenommen:	
1000 kg Roheisen × 0,284 % S . . . . .	2,84 kg/t Roheisen = 21,4 %
Restglied: Im Gichtgas verflüchtigter Schwefel, Analysenfehler usw. . . . .	
	1,06 kg/t Roheisen = 8,0 %
Gesamt ausgebrachter Schwefel . . . . .	13,30 kg/t Roheisen = 100,0 %

Zahlentafel 5. Manganbilanz.

Im Erzmöller eingesetztes Mangan . . . . .	10,06 kg/t Roheisen = 100,0 %
Ausbringen an Mangan	
Im Roheisen ausgebrachtes Mangan:	
1000 kg Roheisen × 0,21 % . . . . .	2,10 kg/t Roheisen = 20,9 %
Mit der Schlacke abgeführtes Mangan:	
1300 kg Schlacke/t Roheisen × 0,53 % Mn	6,90 kg/t Roheisen = 68,6 %
Restglied: nicht nachweisbar, Bestimmungsfehler usw. . . . .	
	1,06 kg/t Roheisen = 10,5 %
Gesamt ausgebrachtes Mangan . . . . .	10,06 kg/t Roheisen = 100,0 %

restlos verschlackt werden. Die Manganbilanz ist in *Zahlentafel 5* gezeigt. Es ergibt sich ein Manganausbringen im Metall von etwa 21 %. Beim sauren Ofenbetrieb muß daher auf eine Nutzbarmachung des im Möller eingebrachten Mangans verzichtet und in allen Fällen mit einem praktisch manganfreien Roheisen gearbeitet werden. Ein Verhütten von manganhaltigem Eisenerz mit saurer Schlackenführung ist daher unzweckmäßig.

Die Roheisenerzeugung war im Monatsmittel 475 t je Tag entsprechend 73 Gichten zu 7,6 t Koks in 24 h bei ungünstigen Windverhältnissen. Bei Stillstand eines Nachbarofens konnten unter guten Windverhältnissen 565 t Roheisen je 24 h, entsprechend 87 Gichten zu 7,6 t Koks in 24 h, herausgeholt werden.

Die Windpressung, gemessen in der Heißwindleitung, war 55 cm QS. Die Ofenführung war einfach und bot keine Schwierigkeiten. Schwierigkeiten mit Alkalien waren unter keinen Umständen zu beobachten, obwohl je t Roheisen 25 kg Alkalien in den Ofen eingebracht wurden.

IV. Vergleich der Versuche A und B und Gewinnrechnung.

Wie schon erwähnt, wurde früher das saure Erz auf drei basisch betriebene Thomasöfen verteilt (Versuch A, September 1937). Hingegen wird jetzt das saure Inlands- und Auslandserz gesondert in einem Ofen sauer verhüttet und den beiden anderen basisch betriebenen Thomasöfen das hochwertige Erz allein überlassen (Versuch B, Oktober 1937).

In *Zahlentafel 6* sind die Betriebsergebnisse der beschriebenen Arbeitsweisen zum Vergleich nebeneinandergestellt. Spalte A zeigt die Betriebsweise im Monat September 1937; es wurden 11,5 % Fe aus deutschem saurem Erz auf die drei vorhandenen basisch betriebenen Thomasöfen Nr. 7, 10 und 11 verteilt. Spalte B zeigt die Vergleichsergebnisse des Monats Oktober 1937. Ofen 7 ist sauer mit 48,1 % Fe aus deutschem Erz, die beiden andern Ofen 10 und 11 sind basisch ohne den Zusatz saurer Erze betrieben. Der Versuch C mit 100 % deutschem Eisenerz wird später behandelt.

Bemerkenswert ist, daß bei Versuch A das Möllerausbringen 42,8 % bei einem Koksverbrauch von 973 kg und

Zahlentafel 6. Vergleich der früheren und jetzigen Betriebsweise.

Nr.	Versuch A:			Versuch B:		
	Betriebsweise im Monat September 1937			Betriebsweise im Monat Oktober 1937		
	Ofen 7	Ofen 10	Ofen 11	Ofen 7	Ofen 10	Ofen 11
1	Schlackenführung und Eisenanteil aus deutschem Erz:			Betrieb mit 48,1% Fe aus deutschem Erz bei saurer Schlackenführung		
2	Betrieb mit 11,5% Fe aus deutschem Erz bei basischer Schlackenführung			Betrieb mit 0,0% Fe aus deutschem Erz bei basischer Schlackenführung		
2	Möllierzusammensetzung:			Möllierzusammensetzung:		
	Deutsche saure Erze <sup>1)</sup>			Deutsche saure Erze <sup>1)</sup>		
	Schweden, Wabana . . .			Schweden, Wabana . . .		
	Agglomerate . . . . .			Agglomerate . . . . .		
	Minette und Ilse der Erz			Minette und Ilse der Erz		
	Nora-Schweden = 35 %			Nora-Schweden = 35 %		
	SiO <sub>2</sub> . . . . .			SiO <sub>2</sub> . . . . .		
	Martinschlacke . . . . .			Martinschlacke . . . . .		
	Erzgewicht/t RE . . . . .			Erzgewicht/t RE . . . . .		
	Phosphat . . . . .			Phosphat . . . . .		
	Kalkstein . . . . .			Kalkstein . . . . .		
	Möllergewicht/t RE . . . . .			Möllergewicht/t RE . . . . .		
3	Möllerausbringen <sup>2)</sup> . . %			Möllerausbringen <sup>2)</sup> . . %		
4	Koksverbrauch je t Roheisen . . . . . kg			Koksverbrauch je t Roheisen . . . . . kg		
5	Gichten je Tag . . . . .			Gichten je Tag . . . . .		
6	Roheisenerzeugung je Tag . . . . . t			Roheisenerzeugung je Tag . . . . . t		
7	Manganverbrauch je t Roheisen . . . kg			Manganverbrauch je t Roheisen . . . kg		
8	Sodaverbrauch je t Roheisen . . . kg			Sodaverbrauch je t Roheisen . . . kg		
9	Kalksteinverbrauch je t Roheisen . . . kg			Kalksteinverbrauch je t Roheisen . . . kg		
10	Gichtgasanalyse und Heizwert . . . . .			Gichtgasanalyse und Heizwert . . . . .		

1) Geislinger Erz, Wasserafinger Erz, Kohleneisenstein, saurer Roteisenstein.

2) Gichtstaub ist vom eingesetzten Möller in Abzug gebracht.

einer Schlackenmenge von 690 kg/t Roheisen ist. Bei dem sauer geführten Ofen des Versuches B ergibt sich ein Möllerausbringen von 30 % bei einem Koksatz von 1165 kg und 1300 kg Schlacke je t Roheisen. Die beiden basisch geführten Ofen haben beim gleichen Versuch 49,5 % Ausbringen, nur 500 kg Schlacke und im Mittel 890 kg Koksverbrauch. Die Kokersparnis dieser Ofen von etwa 8,9 % entspricht 450 kg Koks für 1000 kg aus Erz und Kalkstein geschmolzener Schlacke. Der durchschnittliche Koksverbrauch aller drei Ofen ist bei Versuch B 949 kg je t Roheisen, so daß also durch die gesonderte Verhüttung der sauren Erze 24 kg Koks je t Roheisen erspart sind. Bei dem sauer geführten Ofen ist die Gichtenzahl oder, was dasselbe bedeutet, der Koksdurchsatz um etwa

Zahlentafel 7. Ersparnisse durch Verhüttung der sauren Erze in einem gesonderten Ofen mit saurer Schlackenführung (Vergleich der Versuche A und B).

Die Verhüttung von eisenarmen Erzen auf basischem und saurem Wege ist immer verlustbringend gegen die basische Verhüttung hochwertigen Erzes. Es wird lediglich errechnet, um wieviel der Verlust im vorliegenden Falle A und B durch die getrennte saure Verhüttung des Inlandserzes vermindert wird.

Nr.	Kostenart	Mittelwert für die drei vorhandenen Thomasöfen RM./t Roheisen
1	Ersparnis an Koks: 24 kg Koks/t Roheisen × 18,50 RM/t Koks <sup>1)</sup> . . . . .	0,44
2	Ersparnis durch Senkung des Manganbedarfs: 2,4 kg Manganersparnis/t Roheisen × 0,60 RM/10 kg Mn <sup>2)</sup> . . . . .	0,15
3	Ersparnis durch Senkung des Kalksteinbedarfs: 31 kg Kalkstein/t Roheisen × 4,60 RM/t Kalkstein . . . . .	0,14
4	Verminderung der festen Ofenkosten durch Leistungssteigerung von 7,8 %: feste Ofenkosten im September 3000,00 RM/Tag für 3 Ofen: 1985 t Roheisenerzeugung/Tag . . . . . = 1,51 RM/t RE feste Ofenkosten im Oktober 3000,00 RM/Tag für 3 Ofen: 2140 t Roheisenerzeugung/Tag . . . . . = 1,40 RM/t RE 0,11 RM/t RE	0,11
	Summe 1 bis 4 . . . . .	0,84
5	Mehrausgaben für erhöhten Sodaverbrauch: 3,2 kg Mehrverbrauch an Soda/t Roheisen × 81,50 RM/1000 kg Soda	0,26
6	Ersparnis durch Verhüttung der sauren Erze in einem gesonderten Ofen mit saurer Schlackenführung und durch den basischen Betrieb von 2 Ofen ohne Zusatz saurer Erze . . . . .	0,58

1) Gichtgasgutschrift fällt weg, da die Gichtgaserzeugung aus dieser Koksmenge als Gichtgasfackelverlust unwiederbringlich verlorengeht. 2) Mittel aus Kosten von Siemens-Martin-Schlacke und anderen Manganträgern.

Zahlentafel 8. Ergebnisse der Verhüttung eines sauren Möllers mit 100 % Fe aus deutschem Erz (Versuch C).

a)	Erz-Nr.	Erzsorte	% Fe im Erz	Erz kg/t RE	Anteil der Erzsorten am Erzeinsatz in		Stückigkeit des Möllers	
					Gewichts-%	Fe-%		
	3	Geislinger Erz . . . . .	28,5	2155	42,5	47,5	über 50 mm . .	45,9 %
	1	Wasserafinger Erz . . . . .	27,7	1247	24,6	26,7	10 bis 50 mm .	34,8 %
	11	Doggererz, Gutmadingen .	20,0	1668	32,9	25,8	unter 10 mm . .	19,3 %
		Erzgewicht . . . . .	—	5070	100,0	100,0		
		Kalkstein . . . . .	—	610				100,0 %
		Dolomit . . . . .	—	284				
		Phosphat . . . . .	—	62				
		Möllergewicht . . . . .	—	6026				

b) Gichtstaub, bezogen auf Erzgewicht: 13,2 % oder 670 kg je t Roheisen.  
c) Koksverbrauch je t Roheisen: 1765 kg Naßkoks = 1712 kg Trockenkoks mit 89 % C<sup>1)</sup>.  
d) Heißwindtemperatur 825°; Winddruck in der Ringleitung 55 cm QS.  
e) Gichtgastemperatur: 230 bis 270°.  
f) Schlackenmenge je t Roheisen: 2580 kg Schlacke (ohne metallisches Eisen in der Schlacke!).

g) Schlackenzusammensetzung:	SiO <sub>2</sub> %	CaO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	MgO %	Mn %	Fe als FeO %	S %	TiO <sub>2</sub> %	P = CaO/SiO <sub>2</sub>
Laufschlacke . . . . .	40,26	33,29	13,80	4,20	0,45	2,92	0,67	0,66	0,83
Abstichschlacke . . . . .	40,19	33,03	13,53	4,19	0,58	3,85	0,77	0,67	0,82
Mittel <sup>2)</sup> . . . . .	40,24	33,14	13,75	4,20	0,48	3,14	0,69	0,66	0,83

h) Erzausbringen<sup>3)</sup>: 23,2 %.  
i) Möllerausbringen<sup>3)</sup>: 19,0 %.

k) Roheisenzusammensetzung und Roheisentemperatur	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Roheisentemperatur <sup>4)</sup>
Am Roheisenabstich vor dem Entschwefeln in der Pfanne . . . . .	2,92	1,58	0,18	1,95	0,448	1347°
Am Mischereinguß nach dem Entschwefeln . . . . .	2,94	1,09	0,12	1,93	0,082	1232°

l) Schwefelbilanz: Im Koks und Erz eingebrachter Schwefel . . . . . 24,6 kg/t Roheisen = 100,0 %  
Mit Schlacke abgeführter Schwefel . . . . . 17,8 kg/t Roheisen = 72,4 %  
Vom Roheisen aufgenommener Schwefel . . . . . 4,5 kg/t Roheisen = 18,3 %  
Restglied: Schwefelvergasung usw. . . . . 2,3 kg/t Roheisen = 9,3 %  
Gesamt ausgebrachter Schwefel . . . . . 24,6 kg/t Roheisen = 100,0 %

m) Manganbilanz: Im Erzmöller eingesetztes Mangan . . . . . 13,9 kg/t Roheisen = 100,0 %  
Im Roheisen ausgebrachtes Mangan . . . . . 1,8 kg/t Roheisen = 13,0 %  
Mit Schlacke abgeführtes Mangan . . . . . 12,4 kg/t Roheisen = 89,0 %  
Restglied (nicht nachweisbar!) . . . . . — 0,3 kg/t Roheisen = —2,0 %  
Gesamt ausgebrachtes Mangan . . . . . 13,9 kg/t Roheisen = 100,0 %

n) Verbrauch an Entschwefelungsmitteln: 14,3 kg Kalksplitt + 24,2 kg Soda je t Roheisen.  
o) Roheisenerzeugung je Tag: 309 t.  
p) Koksübersatz je Tag: 546 t, entsprechend 72 Gichten zu 7,6 t Koks.

q) Gichtgaszusammensetzung:	CO <sub>2</sub> %	CO %	H <sub>2</sub> %	CH <sub>4</sub> %	N <sub>2</sub> %	H <sub>u</sub> = 1029 kcal/Nm <sup>3</sup>
	9,4	31,5	2,7	0,05	56,35	

<sup>1)</sup> Koksverbrauch aus gewogener Koks- und Roheisenmenge bei 4,3 Gewichtsprozent metallischem Roheisen in der Schlacke = 1800 kg. Der Roheisenverlust entstand dadurch, daß die Gußschlacke viel Eisen mitführte, das teils wieder gewonnen werden kann. Aus diesem Grunde wurde der Koksverbrauch auf 2,3 % metallisches Eisen in der Schlacke (wie bei Versuch B) korrigiert.  
<sup>2)</sup> Bei 80 % Lauf- und 20 % Abstichschlacke. <sup>3)</sup> Gichtstaub ist vom Erz- bzw. Möllergewicht abgesetzt. <sup>4)</sup> Thermoelektrische Messung.

11 % gesteigert worden, während die Roheisenerzeugung um etwa 6,5 % gesunken ist.

Die gesamte Roheisenerzeugung im Durchschnitt der drei Thomasöfen war im September 1937 1982 t/Tag, im Oktober dagegen bei der getrennten Verhüttung des sauren Erzes 2146 t/Tag; somit ergibt sich durch die Verhüttung der sauren Erze in einem Sonderofen eine Leistungssteigerung von 156 t/Tag oder 8 %.

Der Manganverbrauch ging durch die Einführung der sauren Schmelzung im Oktober um 2,4 kg Mangan je t erzeugten Roheisens zurück. Während im September für die drei basisch betriebenen Thomasöfen 18 kg Manganeinsatz je t Roheisen mit einem mittleren Mangangehalt von 0,85 % benötigt wurden, ist der Manganverbrauch im Monat Oktober für den sauren und die zwei basisch betriebenen Thomasöfen im Durchschnitt nur 15,6 kg je t Roheisen.

Durch die Herausnahme der sauren Erze aus den basisch betriebenen Öfen 10 und 11 fiel der Kalksteinbedarf von 202 kg je t Roheisen auf 105 kg je t Roheisen, d. h. auf etwa die Hälfte. Die Ersparnis an Kalkstein durch die Einführung der sauren Verhüttung ist im Oktober 31 kg je t Roheisen, bezogen auf die durchschnittliche gesamte Monatsproduktion.

Es ist ohne weiteres klar, daß beim sauren Schmelzbetrieb eine Steigerung des Sodaverbrauches zur Entschwefelung des Roheisens eintreten mußte. Während im September der Sodaverbrauch 7,6 kg je t basisch erzeugten Roheisens war, wurden im Oktober durch den erhöhten Verbrauch von 18,9 kg je t sauren Eisens im Durchschnitt 10,8 kg Soda je t Roheisen benötigt.

In der Gaszusammensetzung bestehen keine wesentlichen Unterschiede zwischen dem basischen und sauren Ofenbetrieb.



Zahlentafel 9. Vergleich der Ofenleistung des Ofens 7 bei basischem und saurem Betrieb.

1	Versuch . . . . .	a <sup>1)</sup>	A	B	C
2	Betriebsweise . . . . .	Basisch, p = 1,25 ohne Zusatz deutsche Erze (frühere Arbeitsweise)	Basisch, p = 1,25 mit 11,5 Eisen- prozenten an deutschem Erz	Sauer, p = 0,8 mit 48,1 Eisen- prozenten an deutschem Erz	Sauer, p = 0,83 mit 100 Eisen- prozenten an deutschem Erz
3	Kalksteinsatz je t Roheisen <sup>2)</sup> . . . . . kg	105	221	398	718
4	Möllerkohensäure je t Roheisen . . . . . kg (Möllerkohensäure je 100 kg Schlacke) . . .	80 (16,0)	158,5 (24,4)	357 (27,4)	685 (26,0)
5	Schlackenmenge je t Roheisen (ohne metalli- sches Eisen) . . . . . kg	500	690	1300	2630
6	Möllerausbringen . . . . . %	49,5	42,8	30,0	19,0
7	Koksverbrauch je t RE (naß, mit 3% H <sub>2</sub> O) kg	890	973	1165	1765
8	Windtemperatur . . . . . °C	650	650	750—800	825
9	Gichttemperatur . . . . . °C	300	275	150—200	230—270
10	Gichten je Tag bei 7,6 t Koks je Gicht, bei 55 cm QS Winddruck in der Ringleitung	75	65	73	72
11	Koksdurchsatz je Tag . . . . . t (in % bezogen auf Fall a)	570 (100 %)	494 (87 %)	555 (97 %)	546 (96 %)
12	Roheisenerzeugung je Tag . . . . . t (in % bezogen auf Fall a)	640 (100 %)	507 (79 %)	475 (74 %)	309 (48,3 %)

<sup>1)</sup> Entsprechend der früheren Arbeitsweise ohne Zusatz deutschen Erzes oder der Betriebsweise der Ofen 10 und 11 im Falle C. <sup>2)</sup> Einschließlich des Kalksteins aus Phosphat und Dolomit bei Versuch C.

In *Zahlentafel 7* ist die Verbilligung der Roheisenherstellung durch die Umstellung des Betriebes auf eine getrennte saure Verschmelzung der sauren Inlanderze ermittelt. An und für sich sind die Verhüttungskosten für diese eisenarmen deutschen Erze höher als die Kosten für Verhüttung hochhaltiger Erze. Dies gilt sowohl für basische als auch für saure Schlackenführung. Obwohl im zweiten Falle eine Senkung der Verhüttungskosten möglich ist, bleibt eine Verteuerung der Roheisenerzeugung aus deutschen Erzen zu Recht bestehen. Der Rechnung sind die durchschnittlichen Ergebnisse der Monate September (Versuch A) und Oktober (Versuch B), auf 1 t erzeugtes Gesamtroheisen berechnet, zugrunde gelegt. Die Erhöhung der Möllerkosten bei Ersatz billiger Auslanderze durch eisenarme Inlanderze ist dabei nicht berücksichtigt.

#### V. Ergebnisse mit einem sauren Möller von 100 % Fe aus deutschen Erzen (Versuch C).

Im November 1937 wurde der gleiche Ofen Nr. 7 mit 100 % Fe aus deutschen Erzen (Versuch C) und saurer Schlackenführung betrieben. Festzustellen waren die Betriebskennzahlen und Grundlagen für die saure Verhüttung der gesamten inländischen Erzförderung der Gutehoffnungshütte für das Jahr 1938. Die geförderten Mengen an eisenarmen, sauren deutschen Erzen sind dann etwa 730 000 t je Jahr. Der mittlere Eisengehalt dieser Erze liegt bei etwa 27 %; der Anteil an Kieselsäure ist etwa 24 % und der Kalkanteil etwa 7,5 %.

In *Zahlentafel 8* sind alle Betriebsergebnisse des Versuches C mit 100 % deutschem Erz zusammengefaßt. Die Versuchsdauer war 15 Tage. Die ersten 5 Betriebstage wurden benötigt, um den Ofen im Kokssatz usw. ins Gleichgewicht zu bringen. Daher sind der Auswertung nur die Ergebnisse der letzten 10 Betriebstage zugrunde gelegt.

Die Möllierzusammensetzung war 47,5 % Fe aus Geislinger Erz, 26,7 % Fe aus Wasseralfinger Erz und 25,8 % Fe aus nahezu selbstgehendem Gutmadinger Doggererz (vgl. *Zahlentafel 1*). Sämtliche Erze wurden ohne irgendeine Vorbereitung verhüttet. Das Erzausbringen ist 23,2 %, das Möllerausbringen nur 19 %.

Um einen Basengrad der Schlacke von p = 0,83 zu erzielen, mußten dem Möller noch 640 kg Kalksteine je t Roheisen zugeschlagen werden; unter Berücksichtigung des im

Dolomit und Phosphat enthaltenen Kalkes erhöht sich der Kalksteinsatz auf etwa 718 kg je t Roheisen. Dieser Kalksteinbedarf ist selbst bei Führung basischer Schlacken mit einem Basengrad p = 1,25 außergewöhnlich hoch. In vorliegendem Falle handelt es sich somit um die Verhüttung eines sehr sauren Möllers mit einer Schlackenmenge von 2580 kg je t Roheisen.

Bei einer Heißwindtemperatur von 825° im Durchschnitt ist der mittlere Koksverbrauch 1765 kg je t Roheisen, entsprechend 1712 kg Trockenkoks mit 89 % Kohlenstoff. Die Höhe des Koksverbrauches erklärt sich durch die Verschmelzung großer Schlackenmengen, durch den hohen Kalksteinsatz und durch die ausschließliche Verhüttung von Roherz mit einem großen Anteil an Kohlenstoff (vgl. *Zahlentafel 1 und 9*).

In den ersten Tagen nach dem Umsetzen war eindeutig festzustellen, daß die Schlacke im Gegensatz zu Versuch B zähflüssiger lief, obgleich ihr Basengrad p = 0,83 etwa der gleiche war wie bei Versuch B. Besonders bei der Abstichschlacke erfolgte die Trennung von Schlacke und Roheisen sehr schlecht. Mit der Abstichschlacke lief sehr viel Eisen in die Schlackenpfannen, mehrmals etwa 5 bis 8 t Roheisen je Schlackenpfanne mit 18 t Inhalt. Der Metallverlust durch die Abstichschlacke bewegte sich in den ersten Tagen zwischen 10 und 15 % der Roheisenerzeugung. Der Ofen war zu kalt geführt. Nach Abzug von Erz wurde die Schlacke wärmer und lief besser, allein immer noch nicht hinreichend dünnflüssig. Im Laufe des Versuchs wurde als weitere Ursache für die höhere Zähflüssigkeit der Schlacke ein zu geringer Magnesiumgehalt (etwa 2,3 %) ermittelt. Durch Zusatz von Dolomit an Stelle von Kalkstein wurde der Magnesiumgehalt von 2,5 auf 4,5 % gesteigert und der Flüssigkeitsgrad der Schlacke merklich verbessert. Der Einfluß der Magnesia auf eine leichtflüssige Beschaffenheit der Schlacke darf bei der sauren Verhüttung keinesfalls unterschätzt werden. Die normalen basischen Schlacken bei der Thomas- und Sonderroheisenerzeugung enthalten wenigstens etwa 4,0 % MgO. Aus der Schwefelbilanz ergibt sich eine Schwefelabfuhr durch die Schlacke von 72,4 % des eingebrachten Schwefels aus Koks und Erz; etwa 18 % des Schwefels gehen in das Roheisen. Der Eisengehalt der Schlacke in Form von Eisenoxydul ist sehr hoch, etwa 3,14 % Fe = 4,03 % FeO.

Aus Zeile k ist die Zusammensetzung des Roheisens ersichtlich. Der mittlere Siliziumgehalt von 1,58 % vor und

1,09 % nach dem Entschwefeln ist unerwünscht hoch. Das Roheisen wurde mit Mischung IX entschwefelt (vgl. *Zahlentafel 3*). Bei einem Verbrauch von 14,3 kg Kalksplitt und 24,2 kg Soda je t Roheisen fiel der Schwefelgehalt im Durchschnitt von 0,448 % am Abstich auf 0,082 % am Mischer-einguß. Das Roheisen wurde mit normalem basischem Thomasroheisen im Verhältnis 1:7 im Mischer gemischt und anschließend auf Thomasstahl verblasen. Die mittlere Roheisentemperatur war 1347° am Abstich und 1232° am Mischer-einguß nach der Entschwefelung. Das Roheisen war kälter und dickflüssiger als bei Versuch B. Die Kosten für die Vorentschwefelung in der Roheisenpfanne belaufen sich auf etwa 2,05 *RM*/t Roheisen.

Die Erzeugung des Ofens mit 100 % deutschem Erz ging bei dem hohen Koksverbrauch auf 309 t Roheisen je 24 h

zurück. Täglich wurden 72 Gichten je 7,6 t Koks = 546 t Koks durchgesetzt. Die in der Ringleitung des Ofens gemessene Windpressung war 55 cm QS, d. h. die gleiche wie bei den vorausgegangenen Versuchen A und B. Ähnlich wie im Falle B mit 48,1 % Fe aus deutschem Erz ist eine Steigerung der durchgesetzten Koks menge um 10 % gegen Versuch A festzustellen, wobei 11,5 % Fe aus deutschen Erzen mit basischer Schlackenführung verhüttet wurden (vgl. *Zahlentafel 9*).

Der Ofen ging immer ohne Kaltwindzusatz mit Heißwind von 825°. Dabei zeigte sich niemals ein schwerer Gang oder gar eine Neigung zum Hängen. Wie bei Versuch B konnte auch hier ein störender Einfluß der Alkalien bei einem Einbringen von 35 kg je t Roheisen nicht festgestellt werden. [Schluß folgt.]

## Stahlbauweise bei Werkzeugmaschinen. Grundsätzliche Betrachtungen zu ihrer Einführung.

Von Dr.-Ing. Carl Krug in Frankfurt a. M.

Die Knappheit an Rohstoffen und ausländischen Zahlungsmitteln zwingt uns, erneut die Frage durchzu-denken, ob der kostbare Werkstoff in unseren Maschinen richtig verwendet wird, d. h. ob mit dem geringsten Werkstoffaufwand der vorgelegte technische Zweck erfüllt wird. Wir gedachten es gut zu machen und wollten unsere Werkzeugmaschinen möglichst fest, möglichst steif und starr machen, indem wir große Gußgewichte in ihnen anhäuften, und haben das Gegenteil unserer guten Absicht erreicht: Wir haben unsere Maschinen dynamisch schwank gemacht. Da die Masse in der Schwingungsgleichung im Nenner vorkommt, haben wir die Schwingungszahlen, die Grundschwingungszahl wie ihre harmonischen Oberschwingungen heruntergesetzt und sind damit in das Stör- und Gefahrengebiet der Resonanz gekommen, wo jedes richtige Arbeiten der Maschine unmöglich wird.

Wie kam das? Wir sind uns über die physikalischen Grundbegriffe nicht klar gewesen und haben alles durcheinander geworfen, „Festigkeit, Starrheit, Steifigkeit, Arbeitsvermögen, schwingende Durchbiegung, Vibration, Dämpfungsfähigkeit“<sup>1)</sup>. Dann haben wir noch einen Fehler gemacht: In der wissenschaftlichen und praktischen Forschung ist die Maschine zu sehr von statischen Gesichtspunkten aus betrachtet worden. Unsere Rechnungen beschränkten sich fast ausschließlich auf den Fall statisch wirkender Last. Bei der Untersuchung der Formänderung, bei der Durchbiegung und Verdrehung endeten wir bei der Feststellung der elastischen Linie und begnügten uns bei der laufenden Maschine mit der Errechnung der kritischen Umlaufzahl einer gebogenen oder verdrehten Welle. Bei der Erforschung des Spanvorganges wurde unser Blick ganz gefangen genommen von den Vorgängen bei der Spanbildung, den Vorgängen an der Werkzeugschneide, ohne daß dabei berücksichtigt wurde, wie sich die Maschine im Ganzen und in ihren Gliedern unter dem rhythmischen Kräftespiel, das die Maschine durchflutet, verhält. Wir haben uns nicht gefragt, was sind die Störquellen, die das richtige Arbeiten der Maschine beeinträchtigen wollen, kurz: Wie verhalten sich die Maschine und ihre Einzelglieder unter dynamischer Beanspruchung? Wir stehen erstaunt vor der Tatsache, daß, wenn wir hochempfindliche Meßgeräte einsetzen, uns unsere Maschinen eher das Bild eines ruhelosen Gummihaufwerkes vermitteln,

als eines formgetreuen, starren Körpers, den wir in unserer Anschauung in uns tragen.

Dem Werkzeugmaschinenbauer sind Begriffe wie Koppe-lung, Störschwingung, harmonische Oberschwingungen, Knotenpunkte, Amplitude, Frequenz, Resonanz, Interferenz, Dämpfung, dynamische Kennlinie, freie und erzwungene Schwingungen bloße Schulbegriffe, mit denen er nichts anzufangen weiß. Was wissen wir heute von kritischen Störgebieten in unseren Maschinen, wann treten sie auf, wie bekämpfen wir sie? Welche Vorstellungen machen wir uns heute von Störquellen in unseren Maschinen, wie strahlen die Störenergien von diesen Quellen ab, welche Fernwirkungen rufen sie hervor? Unter welchen Bedingungen entstehen und verschwinden diese Störquellen? Wo und unter welchen Bedingungen wird unsere Maschine krank, d. h. kann sie ihre richtige Arbeit nicht mehr ausführen? Wie ist die Krankheit zu erkennen und damit der Weg zur Heilung zu finden?

Um uns die Verhältnisse zu veranschaulichen, wollen wir zunächst ein vom Winde bewegtes Kornfeld betrachten, das von rhythmischen Schwingungen durchlaufen wird. Die Schwingungszahlen sind niedrig, die Ausschläge oder Amplituden der Einzelglieder, der Halme, sind groß. Die Formänderungen und die Lageänderung der Halme ist groß. Die Ähren sind schwer, ihre Masse ist also groß; der Halm kann also unversehrt seine alte Lage wieder einnehmen. Dieses Vermögen heißen wir Elastizität. Obwohl wir solche schwanke Gebilde vor uns haben, bleiben die Halme auch im Sturme bei sehr erhöhter Beanspruchung unversehrt. Wir müssen ihnen also eine hohe Festigkeit zusprechen. Da die Halme auf Zug oder Biegung beansprucht werden, so müssen wir also eine verhältnismäßig hohe Zug- oder Biegefestigkeit des Werkstoffes annehmen. Diese Festigkeit messen wir, wie üblich, durch das Verhältnis von äußerer Kraft und kraftübertragendem Querschnitt und schreiben:

$$K_z = \frac{P}{F} \left[ \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} \right], \quad (1)$$

physikalisch sprechen wir von der Flächendichte einer Kraft. In Gedanken lassen wir jetzt die Länge der Halme abnehmen, bei gleichbleibendem Grunddurchmesser der Halme erscheinen sie jetzt gedrungener. Wir bezeichnen das Verhältnis von freier Länge und Querschnitt mit Ge-

<sup>1)</sup> S. Ledermann: *Werkstattstechnik* 24 (1930) S. 216/17.

drungenheitsgrad und können dieses Verhältnis  $\frac{L}{L} = \frac{1}{L}$  also durch den Umkehrwert einer Strecke messen. Wir werden nun sagen, daß ein Halm um so kräftiger, stärker, widerstandsfähiger ist, je größeren Kräften er standhalten kann, und das um so besser, je gedrungener er ist, d. h. diese Widerstandsfähigkeit  $W$  wird gemessen durch

$$W = P \cdot \frac{1}{L} = \frac{P}{L} \left[ \frac{\text{kg}}{\text{cm}} \right]. \quad (2)$$

Das ist physikalisch die Liniendichte einer Kraft.

Nun wollen wir in unserem Gedankenbild annehmen, daß neben dem Kornfeld eine am Boden festklebende Honigwabe liege. Was geschieht mit ihr? Wir sehen keine Schwingungen, wir sehen keine Amplituden oder überhaupt irgendwelche Formänderungen. Dieses Gebilde müßte also recht stark sein und eine große Festigkeit haben. Nein! Denn es ist ja aus einem der schwächsten Werkstoffe, d. h. aus einem Werkstoff niedrigster Festigkeit, aus Wachs, gebaut. Und trotzdem keine Formänderung! Woher kommt das? Wie unterscheidet sich eigentlich grundsätzlich die Honigwabe vom Kornfeld? Zum ersten hat das Einzelement, die Wabenzelle, ein sehr niederes Verhältnis von Freilänge zum Querschnitt, der Wert  $\frac{1}{L}$  ist groß, d. h. der Gedrungenheitsgrad ist groß. Zum zweiten fällt als Unterschied auf, daß die Einzelemente nicht unabhängig voneinander sind, daß nicht jedes frei für sich ist, wie bei den Halmen im Kornfeld, sondern daß die Elemente, die Wabenzellen nachbarlich fest miteinander verbunden sind. Und zum dritten ist die Masse der Zellen recht gering. Die Bienen gehen mit ihrem Werkstoff, dem kostbaren Wachs, äußerst sparsam und haushälterisch um, gerade als ob sie sich dem himmlischen Roh- und Werkstoffamt für die zur Beschaffung ihres Werkstoffes nötigen Himmelsdevisen verantwortlich hielten! Gegenüber den Bienen müssen sich die Menschen im allgemeinen und die Werkzeugmaschinenbauer im besonderen etwas beschämt fühlen. Doch zurück zu unseren Festigkeitsbetrachtungen. Wir müssen gestehen, daß bei der doch ziemlich hohen äußeren Kraftwirkung das Gebilde der Honigwabe äußerst widerstandsfähig ist, daß es keine erkennbare Formänderung zeigt, daß es praktisch also starr ist. Und damit kommen wir zu einem weiteren Grundbegriff, der Starrheit<sup>2)</sup>. Wenn wir rein begrifflich denken, so genügt die im Vordersatze ausgesprochene Feststellung hoher Kraft und kleiner Formänderung schon zu einer reinlichen Begriffsbestimmung, daß die Starrheit  $St$  nichts anderes ist als das Verhältnis von äußerer Kraft zur bewirkten Formänderung, also

$$St = \frac{P}{L} \left[ \frac{\text{kg}}{\text{cm}} \right]. \quad (3)$$

Das ist aber nichts anderes als die obige Gleichung (2). Es ist also

$$W = St. \quad (4)$$

Die Starrheit ist also vor allem abhängig von einem Abmessungs- und Raumverhältnis und darf mit der Werkstofffestigkeit nicht verwechselt werden. Sie ist die Liniendichte einer Kraft, diese die Flächendichte einer Kraft.

Bei der Betrachtung dieses Naturmodells, der Wabe, gewinnen wir unmittelbar aus der Anschauung heraus noch eine wichtige Erkenntnis. Hohe Starrheit ist gepaart mit niedrigstem Werkstoffaufwand<sup>3)</sup>.

<sup>2)</sup> C. Krug: Masch.-Bau 6 (1927) S. 169/74; Z. VDI 77 (1931) S. 301.

<sup>3)</sup> C. Krug: Masch.-Bau 10 (1931) S. 505/06.

Wir kehren jetzt wieder zurück zum Kornfelde und betrachten ein Einzelement, einen Halm. Im Gedankenmodell können wir den Halm ersetzen durch eine mit Elastizität behaftete Masse oder durch eine Punktmasse, die mit der Erde, einer unendlich großen Masse, durch eine Feder verbunden ist. Wir können nun unmittelbar aus der Anschauung anschreiben, daß der Halm, d. h. das Massen-Feder-System, um so langsamer schwingen (vibrieren) wird, je schwächer der Halm, je kleiner der Gedrungenheitsgrad der Feder, d. h. je steifer, starrer sie ist und je schwerer die Aehre, d. h. je größer ihre Masse ist. Die Schwingungszahl (Vibration) ist nur eine Funktion des Verhältnisses  $\frac{W}{\text{Masse } m}$ , d. h.

$$n = F \left( \frac{St}{m} \right). \quad (5)$$

Die Art der Funktion kümmert uns hier nicht. Es genügt für uns zu wissen, daß die Schwingungszahl des Systems um so höher liegt, je größer seine Starrheit und je kleiner seine Masse.

Betrachten wir wieder die Honigwabe, so will es uns unmöglich erscheinen, sie zu Schwingungen mit erkennbarer Amplitude anzuregen. Daß sie wie jeder Stoff imstande sein soll, Schallschwingungen weiterzuleiten, will noch möglich erscheinen, aber mechanische Schwingungen als räumliches Gebilde auszuführen, ist nicht gut vorstellbar. Schon unter der Wirkung verhältnismäßig schwacher Kräfte treten Verschiebungen der kleinsten Stoffteilchen ein, die ein Zurückfedern in die Ausgangslage unmöglich machen. Diese äußeren Kräfte werden im Wabenwerkstoff rasch verschluckt oder abgedämpft im Gegensatz zu dem Werkstoff der Halme, bei dem ein Rückfedern ganz glaubhaft erscheint. Man spricht von der Eigendämpfung, Dämpfungsfähigkeit oder kurz Dämpfung des Werkstoffes. Was ist der Einfluß der Dämpfung auf den Schwingungszustand eines schwingenden Systems? Die Anschauung lehrt uns unmittelbar, daß sie die Größen des Ausschlages oder der Amplitude, die Zahl der Schwingungen in der Zeiteinheit oder die Frequenzen und die Größe der zufließenden Energie heruntersetzt.

Mehr können wir zunächst aus dem Vergleiche nicht gewinnen. Besonders dürfen wir nicht die Folgerung ziehen, unsere Maschinen aus einem Stoff höchster Eigendämpfung, wie Wachs es ist, bauen zu wollen.

Wir wollen nun noch versuchen, über den Begriff Arbeitsvermögen Klarheit zu gewinnen. Arbeitsvermögen ist eine Energie und wird in Meterkilogramm gemessen. Sie setzt sich zusammen aus einer Kraft in Kilogrammen und einer Wegstrecke in Richtung der Kraft in Metern, also

$$E = P \cdot L \quad [\text{mkg}]. \quad (6)$$

Betrachten wir den Fall  $E = 1$ , wobei also die Einheit der Energie durch das System gehen soll, so wird

$$P \cdot L = 1. \quad (7)$$

Das ist eine gleichseitige Hyperbel, wie Abb. 1 zeigt. Im Falle I bei starrer Bauweise wachsen die Kräfte im System mit abnehmender Formänderung sehr rasch an, d. h. die Werkstofffestigkeit und die Werkstoffdämpfung werden gut ausgenützt, im Falle II, bei schwanker Bauweise, fallen

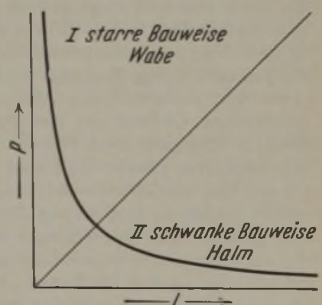


Abbildung 1.  
Änderung der Kräfte bei starrer und schwanker Bauweise.

mit zunehmender Formänderung die übertragenen Kräfte. Weder die Werkstofffestigkeit noch seine Dämpfungsfähigkeit werden ausgenutzt. Den Begriff Arbeitsvermögen fassen wir mehr statisch auf, d. h. wir nehmen an, eine Kraft wirke eine Zeitlang über eine Wegstrecke, dann herrsche wieder Ruhe. Wird das betrachtete System unter der Wirkung einer pulsierenden Kraft, d. h. durch Schwingungen, also dynamisch, beansprucht, so sprechen wir von Schwingungsenergie. Wir schreiben eine Masse an, die ihre Mittellage mit der Geschwindigkeit  $v$  in m/s durchläuft; die Schwingungsenergie ist dann:

$$E = \frac{1}{2} mv^2 \text{ [mkg]}. \quad (8)$$

Wenn wir uns ganz überschläglic ein Bild von der Größenordnung der unsere Maschinen durchflutenden Schwingungsenergie machen wollen, so nehmen wir an, ein Drehbankbett von 1000 kg Gewicht, also eine Masse  $m = \frac{1000}{10}$  habe eine Eigenfrequenz von 100 Hertz und eine Amplitude von  $\frac{1}{100}$  mm =  $\frac{1}{100 \cdot 1000}$  m, also eine Schwinggeschwindigkeit von  $\frac{2 \cdot \pi}{100 \cdot 1000} \cdot 100$  m/s =  $\frac{2}{1000}$  m/s. Damit wird

$$E = \frac{1}{2} \cdot \frac{2}{1000} \text{ mkg}, \quad (9)$$

$$\frac{20}{1000 \cdot 10} = \frac{2}{1000} \text{ mkg},$$

also ein sehr geringer Wert. Von diesem an und für sich schon sehr kleinen Wert wird ein mehr oder minder großer Teilbetrag durch Dämpfung vernichtet. Was heißt das? Die Dämpfungsleistung in der Maschine während der Resonanz spielt überhaupt keine Rolle. Wir jagen

also mit der Frage: Dämpft Stahl oder Gußeisen besser? einem Truggebild nach, das in Wirklichkeit gar keine Bedeutung hat. Ob beide Stoffe gleich gut oder gleich schlecht, ob der eine doppelt so gut oder nur halb so gut als der andere Stoff dämpft, spielt eine geringe Rolle, denn die Eigendämpfung der Werkstoffe ist für den Schwingungsvorgang in der Maschine nicht von Bedeutung.

Es ist unzulässig, eine Schlußfolgerung aus einer Erscheinung, die an einem Prüfstab gewonnen wurde, auf das vielgliedrige Gebilde einer Maschine zu übertragen. Das ist aber in unserem Arbeitsgebiet geschehen und hat schwere Verwirrung hervorgerufen. Unsere Werkstoffforscher (A. Thum, L. und O. Föppel u. a.) haben auf Grund ihrer Versuche an einfachen Prüfstäben festgestellt, daß gußeiserne Stäbe höhere Dämpfungsfähigkeit haben als die aus Stahl. Diese Feststellung gilt nur für das enge Gebiet des Prüflings und seine Beanspruchung nach Art und Größe. Hieraus nun den allgemeinen Schluß zu ziehen: gußeiserne Maschinen dämpfen besser ab als solche aus Stahl, also eignet sich vorzugsweise der Werkstoff Gußeisen für die Maschinen, ist ganz unzulässig. Bei der Untersuchung ganzer Maschinen hat die Wissenschaft jetzt feststellen müssen, daß bei dynamischer Beanspruchung, d. h. schwingungstechnisch die Stahlmaschinen überlegen sein können, also so ziemlich das Gegenteil von dem, was bisher die Wissenschaft gelehrt und die Praxis ausgeführt hat.

Zusammenfassend lehrt das Gleichnis vom Kornfeld und der Honigwabe: Bisher haben wir nach dem Fall der schwanken, elastischen Bauweise der Natur, dem Falle großer Formänderung, großer Massen, großen Werkstoffaufwandes, nach dem Beispiel des Kornfeldes gearbeitet, in Zukunft müssen wir nach dem Naturbeispiel der kleinen Formänderung, kleiner Massen, geringen Werkstoffaufwandes, nach dem Baugesetz der starren Honigwabe unsere Maschinen bauen.

## Umschau.

### Anzeigen- und Reglerdämpfung durch keramische Thermolement-Schutzrohre bei Wärmöfen.

Bei der selbsttätigen Regelung von Industrieöfen ist man meist gezwungen, den Temperatgeber (Thermolement) mit einem Schutzrohr zu versehen, um die zersetzende Wirkung der Ofengase von ihm fernzuhalten. Die Verwendung keramischer Schutzrohre kann aber zu recht unangenehmer Dämpfung und Phasenverschiebung der beim Regeln im Ofen auftretenden Temperaturschwankungen führen, da besonders in dem praktischen Temperaturbereich von 600 bis 1400° auf den Einbau eines Schutzrohres nicht verzichtet werden kann. Gerade dort, wo die Temperatur schnell und einwandfrei ermittelt werden soll, bei der Steuerung des Energiebedarfs und der Energiezufuhr entsprechend dem festgelegten Verlauf der Arbeitstemperatur, ist die durch keramische Schutzrohre hervorgerufene Minderung der Ansprechempfindlichkeit und Dämpfung der Temperatur sowie die damit verbundene Verzögerung in der Anzeige der Ofentemperatur ein Nachteil, der um so schwerer wiegt, je hochwertiger Brennstoff und Wärmgut sind. Bei der Wärmebehandlung des Stahles im engeren Sinne, dem Glühen, Vergüten (Härten und Anlassen) und Normalisieren spielt die Temperaturregelung eine besondere Rolle; auch beim Normalisieren von Tiefziehblechen, Weichglühen von gewöhnlichen Handelsblechen, Glühen und Patentieren von Stahldraht und Stahlband in Topfglüh- und Durchlauföfen, bei temperaturgeregelten Schmiedeöfen, Block-, Roll- und Stoßöfen, Tunnel- und Kammeröfen usw. ist die Güte der Erzeugnisse eng mit der vorschriftsmäßigen Ausführung der Wärmebehandlung verknüpft. Ein geringes und kurzfristiges Ueberhitzen oder Unterschreiten der zugelassenen Temperaturgrenze führt bei den heutigen Anforderungen an den Werkstoff zu Ausschub. Die ideale Regelung ohne Abweichungen von der Soll-Temperatur verlangt geringste thermische Trägheit von Ofen- und Temperatgeber und hängt stark von der Wärmekapazität und Wärmeleitfähigkeit des Ofens, vor allem aber des Gebers ab. Eine fehlerlose Temperaturmessung

und die Wahl der richtigen Einbaustelle für das Thermolement<sup>1)</sup> sind dabei eine wesentliche Vorbedingung.

Der Zusammenhang des im Innern des Schutzrohres auftretenden Regelunterschiedes mit demjenigen im Ofen ist im wesentlichen bedingt durch die Stoffwerte (Temperaturleitzahl) und Abmessungen des Schutzrohres, wie E. Ernst<sup>2)</sup> nachgewiesen hat. Aus den Ergebnissen der Versuche lassen sich bemerkenswerte Folgerungen für das Schutzrohr selbst, für den Schaltungsvorgang und für die selbsttätige Temperaturregelung ziehen. Aus dem Schutzrohr-Außendurchmesser, der eingestellten Periodendauer des Temperaturreglers, der Wärmeleitzahl  $\lambda$ , der Temperaturleitzahl  $a = \frac{\lambda}{c_p \gamma}$  und der Wärmeübergangszahl  $\alpha$  läßt sich der

Einfluß der Dämpfung rechnerisch ermitteln. Die Kenntnis der für den Dämpfungsvorgang eine bedeutende Rolle spielenden Temperaturleitzahl ist besonders wichtig. Ueber ihre Höhe liegen bisher für die üblichen keramischen Schutzrohre noch keine Angaben vor. Während es sich bei der Wärmeleitzahl  $\lambda$  um das Fortströmen von Wärme handelt, betrifft die Temperaturleitfähigkeit  $a$  die Aufspeicherung von Wärme in dem von Wärme durchströmten Stoff. W. Steeger<sup>3)</sup> gibt die Grenzzahlen für die Wärmeleitzahl  $\lambda$  in *Zahlentafel 1* an.

Mit der Wärmeleitzahl 3,5 dürfte nach dem heutigen Stand der Technik zunächst ein Bestwert für keramische Massen erreicht sein. Beim Mischungsverhältnis 80 Siliziumkarbid : 20 Ton hat die (poröse) Masse die größte überhaupt erreichte Wärmeleitzahl von 1,02. Auffallend günstig liegen die Wärmeleitzahlen für die Massen aus Spinell und Ton bis zum Mischungsverhältnis 40 : 60.

<sup>1)</sup> Vgl. H. Euler und K. Guthmann: Arch. Eisenhüttenw. 9 (1935/36) S. 73/90 (Wärmestelle 218).

<sup>2)</sup> Dr.-Ing.-Dissertation. Techn. Hochschule Berlin 1935 (Halle: Akadem. Verlag). Berichte der Deutschen Keramischen Gesellschaft 16 (1935) S. 473/81.

<sup>3)</sup> Ber. dtsh. keram. Ges. 16 (1935) S. 596/606.

Zahlentafel 1. Grenzzahlen für die Wärmeleitzahl  $\lambda$  von feinkeramischen Massen (kcal/m h °C).

Keramische Masse	Porös	Dicht
Ueberwiegend tonhaltige Massen . . .	0,4 bis 1,2	1,3 bis 1,4
Magnesiumsilikatmassen . . . . .	0,7 bis 1,6	1,7 bis 2,2
Korundmassen . . . . .	—	1,3 bis 1,4
Siliziumkarbidmassen (SiC) . . . . .	—	2,3 bis 2,6
Titanoxydmassen (TiO <sub>2</sub> ) . . . . .	—	3,5

Zahlentafel 2. Temperaturleitzahl  $a$  verschiedener keramischer Schutzrohre.

Schutzrohrmasse	Spezifisches Gewicht kg/m <sup>3</sup>	Temperaturleitzahl $\times 10^3$ (m <sup>2</sup> /h)		
		600°	700°	830°
Porzellan I . . . . .	2461	2,52	2,73	2,59
Porzellan II . . . . .	2461	2,40	2,81	2,58
K-Masse . . . . .	2840	3,14	2,66	2,55
Pythagorasmasse . . . . .	2827	2,68	2,55	—
P.B.-Sillimanit . . . . .	2870	3,10	3,18	3,04
Sinterkorund . . . . .	3780	5,24	4,83	4,34

Es folgen dann die Massen mit Korund, Magnesia und Mullit, am kleinsten in dieser Reihe sind die Zahlen für Schamottemassen.

Das Ergebnis der Untersuchung von E. Ernst über die Temperaturleitzahlen ist in **Zahlentafel 2** zusammengestellt.

Sind die  $a$ -Werte bekannt, so läßt sich die Wärmeleitzahl  $\lambda$  aus der Beziehung  $\lambda = \gamma \cdot c_p \cdot a$  errechnen; die wahre spezifische Wärme  $c_p$  ergibt sich aus den für die untersuchten Massen bekannten mittleren spezifischen Wärmen  $c_{pm}$ . Die wahren spezifischen Wärmen von Hartporzellan, Sinterkorund und P.B.-Sillimanit liegen in der Größenordnung 0,28 bis 0,31 kcal/kg °C, von K-Masse zwischen 2,9 und 2,4, für Pythagorasmasse zwischen 3,0 und 3,5 kcal/kg °C im Temperaturbereich 600 bis 850°. Für die Wärmeleitzahl ergibt sich **Zahlentafel 3** nach E. Ernst:

Zahlentafel 3. Wärmeleitzahl  $\lambda$  verschiedener keramischer Schutzrohre.

Schutzrohrmasse	Wärmeleitzahlen in kcal/m h °C		
	600°	700°	830°
Hartporzellan . . . . .	1,65	1,94	1,91
K-Masse . . . . .	2,50	2,05	1,72
Pythagorasmasse . . . . .	2,20	2,26	—
P.B.-Sillimanit . . . . .	2,41	2,51	2,39
Sinterkorund . . . . .	5,63	5,24	4,81

Auch die Wärmeübergangszahl  $\alpha$  wurde berechnet; sie ist vom Strahlungsvermögen der Schutzrohroberfläche abhängig und vor allem durch deren Strahlungszahl  $C$  bedingt.

Das Strahlungsvermögen keramischer Stoffe bei höheren Temperaturen ist noch wenig erforscht; neben dem Werkstoff selbst spielt die Oberflächenbeschaffenheit eine entscheidende Rolle. Mit zunehmender Rauheit wird die Strahlung im allgemeinen besser.

**Zahlentafel 4** zeigt die außerordentlich starken Abweichungen im Strahlungsvermögen verschiedener Schutzrohrmassen.

Zahlentafel 4. Wärmeübergangszahl  $\alpha$  und relatives Strahlungsvermögen verschiedener keramischer Schutzrohre.

Schutzrohrmasse	$\alpha_{Str}$ bei 800° C	Relatives Strahlungsvermögen Porzellan = 1
	kcal/m <sup>2</sup> h °C	
P.B.-Sillimanit . . . . .	532,0	1,14
Porzellan . . . . .	465,5	1,00
K-Masse . . . . .	432,5	0,93
Pythagorasmasse . . . . .	399,0	0,86
Sinterkorund . . . . .	178,2	0,38

Von gewissem Einfluß auf das Strahlungsvermögen scheint dabei der Gehalt an Mullit zu sein; denn die Mullitphase bewirkt neben weitgehender Verbesserung der mechanischen, thermischen, elektrischen und chemischen Eigenschaften anscheinend auch eine Erhöhung des Strahlungsvermögens. Während der Mullitgehalt im P.B.-Sillimanit (mit dem besten Strahlungsvermögen) 75 % beträgt, kann er für Hartporzellan zu 15 bis 20 %, für Sinterkorund zu 0 % angenommen werden.

Diese Werte (Wärmeleitzahl, Temperaturleitzahl usw.) bilden die Unterlagen für die Berechnung des „Dämpfungsfaktors“  $\eta_z$ , der das Verhältnis der im Schutzrohr auftretenden Ausschläge (scheinbarer Regelunterschied) zu dem im Ofenraum auftretenden, mit einem nicht geschützten Thermolement gemessenen (wahrer Regelunterschied) bei einer periodischen Schwankung der Ofentemperatur darstellt. Da bei der üblichen selbsttätigen Regelung nie ein harmonischer, sondern meist ein zickzackförmiger Verlauf der geregelten Temperatur eintritt (beim Erreichen der oberen Temperaturgrenze wird aus-, beim Erreichen der unteren ein-

geschaltet), so tritt ein für den  $\eta_z$ -Wert ungünstiger Fall ein, eine Verschlechterung, die bei sehr gut strahlenden Schutzrohren zu 2 bis 3 %, bei normal strahlenden zu 5 bis 6 % des Dämpfungsfaktors  $\eta_z$  gemessen wurde. **Abb. 1 und 2** zeigen die von Ernst gefundene Abhängigkeit des Dämpfungsfaktors  $\eta_z$  von der Periodendauer, vom Strahlungsvermögen und von der Temperatur. Für Schutzrohre mit hohem Strahlungsvermögen, z. B. Porzellan, wurden die  $\eta_z$ -Werte mit 97 % der theoretisch für die harmonische Schwingung errechneten  $\eta_z$ -Werte eingesetzt, für Schutzrohre mit üblichem Strahlungsvermögen, wie Sinterkorund, aber mit 94 % der  $\eta_z$ -Werte. Die Schaulinien gelten für den Fall der Einwert-schaltung, zickzackförmigen Verlauf der Temperaturkurve und kleine Amplitude ( $\pm 5^\circ$ ) der geregelten Temperatur. Als Ergebnis ist den Schaubildern zu entnehmen, daß es sich selbst bei dem gut strahlenden Porzellan nicht empfiehlt, unter eine Periodendauer von 3 bis 4 min zu gehen. Bei Sinterkorund liegt dieser kritische Punkt sogar schon bei 9 bis 10 min. Wird die Periodendauer verringert, so tritt eine wesentliche Verschlechterung des Dämpfungsfaktors ein.

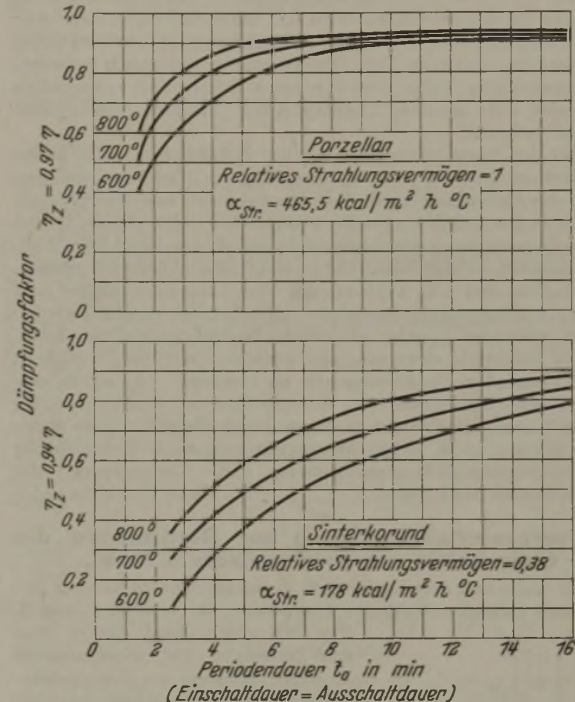


Abbildung 1 und 2. Dämpfungsfaktor  $\eta_z$  von Schutzrohren aus Porzellan und Sinterkorund.

Auffallend ist bei dem Ergebnis der Untersuchung, daß — entgegen der üblichen Auffassung — einer guten Wärmeleit-zahl keine große Bedeutung zukommt. Im Gegenteil, eine solche wirkt sich sogar in gewissem Sinne ungünstig aus, indem sie den Dämpfungsfaktor verschlechtert, außerdem infolge größerer Wärmeableitung des Schutzrohres nach außen die Temperatur des Thermolementes erniedrigt.

Der Dämpfungseinfluß der Rohrwandstärke selbst ist nach den Untersuchungen von Ernst gering. Für die übliche Wandstärke von 2 bis 2,5 mm ist ihr anteiliger Dämpfungsfaktor selbst bei verhältnismäßig kurzer Periodendauer von 3 bis 4 min noch immer größer als 0,98.

Eine Verkleinerung des Außendurchmessers, die sich vielfach ohne sonstige Nachteile durchführen läßt, verbessert den Dämpfungsfaktor noch wesentlich, ebenso wie eine möglichst hohe Temperaturleitzahl. Hier steht Sinterkorund zwar an erster Stelle, seine hohe Wärmeleitzahl macht jedoch diesen Vorteil zum Teil wieder rückgängig.

Von besonders günstigem Einfluß ist eine große äußere Wärmeübergangszahl auf den Dämpfungsfaktor, wobei das Wärmestrahlungsvermögen der Schutzrohroberfläche eine ausschlaggebende Rolle spielt. An erster Stelle steht hier der P.B.-Sillimanit. Auch Porzellan eignet sich — zumal wegen seiner Billigkeit — sehr gut, wenn Gasdurchlässigkeit und Temperaturwechselbeständigkeit eine sehr untergeordnete Rolle spielen. Besondere Hilfsheizung oder Schwärzung der Schutzrohre ist nicht erforderlich.

Neben den den Schutzrohrwerkstoff betreffenden Forderungen kann natürlich — das Schaubild bestätigt schon lange

bekannt Maßnahmen — eine Verlängerung der Periodendauer die Dämpfung verringern. Sie richtet sich z. B. nach der Empfindlichkeit des Glühgutes gegen Ueberhitzung und nach der Empfindlichkeit des Reglers. Wegen der Abnutzung der Schaltorgane ist gleichfalls eine möglichst lange Periodendauer anzustreben.

Die Versuche wurden zwar bei verhältnismäßig niedrigen Temperaturen durchgeführt. Es scheint jedoch durchaus zulässig, die Ergebnisse und Folgerungen sinngemäß auch auf einen höheren Bereich bis etwa 1300° zu übertragen. In erster Annäherung kann mit den ermittelten Werten gerechnet werden; denn der Einfluß der Temperaturleitfähigkeit tritt gegenüber der Wärmeübergangszahl um so mehr zurück, je höher der Sollwert der geregelten Temperatur ist. Ein durch eine ungenaue Temperaturleitfähigkeit bedingter Fehler kann nur gering sein, da der Dämpfungsfaktor mit steigender Temperatur immer besser wird.

Muß man als Schutz gegen Stichflammen, mechanische Einwirkungen, Angriff von alkalihaltigem Flugstaub, Schlacke usw. noch mit einem äußeren Schutzrohr arbeiten, so wird der Dämpfungswert besonders ungünstig und ermittelt sich als das Produkt  $\eta_a \cdot \eta_i$ , wenn  $\eta_a$  der Dämpfungswert des äußeren und  $\eta_i$  derjenige des inneren Schutzrohres ist. Bei selbsttätiger Regelung, die zu sparsamer Verwendung des Heizmittels sowie zur Verhütung von Schäden durch zu hohe Temperaturen wesentlich beiträgt, sollte man daher Außenschutzrohre möglichst vermeiden und lieber eine raschere Abnutzung des (inneren) Schutzrohres in Kauf nehmen.

Bei der Verwendung keramischer Schutzrohre spielt neben der Beeinträchtigung und der Regelung der Temperaturanzeige durch die Dämpfung auch ihre Gasdichtheit und Temperaturwechselbeständigkeit eine sehr wesentliche Rolle. Diese beiden Eigenschaften liegen aber fest und sind durch besondere Maßnahmen nicht beeinflussbar. Um so mehr ist es daher zu begrüßen, daß Maßnahmen zur Verbesserung des Dämpfungswertes und damit zur Erhöhung der Ansprechempfindlichkeit ergriffen werden können und man Schutzrohre bester Wirkung auswählen kann.

Die Forderung einer möglichst geringen Dämpfung wird nach den vorliegenden Untersuchungen zu erreichen sein durch eine hohe Temperaturleitfähigkeit des Schutzrohres bei verhältnismäßig kleiner Wärmeleitfähigkeit, ein niedriges Raumgewicht, kleine spezifische Wärme, große äußere Wärmeübergangszahl, Verkleinerung des Schutzrohr-Außendurchmessers und Verlängerung der Periodendauer des Reglers. Kurt Guthmann.

### Ein verbessertes Verfahren zur Bestimmung des Gasgehaltes von geschmolzenem Stahl.

Es sind schon verschiedentlich Versuche gemacht worden, den Gasgehalt flüssiger Stähle zu bestimmen. So veröffentlichte E.

Piowarsky<sup>1)</sup> eine Arbeit über den Zeitpunkt der Siliziumzugabe in seiner Wirkung auf die physikalischen Eigenschaften und den Gasgehalt von Siemens-Martin-Stahl. Er kam zu dem Ergebnis, daß durch eine möglichst späte Ferrosiliziumzugabe der Gasgehalt des Enderzeugnisses im flüssigen und festen sowie im ausgewalzten Zustand bedeutend herabgedrückt wird. Der Hauptteil der vorhandenen Gase besteht nach seinen Feststellungen aus Kohlenoxyd mit geringeren Mengen Wasserstoff, Kohlendioxyd, Methan. Von anderer Seite vorgenommene Untersuchungen brachten qualitativ dasselbe Ergebnis, wenn auch im quantitativen Verhältnis erhebliche Unterschiede nicht zu verkennen sind.

Neuerdings berichten W. Hare, L. Peterson und G. Soler<sup>2)</sup> über ein verbessertes Verfahren zur Bestimmung des Gasgehaltes flüssiger Stähle. Wenn auch ihr Verfahren im wesentlichen dieselbe Grundlage hat wie das von A. Wüster und E. Piowarsky<sup>3)</sup> veröffentlichte, so sind doch gewisse technische Verbesserungen vorhanden, die einen weiteren Schritt auf dem Wege der Ueberwachung des Schmelzvorganges

bilden. Nach ihren Angaben besteht das vom flüssigen Stahl beim Erstarren abgegebene Gas zum größten Teil aus Kohlenoxyd und Wasserstoff. Das gebildete Kohlenoxyd gibt einen Maßstab für die Höhe des Eisenoxydulgehaltes der Schmelze ab.

Abb. 1 zeigt die fertige Vorrichtung. Man sieht, daß sie im wesentlichen aus drei Teilen besteht: dem Gasauffangrohr A, das an seinem unteren Ende mit einem Schutzschild versehen ist, dem Seitenbehälter C, der zur Aufnahme des gebildeten Kohlenoxyds dient, und dem an dem Rohr A aufgesetzten Behälter B. Das Rohr A ist etwa 2,40 m lang und hat einen Durchmesser von 15 bis 20 mm. Das untere Rohrende wird durch eine hart aufgelötete Kupferplatte verschlossen. Etwa 100 mm unterhalb des oberen Rohrendes wird eine Bohrung angebracht, die zur Aufnahme des Kupferrohrchens dient, das zu dem Seitenbehälter C führt. Der Teil B ist aus einem Rohrstück von etwas größerem Durchmesser als A (etwa 250 mm lang, 25 mm Dmr.) angefertigt. Die obere Seite dieses Rohres wird durch einen angeschweißten Stahldorn verschlossen und das andere Ende mit dem Rohr A durch Hartlöten verbunden. Der seitlich angebrachte Behälter C wird aus einem Eisen- oder Messingrohr von etwa 50 mm Dmr. und 750 mm Länge hergestellt. Er ist beidseitig mit Stahlplatten verschlossen, jedoch sind in dem oberen Verschlussstück zwei Bohrungen angebracht, wovon die eine mit einem vakuumdichten Hahn, die andere mit dem an Rohr A angebrachten

Kupferrohr verbunden wird. Man prüft nun die fertiggestellte Einrichtung mittels Druckluft auf Dichtigkeit. Wenn darauf geachtet wird, daß keinerlei Feuchtigkeit in dem Behälter vorhanden ist, so ist die Gefahr des Herausgeschleuderns von flüssigem Stahl im allgemeinen nicht gegeben. Um aber jede Möglichkeit einer Verbrennung auszuschalten, ist ein trichterförmiger Schutzschild am unteren Ende des Entnahmerohres A angebracht.



Abbildung 2. Gasentnahmerohr.

Vor der Probenahme wird an dem, am Seitenbehälter C angebrachten Hahn ein Manometer angeschlossen und die Vorrichtung durch eine gute Saugpumpe evakuiert. Nun wird das Gesamtgewicht mit einer Genauigkeit von 1 g/kg bestimmt. Man überzeugt sich durch Beobachtung des gleichbleibenden Manometerstandes nochmals von der Dichtigkeit der Vorrichtung. Dann entnimmt man dem Schmelzofen mittels eines größeren Löffels eine Stahlprobe von etwa 4 kg, entfernt die darauf schwimmende Schlackenschicht sorgfältig und führt das mit dem Kupferplättchen verschlossene Ende des Proberohres A in die Schmelze ein (Abb. 2). Die Kupferplatte schmilzt rasch, wodurch eine Probe des geschmolzenen Stahles in die Röhre hineingezogen wird. Es empfiehlt sich, einige Granalien Aluminium in den Löffel zu werfen, bevor der Stahl im Rohr erstarrt ist, um den im Löffel verbliebenen Stahl zu beruhigen und dadurch einen dichten Abschluß des Rohrendes zu erreichen. Mittels einer Toeplerpumpe entnimmt man nun dem Sammelbehälter C eine bestimmte Gasmenge und überführt sie in ein Orsatgerät, wo sie in üblicher Weise untersucht wird. Das gefundene Kohlenoxyd wird in Gewichtsprozenten auf die aufgesaugte Stahlmenge ausgedrückt. Zur Berechnung sind folgende Unterlagen erforderlich:

1. Das Gesamtvolumen der Vorrichtung, das sich aus folgenden Einzelwerten zusammensetzt:
  - a) dem Volumen des Rohres A minus Volumen der aufgesaugten Stahlmenge,
  - b) dem Volumen von B und C,
  - c) dem Volumen der Toeplerpumpe.
2. Der Gasdruck, der an dem angebrachten Manometer abgelesen wird.
3. Das Gewicht der aufgesaugten Stahlmenge.
4. Die Zusammensetzung des Gases in Volumprozenten.

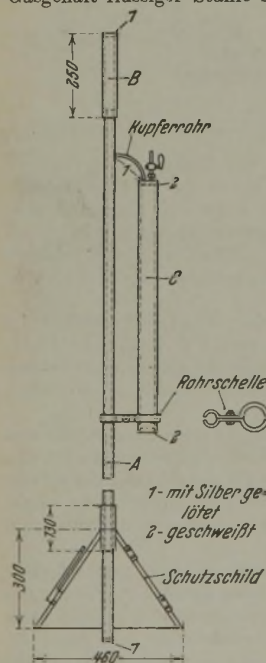


Abbildung 1. Gasentnahmerohr.

<sup>1)</sup> Stahl u. Eisen 40 (1920) S. 773.

<sup>2)</sup> Trans. Amer. Soc. Met. 25 (1937) S. 889/903.

<sup>3)</sup> Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 698.

Zahlentafel 1.  
Zusammensetzung des entwichenen Gases.

Zeit	Kohlenstoffgehalt im Stahl %	CO %	H <sub>2</sub> %	FeO berechnet aus CO %	FeO gefunden %
8.20	1,04	—	—	—	0,118
8.23	—	0,042	0,00037	0,108	—
8.30	1,01	—	—	—	0,178
8.33	—	0,073	0,00083	0,186	—
9.20	0,78	—	—	—	0,178
9.22	—	0,068	0,00180	0,168	—
9.30	0,725	—	—	—	0,160
9.32	—	0,063	0,00050	0,161	—
9.40	0,685	—	—	—	0,178
9.42	—	0,067	0,00035	0,173	—
Nach der Desoxydation, vor dem Abstich					
11.15	0,65	—	—	—	0,079
11.17	—	0,029	0,00080	0,074	—

Im übrigen gestaltet sich die Berechnung ähnlich, wie sie schon von Wüster und Piwowarsky angegeben worden ist.

Zur Erleichterung der Berechnung wird von den Verfassern ein Nomogramm angegeben, so daß es möglich ist, die ganze Analyse vom Beginn der Probenahme bis zum Vorliegen des Ergebnisses in 12 min durchzuführen, was natürlich für eine laufende Betriebsüberwachung sehr wichtig ist. Um den Prozentgehalt an Eisenoxydul zu errechnen, multipliziert man die erhaltenen Gewichtsprozent Kohlenoxyd mit 2,55 (Verhältnis der Molekulargewichte FeO zu CO). Nach jedem Gebrauch ist die Auffangvorrichtung so weit zu kürzen, als der Höhe der aufgesaugten Stahlmenge entspricht. Sind etwa 6 bis 7 Bestimmungen damit vorgenommen worden, so ist das Rohr A auszuwechseln. Wie die von den Verfassern mitgeteilten Beleganalysen zeigen, besteht eine gute Übereinstimmung zwischen den auf diesem Wege gewonnenen Eisenoxydulgehalten und den durch unmittelbare Bestimmung erhaltenen (siehe Zahlentafel 1).  
Georg Berndt.

**Metallographischer Ferienkursus an der Bergakademie Clausthal.**

In der Zeit vom 14. bis 26. März 1938 findet im Metallographischen Institut der Bergakademie Clausthal wieder ein metallographischer Ferienkursus unter Leitung von Professor Dr. A. Merz statt. Der Kursus besteht aus täglich drei Stunden Vorlesung und vier Stunden praktischen Uebungen. Anfragen sind an das Metallographische Institut der Bergakademie Clausthal (Harz), Clausthal-Zellerfeld I, zu richten.

**Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung zu Düsseldorf.**

Ueber den Einfluß der Abkühlungsgeschwindigkeit auf die Umwandlungen der Stähle.

In der vorliegenden Arbeit greifen F. Wever und A. Rose<sup>1)2)</sup> ein Verfahren zur Untersuchung der Vorgänge bei der Stahlhärtung auf, das in seinen Grundgedanken bereits von F. Wever und N. Engel<sup>3)</sup> entwickelt und angewendet worden ist. Hierbei werden die Stahlproben durch Anblasen mit Wasserstoff abgeschreckt und ihre Abkühlungskurven aufgenommen. Die Anordnung ist jetzt so weiterentwickelt worden, daß auch verhältnismäßig große Proben, die für Härteprüfungen und Gefügeuntersuchungen ausreichen, mit vorher bestimmbarer und stetig veränderlicher Abkühlungsgeschwindigkeit abgelöscht werden können. Für die Aufzeichnung dieser schnell ablaufenden Vorgänge wird ein einfaches Verfahren entwickelt, das eine Differenzierung des Abkühlungsvorganges vornimmt. Die Temperatur der sich abkühlenden Probe wird mit einem Thermolement auf einer ruhenden, lichtempfindlichen Platte aufgenommen, wobei gewissermaßen die Temperatur-Zeit-Kurve auf die Temperaturachse geworfen wird. Die Schwärzung des so belichteten Streifens entspricht der Drehgeschwindigkeit des messenden Galvanometers bzw. der reziproken Aenderungsgeschwindigkeit der Temperatur. Schreibt man die Schwärzung oder Durchlässigkeit dieses Streifens mit einem Photometer auf, so gibt die Kurve unmittelbar die Abhängigkeit der Abkühlungsgeschwindigkeit von der Temperatur wieder. Nach diesem Verfahren wurden unlegierte Stähle mit 0,02 bis 1,75 % C von 1000° mit Abkühlungsgeschwindigkeiten von 30°/s bis zu 4000°/s abgeschreckt.

Das zu einem Raummodell nach der Geschwindigkeitsseite hin erweiterte Eisen-Kohlenstoff-Schaubild zeigt im Bereich der

wichtigeren Umsetzungen im festen Zustand eine nahezu ununterbrochene Senkung der Umwandlungen in drei Temperaturstufen. Legt man durch dieses Raumbild Schnitte in gleichen Geschwindigkeitsabständen und überträgt diese auf die Eisen-Kohlenstoff-Seite des Schaubildes, so ermöglicht das so entstehende Bild eine einfache und anschauliche Beschreibung des Verhaltens der Stähle bei höheren Abkühlungsgeschwindigkeiten.

Das übliche Gleichgewichtsschaubild (0) in Abb. 1 gibt die Umwandlungen nur für den Sonderfall äußerst kleiner Abkühlungsgeschwindigkeiten richtig wieder. An seine Stelle tritt für einen ersten Bereich von Abkühlungsgeschwindigkeiten, in den auch bereits technisch langsame Abkühlungsvorgänge fallen, das Unterkühlungsschaubild I. In diesem ist die Perlittemperatur auf etwa 630° und der eutektoidische Kohlenstoffgehalt auf 0,4 % erniedrigt. Die voreutektoidische Zementitabscheidung ist bereits weitgehend unterdrückt. Dieser Unterkühlung entsprechen Gefügestände, die bis zu 0,4 % C noch voreutektoidischen Ferrit, darüber hinaus aber fast ausschließlich lamellaren Perlit bis zum Sorbit enthalten.

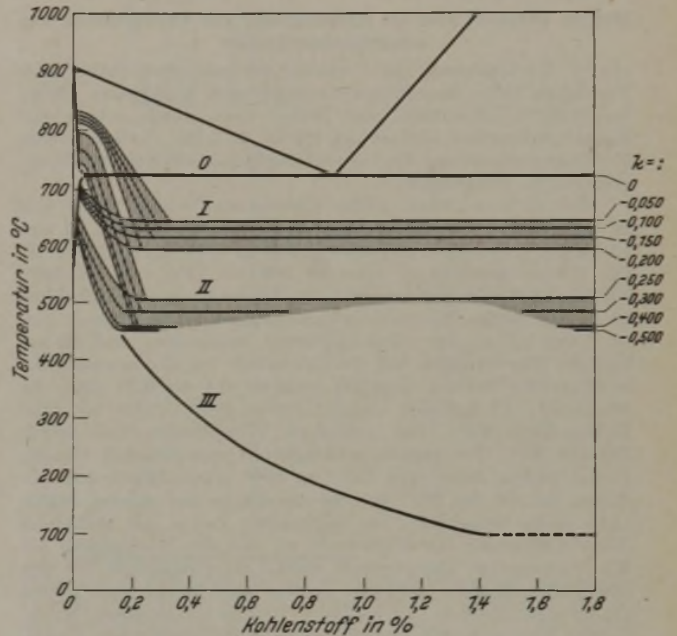


Abbildung 1. Unterkühlungsschaubild der unlegierten Stähle. (k = Abkühlungswert, k · t = Abkühlungsgeschwindigkeit bei der Temperatur t. Zahlenangaben im Text gelten für t = 1000° C.)

Von Geschwindigkeiten von etwa 200°/s an wird die erste Unterkühlungsstufe durch die zweite (II) abgelöst. Die Perlittemperatur liegt jetzt bei etwa 480° und der eutektoidische Kohlenstoffgehalt bei 0,35 % C. Sobald die Umwandlung bis in diese Stufe unterkühlt wird, läuft sie jedoch nicht mehr vollständig ab, und der restliche Austenit kann bei tieferen Temperaturen in Martensit zerfallen. Das Unterkühlungsschaubild III tritt also gleichzeitig mit dem Schaubild II auf. Das Gefüge wird troostitisch-martensitisch bis rein martensitisch. Bei den untereutektoidischen Stählen erfolgt der Übergang in die dritte Stufe allmählich in einem breiten Bereich von Abkühlungsgeschwindigkeiten, bei den übereutektoidischen dagegen sehr schroff.

Der Übergang vom Gleichgewicht zu den Unterkühlungszuständen hat auch kennzeichnende Aenderungen der mechanischen Eigenschaften zur Folge. So ist die Härte der Stähle bereits in der ersten Unterkühlungsstufe wesentlich höher als im Gleichgewichtszustand. Innerhalb dieser ersten Stufe ändert sie sich nur wenig. Der Übergang zur zweiten Unterkühlungsstufe ist wegen der gleichzeitig einsetzenden Martensitbildung mit einer sehr beträchtlichen Härtezunahme verbunden, die mit steigendem Kohlenstoffgehalt größer wird und steiler ansteigt. Der Übergang von der zweiten zur dritten Stufe erfolgt bei den untereutektoidischen Stählen in Einklang mit der thermischen Analyse und dem Gefüge allmählich. Bei den übereutektoidischen dagegen drängt sich der Härteanstieg infolge des schnellen Wechsels vom troostitischen zum martensitisch-austenitischen Gefüge auf einen engen Geschwindigkeitsbereich zusammen. Bei sehr hohen Abkühlungsgeschwindigkeiten verursachen zunehmende Mengen an Restaustenit wieder einen Härteabfall.  
Adolf Rose.

1) Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 19 (1937) Lfg. 20, S. 289/98.  
2) Z. Elektrochem. 43 (1937) S. 535/39.  
3) Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 12 (1930) S. 93/114; vgl. Stahl u. Eisen 50 (1930) S. 1308/11.

## Aus Fachvereinen.

### Iron and Steel Institute.

(Herbstversammlung vom 14. bis 17. September 1937 in Middlesbrough. — Schluß von S. 17.)

J. Klärding, Dortmund, berichtete über

#### Ein neues Verfahren zur Beurteilung des Reduktionsverhaltens von Eisenerzen.

Nach einer kurzen Darstellung der Vorgänge bei der Reduktion von Eisenerzen durch Kohlenoxyd und der Beschreibung eines Untersuchungsverfahrens werden Reduktionskurven für reines Eisenoxyd nach R. Schenck und Th. Dingmann<sup>1)</sup> erörtert. Dabei wird besonders auf den Einfluß der Temperatur bei der Umwandlung von Kohlenoxyd in Kohlensäure hingewiesen. Bei der Reduktion entstehen verschiedene Stufen in dem System Eisen-Sauerstoff, die im einzelnen aufgezählt werden. Schließlich werden Reduktionskurven für verschiedene Eisenerze<sup>2)</sup> dargestellt und ihre praktische Anwendung zur Beurteilung eines Erzes erörtert. *Hans Schmidt.*

B. Jones führte

#### Weitere Versuche über die Nitrierhärtung von chromreichen und austenitischen Stählen

aus<sup>3)</sup>. Er bestimmte das Verhalten der genannten Stähle beim Verstickern nach dem Entpassivieren durch Verkupfern (Belag von 0,00025 bis 0,00037 mm Dicke) sowie durch Ätzen mit Kadmiumposphat (Ätzeiten bis zu 30 min). Sodann wurde die Zusammensetzung der harten Oberflächenschichten mit Röntgenstrahlen festgestellt.

Geprüft wurden reine Chromstähle mit 13, 17 und 26 % Cr sowie Chrom-Nickel-Stähle mit 8 bis 26 % Ni und 12 bis 25 % Cr; diese enthielten teilweise noch bis zu 3,5 % W. Die Nitriertemperaturen betragen 500 bis 510°, 550 bis 560°, 600 bis 610° und 650 bis 660°, die Nitrierdauer war einheitlich 90 h. Die beiden Entpassivierungsverfahren wirkten gleich gut. Im Vergleich zu den niedriglegierten aluminium- und chromhaltigen Nitrierstählen war die Nitriertiefe bei den untersuchten hochlegierten Stählen merklich geringer (0,1 bis 0,35 mm), die erreichbare Höchsthärtigkeit dagegen etwa gleich (1000 bis 1150 Vickers-Einheiten). Die günstigste Nitriertemperatur betrug 550 bis 560°. Bei einigen hochlegierten austenitischen Chrom-Nickel-Stählen kann man bis etwa 600° gehen. Nach dem Nitrieren bei 650 bis 660° war die Oberfläche der meisten Stähle nicht mehr brauchbar. Im allgemeinen nahm mit steigender Nitriertemperatur die Nitriertiefe zu und die Höchsthärtigkeit ab. Mit wachsendem Chromgehalt wurde die Nitriertiefe bei den reinen Chromstählen geringer, sie war aber immer noch größer als bei austenitischen Chrom-Nickel-Stählen mit gleichem Chromgehalt. Ebenso wurde die Nitrierschicht mit steigendem Nickelgehalt dünner. Bei einem Stahl mit 65 % Ni und 15 % Cr konnte überhaupt keine Oberflächenhärtung mehr erzielt werden. Die Gewichtszunahme nitrierter Proben hängt von der Menge des aufgenommenen Stickstoffs ab. Die Chromstähle zeigten daher, infolge ihrer größeren Härtetiefe, die höchsten Gewichtszunahmen, die hochlegierten austenitischen Chrom-Nickel-Stähle die geringsten.

Die Röntgenprüfung der nitrierten Stähle wurde nach dem Pulververfahren ausgeführt. Als Vergleichswerkstoffe wurden Weicheisen und reine Nickelstähle (8 und 36 % Ni) hinzugenommen. Die chemische Zusammensetzung der Nitrierschicht wurde ermittelt durch Vergleich der erhaltenen Röntgenspektren mit den Spektren von reinen Nitriden des Chroms, Eisens und Nickels. Durch Ablösen bestimmter Schichtdicken in Königswasser wurden die verschiedenen Zonen der Nitrierschicht zugänglich gemacht. Alle mittels Röntgenstrahlen untersuchten Proben waren bei 550 bis 560° nitriert worden.

Reines Eisen enthält an der äußersten Oberfläche das hexagonale  $\epsilon$ -Eisennitrid ( $a = 2,73 \text{ \AA}$ ,  $c = 4,39 \text{ \AA}$ ; Stickstoffgehalt 8 bis 11 %). Die orthorhombische  $\zeta$ -Phase, der Formel  $F_2N$  entsprechend, wurde im Gegensatz zu Gunnar Hägg<sup>4)</sup> nicht gefunden. In 0,003 bis 0,005 cm Tiefe wurde neben  $\epsilon$ -Eisennitrid das kubisch flächenzentrierte  $\gamma'$ -Eisennitrid  $F_3N$  ( $a = 3,79 \text{ \AA}$ ) und  $\alpha$ -Eisen festgestellt. In 0,008 cm Tiefe waren Nitridlinien kaum noch vorhanden. Der Gitterabstand des  $\alpha$ -Eisens hatte den üblichen Wert von 2,86  $\text{\AA}$ . Nickelstahl mit 8 % Ni zeigte an der Oberfläche die  $\epsilon$ - und  $\gamma'$ -Phase.

<sup>1)</sup> Z. anorg. allg. Chem. 166 (1927) S. 113/54.

<sup>2)</sup> Arch. Eisenhüttenw. 5 (1931/32) S. 129/38; 8 (1934/35) S. 277/80, 326/28; 9 (1935/36) S. 127/29. Z. Elektrochem. 43 (1937) S. 540/45.

<sup>3)</sup> Vgl. Carnegie Scholarship Mem. 21 (1932) S. 39/86; 22 (1933) S. 51/96; 23 (1934) S. 139/78 u. 179/204.

<sup>4)</sup> Ing. Vetensk. Akad. Handl. (1937) Nr. 143.

Bei nitrierten Feilspänen aus Stahl mit 36 % Ni wurde die kubische  $\gamma'$ -Phase und der kubisch flächenzentrierte  $\gamma$ -Mischkristall des Nickel-Eisen-Systems festgestellt. Nickelnitride waren nicht vorhanden. Der Gitterabstand des  $\gamma'$ -Nitrids hatte sich gegenüber Weicheisen nicht geändert.

Ein 13prozentiger Chromstahl zeigte bis 0,5 mm Tiefe sehr schwach die Linien des kubischen Chromnitrids CrN ( $a = 4,14 \text{ \AA}$ ); bis 0,05 mm Tiefe ist hexagonales  $\epsilon$ -Eisennitrid vorhanden, das bis 0,08 mm Tiefe von dem kubischen  $\gamma'$ -Eisennitrid abgelöst wird. Von 0,08 mm Tiefe tritt chromhaltiges  $\alpha$ -Eisen auf. Alle Linien innerhalb der Nitrierschicht (bis etwa 0,6 mm) sind verschwommen oder verschwinden in den Spektren höherer Ordnung ganz, ein Zeichen dafür, daß eine Gitterverzerrung vorliegt, die wahrscheinlich von der Nitrideinlagerung herrührt und die Härte der Nitrierschicht bedingt. In noch tieferen Schichten als 0,6 mm werden die Linien wieder scharf.

Die äußerste Schicht eines nitrierten austenitischen Stahles mit 18 % Cr und 8 % Ni enthält  $\gamma'$ -Eisennitrid mit Chromnitrid. Nickelnitrid ist nicht vorhanden. In 0,10 mm Tiefe tritt neben Chromnitrid  $\alpha$ -Eisen mit verschwommenen Linien auf, das wahrscheinlich Nickel in fester Lösung enthält. Erst nach dem Entfernen der Nitrierschicht zeigt sich das Spektrum des  $\gamma$ -Eisens.

Bei einem Stahl mit 13 % Cr, 13 % Ni und 2,2 % W weicht das Spektrum der  $\gamma'$ -Phase der äußersten Oberflächenschicht etwas von dem früher gefundenen ab. Das Eisen in der Verbindung  $F_4N$  dürfte dabei teilweise durch Chrom, Nickel und Wolfram ersetzt sein. Die Linien des Nitrids und Austenits sind auch hier unscharf.

Nach dem Ätzen mit 4prozentiger alkoholischer Salpetersäure wird die  $\epsilon$ -Phase gedunkelt und die  $\gamma'$ -Phase gelblichbraun gefärbt. Die sogenannten „Nitridnadeln“ sollen aus der kubischen  $\gamma'$ -Phase  $F_3N$  bestehen, was in Übereinstimmung mit ihrem isotropen Verhalten bei der Betrachtung im polarisierten Licht<sup>1)</sup> steht. Das Auftreten von  $\alpha$ -Eisen in der Nitrierschicht des austenitischen Chrom-Nickel-Stahles mit 18 % Cr und 8 % Ni wird durch den Chromgehalt aus der festen Lösung infolge der Nitridbildung erklärt. *Paul Schafmeister.*

Ueber die

#### Unterschiede in der Dicke des Zinnauftrages bei Weißblechen und deren Einfluß auf die Porigkeit

handelt eine Arbeit von W. E. Hoare.

Die Zahl der Poren nimmt mit der Dicke des Zinnüberzuges sehr schnell ab. Sie sinkt z. B. von 8000/100 cm<sup>2</sup> auf 300/100 cm<sup>2</sup>, wenn der Zinnauftrag von 11 g/m<sup>2</sup> auf 33 g/m<sup>2</sup> ansteigt, und ist praktisch verschwunden, wenn die Zinnschicht 66 g/m<sup>2</sup> erreicht hat. Für die Bildung der Poren kommen folgende Möglichkeiten in Frage:

1. Unsaubere Stellen auf der Blechoberfläche, welche das Zinn nicht annehmen.
2. Die Entwicklung von Wasserstoff, der beim Beizen in das Blech hineingelangt ist. Nach neueren Untersuchungen scheidet diese Fehlerquelle fast völlig aus.
3. Eine weitere Porenart (potential pores), die zunächst nicht zu erkennen ist und erst bei der Verarbeitung des Bleches in Erscheinung tritt, entsteht nach Hoare durch besondere Verhältnisse im Fettkessel.
4. Sodann bilden sich bei dünneren Ueberzügen Poren durch das Reinigen und Putzen.

Die Bestimmung der Porigkeit erfolgt in der vorliegenden Arbeit nach der Heißwasserprobe, der eine galvanische Entfettung vorausging. Dieses Verfahren ist einfach und zeigt auch die kleinsten Poren an.

Unterschiede in der Dicke der Zinnschicht treten einmal von Blech zu Blech auf. Sie betragen hierbei bis zu etwa 20 %. Sodann findet man Abweichungen auf dem gleichen Blech, indem das Kopfende gewöhnlich eine dünnere Zinnschicht hat als das Tropfkantende. Diese Erscheinung läßt sich aus der Wirkungsweise der Verzinnwalzen erklären. Bei Weißblechen, welche weniger als 22 g/m<sup>2</sup> Zinnauftrag haben, treten diese Abweichungen infolge des erhöhten Walzendrucks und der Wirkung der Asbestbürsten nicht auf. Schwankungen im Zinnauftrag von einer Seite zur anderen innerhalb einer Tafel sind auf ungleichmäßigen Walzendruck zurückzuführen. Auch zwischen der Ober- und Unterkante der Tafel beim Verzinnen sind Unterschiede zu beobachten. Wesentlich für die Dicke der Zinnschicht ist die Temperatur des Palmfettbades, da das Zinn unter der Einwirkung der Schwerkraft um so leichter von dem Blech läuft, je höher die Ölbadtemperatur ist. Größere Schwankungen in der Zinnauf-

<sup>1)</sup> P. Schafmeister und G. Moll: Arch. Eisenhüttenw. 40 (1936/37) S. 155/60.



lage können durch das Auftreten von Fettlinien und Riffelungen verursacht werden. Riffelungen entstehen durch Schwingungen des Bleches beim Austritt aus dem Palmfett an Luft oder durch Schwingungen zwischen den Fettwalzen und den Abstreifbürsten. Die Ausbildung der Fettlinien wird beeinflusst durch die Stärke der Zinnschicht, die Durchgangsgeschwindigkeit des Bleches und die Dicke des Zinnbades. Wichtig sind ferner die gleichmäßigen Veränderungen der Zinndicke quer zur Verzinnungsrichtung, die

der Verfasser als Zinnspitzen (tin ridges) bezeichnet und welche zu Unterschieden in der Auftragsdicke bis zu 40 % führen. Es handelt sich hierbei um eine Erscheinung, die allgemein beim Aufbringen einer Flüssigkeitsschicht auf eine feste Oberfläche mit Hilfe einer Walze entsteht. Die geschilderten Erscheinungen werden durch eine Reihe von Lichtbildern belegt. Durch schichtweises Abtragen wird außerdem der Aufbau der Zinnschicht untersucht.  
Walther Schneider.

## Patentbericht.

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

(Patentblatt Nr. 52 vom 30. Dezember 1937.)

Kl. 18 a, Gr. 4/01, D 73 131. Rastpanzer für Hochöfen. Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 18 c, Gr. 11/20, Sch 108 216. Blockdrücker. Schüchtermann & Kremer-Baum, A.-G. für Aufbereitung, Dortmund.

Kl. 18 d, Gr. 2/30, D 68 812; Zus. z. Pat. 590 059. Die Verwendung eines Gußeisens für warmverschleißfeste und verschleißanlaßbeständige Gegenstände. Dr.-Ing. E. Piwowarsky, Aachen.

Kl. 24 c, Gr. 7/03, R 90 424. Umsteuervorrichtung für Regenerativofenanlagen. Johannes Rothe, Schwerte (Ruhr).

Kl. 81 e, Gr. 129, R 97 691. Einrichtung zum Verteilen von Walzstäben u. dgl. in Hürdenlager. Erf.: Georg Karrenbauer, Wehrden (Saar). Anm.: Röchling'sche Eisen- und Stahlwerke, G. m. b. H., Völklingen (Saar).

(Patentblatt Nr. 1 vom 6. Januar 1938.)

Kl. 7 a, Gr. 14/02, M 134 953. Rohrglätzwalzwerk mit verfahrbarem Dornstangenwiderlager. Maschinenfabrik Meer, A.-G., M.-Gladbach.

Kl. 10 a, Gr. 19/01, Sch 105 956. Anordnung der Deckenkanäle zum Ableiten der Gase aus Koksöfen. W. Schlanstein, G. m. b. H., Essen-Steele.

Kl. 18 a, Gr. 16/01, R 95 342. Aus Stahlrohren bestehender Hochofenwinderhitzer. Rekuperator-G. m. b. H., Düsseldorf.

Kl. 18 b, Gr. 20, A 71 218. Verfahren zum Herstellen von rostfreiem Eisen. Alloy Research Corporation, Baltimore, Maryland (V. St. A.).

Kl. 18 c, Gr. 2/15, H 148 857. Vorrichtung zum Abschrecken von zu härtenden Gegenständen. Hoesch-Köln-Neuessen Aktiengesellschaft für Bergbau und Hüttenbetrieb, Dortmund.

Kl. 18 d, Gr. 2/10, A 74 556. Stahl für elektrische Maschinen, insbesondere für Rotorringe. Aktiengesellschaft vormals Skoda-werke in Pilsen, Prag.

Kl. 18 d, Gr. 2/10, A 76 317; Zus. z. Anm. A 74 556. Stahl für unmagnetische Teile elektrischer Maschinen. Aktiengesellschaft vormals Skoda-werke in Pilsen, Prag.

Kl. 31 a, Gr. 2/40, S 126 444; Zus. z. Pat. 654 576. Vorrichtung zum Heben und Kippen von Hochfrequenzöfen. Erf.: Dipl.-Ing. Karl Böer, Berlin-Spandau. Anm.: Siemens & Halske, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 31 c, Gr. 15/04, D 75 257; Zus. z. Anm. D 70 932. Vorrichtung zum Desoxydieren bzw. Desoxydieren und Aufkohlen von Stahl oder Gußeisen mittels reduzierender Gase. Dortmund-Hoerder Hüttenverein, A.-G., Dortmund.

Kl. 31 c, Gr. 25/04, M 130 088. Verfahren zum Herstellen von Verbundgußlagern. Arthur Monzer, Berlin-Pankow.

### Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 52 vom 30. Dezember 1937.)

Kl. 7 a, Nr. 1 424 507. Elektrorolle mit eingebautem Motor und Uebersetzungsgetriebe, insbesondere für Walzwerksrollgänge. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 7 a, Nr. 1 424 734. Walzenstraße. Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau, und Karl Bruns, Völklingen (Saar).

Kl. 21 h, Nr. 1 424 984 u. 1 424 985. Elektrischer Widerstandsschmelzofen. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin.

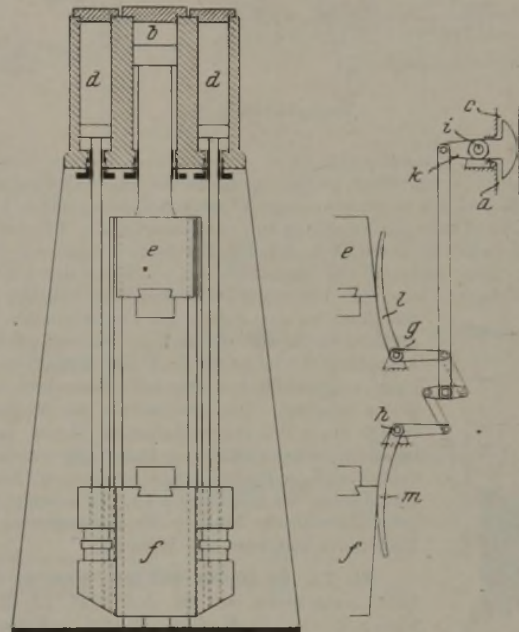
Kl. 42 b, Nr. 1 424 917. Vorrichtung zum Messen der Stärke von laufenden Bändern, Blechen od. dgl. Remy, van der Zypen & Co. und Heinrich Arzbächer, Andernach a. Rh.

### Deutsche Reichspatente.

Kl. 49 g, Gr. 1, Nr. 647 910, vom 16. April 1933; ausgegeben am 16. Juli 1937. Eumuco, A.-G. für Maschinenbau, in Leverkusen-Schlebusch und Arthur Schneider in Düsseldorf. *Gegenschlaghammer mit zwei gegeneinanderarbeitenden Schlagbären.*

<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.

Tritt durch Kanal a das Antriebsmittel, z. B. Dampf oder Druckluft, in den oberen Teil des Zylinders b und gleichzeitig durch den Kanal c in den unteren Raum der Zylinder d, so senkt sich der Bär e und hebt sich der Bär f, wodurch die Gesenke aufeinanderschlagen; entfernt man das Antriebsmittel aus den



Zylindern, so gehen die beiden Bären durch den Druck im unteren Teil des Zylinders b und im oberen Teil der Zylinder d zurück. Die Festpunkte der Hebelanordnung zum Steuern der Bären in gegenseitiger Abhängigkeit sind g, h, i. Die Kanäle a und c werden durch die Scheibe k verengt oder erweitert, wenn diese sich um den Festpunkt i dreht. Die Drehbewegung wird durch die Bären e und f eingeleitet. Die Bären bewegen beim Hub die Winkelhebel l und m um die Festpunkte g und h. Sollen die beiden Bären sich genau in der Mitte treffen, so muß das Hebelwerk an beiden Seiten gleich ausgebildet werden. Durch Aendern oder Verstellen des Hebelwerks oder des Steuerkörpers k oder der mit den Hebeln l und m zusammenarbeitenden Steuerflächen der Bären e und f kann die Stelle, an der sie aufeinandertreffen, verändert werden.

Kl. 7 a, Gr. 24<sup>02</sup>, Nr. 648 248, vom 13. Januar 1935; ausgegeben am 27. Juli 1937. Zusatz zum Patent 604 861 [vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 191]. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., in Berlin-Siemensstadt. (Erfinder: Hans Richter in Murnau, Oberbayern.) *Elektrorolle.*

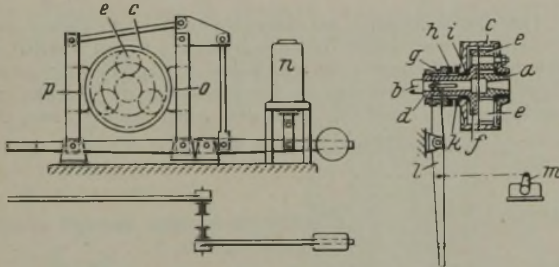
Bei der Rolle mit eingebautem Motor und Uebersetzungsgetriebe, besonders für Walzwerksrollgänge, bei der die Welle des umlaufenden Motorteils durch den axial neben dem Motor angeordneten Vorgelegeraum hindurchgeführt wird, wird die Getriebegehäuse für das zweistufige Rädergetriebe in zwei vollständige Einzelkapselteile zerlegt, von denen der eine mit dem Motorgehäuse, der andere mit dem Rollenmantel verbunden wird.

Kl. 18 a, Gr. 1<sup>03</sup>, Nr. 648 262, vom 6. März 1935; ausgegeben am 26. Juli 1937. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. *Verfahren zum Entfernen von Arsen aus Eisenerzen.*

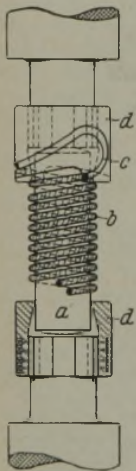
Das Erz wird bei verhältnismäßig tiefer Temperatur durch Kohle zu metallischem Eisen ganz oder teilweise reduziert. Darauf wird das Reduktionsgut an der Luft oxydiert, wobei sich das Eisenarsenid zu Eisenoxyd und bei dieser Temperatur flüchtigem Arsen-III-Oxyd umsetzt. Zum Ausüben des Verfahrens eignet sich ein Drehrohrofen, der zum Teil eine reduzierende, zum Teil eine oxydierende Atmosphäre hat.

**Kl. 7 a, Gr. 23, Nr. 648 187**, vom 6. Februar 1935; ausgegeben am 24. Juli 1937. Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., in Magdeburg-Buckau. *Vorrichtung zum Verstellen (Heben) der Druckspindeln bei Walzwerken.*

Zwischen Antriebsmotorwelle a und Schneckenwelle b, die die auf den Druckspindeln sitzenden Schneckenräder antreibt, wird ein Planetenradgetriebe eingeschaltet. Dieses besteht aus einem Gehäuse c, das drehbar auf der Motorwelle a und auf der drehbar auf der Welle b gelagerten Nabe d der die Planetenräder e tragenden Scheibe f angeordnet wird. Auf der Nabe d wird un-drehbar, aber axial verschiebbar eine Kupplungsbüchse g gelagert,



deren dem Planetenradgetriebe zugewendete Stirnseite Kupplungszähne h hat; diese greifen in die an der gegenüberliegenden Stirnfläche i des Gehäuses c angeordneten Kupplungszähne k ein. Der Hebel l kann die Kupplung ein- oder ausschalten. Er wird mit dem Schalter m verbunden, der den Bremslüftermagneten n bedient; dieser wirkt auf die Bremsklötze o, p, die auf den Umfang des Gehäuses c arbeiten. Bei einem im Walzenspalt festgeklemmten Block ist zum Lösen der Druckspindeln eine größere Stellkraft erforderlich. Hierzu wird die Kupplung h, k gelöst und der Magnet n zugleich ausgeschaltet, wodurch die Bremsklötze o, p gelöst werden. Der Stromkreis des Magneten bleibt auch bei eingeschaltetem Motor unterbrochen. Das Gehäuse c kann sich nun nicht drehen, und die Planetenräder rollen an der Innenverzahnung des Gehäuses c ab. Es kommt dann beim Antrieb der Welle b die Übersetzung des Planetenradgetriebes zur Wirkung.

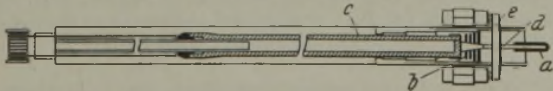


**Kl. 7 a, Gr. 20, Nr. 648 256**, vom 9. Juni 1935; ausgegeben am 26. Juli 1937. J. Banning, A.-G., in Hamm, Westf. (Erfinder: Dipl.-Ing. Werner Banning in Hamm, Westf.) *Gelenkkupplung für die Walzen von Walzwerken.*

Als nachgiebiges Zugglied, das die beiden Kuppelmuffen verbindet, dient ein in Windungen über das Kernstück a gelegtes Drahtseil b; dieses wird um Nocken c geschlungen, die auf den Kuppelmuffen d eingegossen werden.

**Kl. 7 b, Gr. 4<sub>20</sub>, Nr. 648 395**, vom 19. August 1934; ausgegeben am 30. Juli 1937. Maschinenbau-A.-G. vormalis Ehrhardt & Sehmer in Saarbrücken. *Verfahren zum Lösen des Rohres von der Dornstange bei Stoßziehbänken.*

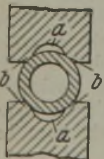
Nach dem Durchgang des Rohres a durch die Ziehringe b wird das Stoßgestänge c mit der Dornstange d festgehalten und das Rohr a in sofortigem Anschluß daran in Richtung der Stoßbewegung von der Dornstange abgeschoben. Dabei schaltet ein



im Stoßbankbett versetzbarer Steuerkörper den Antrieb des Stoßgestänges mit Dornstange selbsttätig ab, sobald das Rohr durch die Backen der Abstreifvorrichtung e hindurchgegangen ist, und schaltet den Antrieb der Abstreifvorrichtung selbsttätig ein.

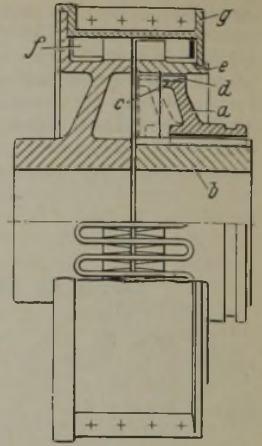
**Kl. 7 b, Gr. 3<sub>70</sub>, Nr. 648 465**, vom 9. Juli 1935; ausgegeben am 31. Juli 1937. Oskar Röber in Saarbrücken. *Einrichtung zur Führung des Stoßgestänges bei einer Rohrstoßbank.*

Bei einer Rohrstoßbank, bei der das Werkstück mit dem Stoßdorn durch mehrere hintereinander angeordnete Arbeitswalzen (Rollen oder mehrteilige Ziehringe) hindurchgestoßen wird, haben die Arbeitswalzen außer den Arbeitskälbern a noch besondere Führungsflächen b, die bei geöffneten Walzen (oder Ringen) zum Führen des Stoßgestänges dienen.



**Kl. 47 c, Gr. 5, Nr. 648 422**, vom 20. März 1936; ausgegeben am 30. Juli 1937. Kauer mann Kom.-Ges. in Düsseldorf. *Nachgiebige Wellenkupplung mit Schlangenfeder.*

Zum Ein- und Ausrückbar-machen der Kupplung wird die Radscheibe a des einen Kupplungs-teiles auf der zugehörigen Radnabe b verschiebbar, aber un-drehbar angeordnet und außenseitig als Zahn-kranz c ausgebildet, der bei ein-gerückter Kupplung in einen ent-sprechenden Innenzahnkranz d des Kupplungs-scheibenkranzes e ein-greift und beim Verschieben der Radscheibe a aus dieser Verzahnung heraustritt. Dabei hält eine die Schlangenfeder f umfassende und an dem andern Kupplungsteil be-festigte Hülse g den entkuppelten Radkranz in seiner Lage fest.



**Kl. 7 a, Gr. 27<sub>00</sub>, Nr. 648 496**, vom 21. November 1933; ausgegeben am 2. August 1937. Allgemeine Elektrizitäts-Gesellschaft in Berlin. *Vorrichtung zum selbsttätigen Steuern von Schwenktischen für Walzwerke durch Photozellen.*

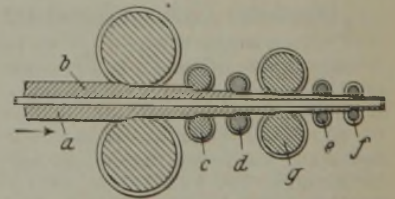
Die Schwenktischbewegung wird vom vorderen Ende des Walzgutes vorbereitet und von seinem rückwärtigen Ende angesteuert. Die Photozellen sprechen auf die Unterbrechung eines Lichtstrahls durch das Walz-gut an, und eine durch den Tisch gesteuerte Kontaktvorrichtung dient für die rückläufige Schwenktischbewegung. Hierbei arbeiten mit den Photozellen zwei Steuer-schalter zusammen, von denen der eine bei Lichtstrahlunterbrechung durch das Walz-gut anspricht, während der andere Schalter bei Freigabe des Lichtstrahls zur Wirkung kommt und ein Zeitrelais hat, das einen durch beide Schalter hergestellten Stromkreis des Schwenktischantriebes, z. B. eines elektro-hydr-auischen Getriebes, bis zum Erreichen einer vorbestimmten End-stellung aufrechterhält. In dieser Stellung steuert der Tisch selbst einen dritten Schalter, der in Zusammenwirken mit den beiden ersten durch das den Tisch nun verlassende Arbeitsgut in der um-gekehrten Reihenfolge gesteuerten Schaltern den Schwenktisch-antrieb ausschaltet und die Ausgangsstellung wiederherstellt.

**Kl. 18 d, Gr. 2<sub>70</sub>, Nr. 648 706**, vom 12. Dezember 1930; ausgegeben am 6. August 1937. Fried. Krupp, A.-G., in Essen. (Erfinder: Dr. Hermann Schottky in Essen-Rellinghausen.) *Austenitische Stahllegierung für unmagnetische, leicht bearbeitbare Gegenstände.*

Die Legierung hat 8 bis 25 % Mn, einen Kohlenstoffgehalt, der höchstens  $\frac{1}{20}$  des Mangangehaltes beträgt, 0 bis 1,5 % Si, Rest Eisen und gegebenenfalls die üblichen Verunreinigungen; die Bearbeitbarkeit kann noch durch Zusetzen stark karbid-bildender Legierungsgrundstoffe (z. B. bis etwa 5% Ti, Cr, V, Mo) verbessert werden, die einen Teil des der Bearbeitbarkeit beein-flussenden Kohlenstoffgehalts der Grundmasse aus dieser aus-scheiden.

**Kl. 7 b, Gr. 3<sub>70</sub>, Nr. 648 918**, vom 7. Januar 1934; ausgegeben am 10. August 1937. Tube Industrial Participation Limited in Breganzona, Lugano (Schweiz). *Verfahren zum Herstellen von nahtlosen Rohren.*

Der durch den Dorn a bewirkte Vor-schub der glühenden Rohrluppe b wird durch mindestens einen zwischen die hintereinanderfolgen-den Rollenkaliber c, d, e, f geschalteten, am Werkstück selbst angreifenden angetriebenen Vorschubkaliberwalzensatz g unter-stützt, dessen Walzen einen für das Einziehen des Werkstückes genügend großen, d. h. einen über den dreifachen lichten Kaliber-durchmesser hinausgehenden Durchmesser haben, während die unangetriebenen Rollen der Rollenkaliber einen Durchmesser haben, der kleiner als der doppelte lichte Kaliberdurchmesser ist.



**Kl. 18 d, Gr. 2<sub>10</sub>, Nr. 648 922**, vom 25. November 1933; ausgegeben am 11. August 1937. Fried. Krupp, A.-G., in Essen. (Erfinder: Dr. Werner Jellinghaus in Essen.) *Eisenlegierungen für Dauermagnete.*

Die Legierungen enthalten außer Eisen noch 5 bis 30% W oder Mo, einzeln oder gemischt, und 2 bis 20% Ni, auch sollen sie möglichst frei von Kohlenstoff sein.

## Statistisches.

Die Roheisenerzeugung des Deutschen Reiches im Dezember 1937<sup>1)</sup>. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Hamatit-eisen	Gießerei-roheisen	Bessemer-roheisen (saurer Verfahren)	Thomas-roheisen (basisches Verfahren)	Stahl-eisen, Spiegel-eisen, Ferro-mangan und Ferro-silizium	Puddel-roheisen (ohne Spiegel-eisen) und sonstiges Eisen	Insgesamt					
							Dezember 1937	November 1937				
Dezember 1937: 31 Arbeitstage. November 1937: 30 Arbeitstage												
Rheinland-Westfalen	41 833	40 966	—	664 589	248 840	21 550	23 470	992 286				
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen								48 375				
Schlesien								26 400	31 208	81 406	54 093	145 294
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland												30 269
Süddeutschland												184 223
Saarland	—	—	166 097	—	—	—	190 287					
Insgesamt: Dezember 1937	68 233	72 169	—	912 092	324 483	23 470	1 400 447	—				
Insgesamt: November 1937	49 713	80 605	—	922 880	291 516	24 755	—	1 372 469				
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							45 176	45 749				
Januar bis Dezember 1937: 365 Arbeitstage. 1936: 366 Arbeitstage												
Rheinland-Westfalen	499 504	552 655	—	7 632 438	2 574 215	233 746	276 881	11 204 588				
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen								530 032				
Schlesien								243 124	419 817	1 038 880	494 177	1 709 893
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland												326 286
Süddeutschland												2 186 565
Saarland	—	—	1 991 927	—	—	—	2 162 514					
Insgesamt: Januar/Dezember 1937	742 628	972 472	—	10 663 245	3 302 138	276 881	15 957 364	—				
Insgesamt: Januar/Dezember 1936	740 606	1 007 307	—	10 341 477	2 980 499	233 246	—	15 303 135				
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							43 719	41 812				

Stand der Hochöfen im Deutschen Reich<sup>1)</sup>. Im Dezember 1937 waren 171 (November 173) Hochöfen vorhanden. In Betrieb befanden sich 125 (126), gedämpft waren 3 (2), zum Anblasen standen fertig 8 (8), in Ausbesserung oder Neuzustellung befanden sich 20 (20) und still lagen 15 (17).

<sup>1)</sup> Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsguppe Eisen schaffende Industrie.

### Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im November 1937<sup>1)</sup>.

	Juli	August	Sep-tember	Ok-tober <sup>2)</sup>	No-venber
Hochöfen am 1. des Monats:					
im Feuer	107	106	106	107	107
außer Betrieb	104	105	105	104	104
insgesamt	211	211	211	211	211
1000 metr. t					
Roheisenerzeugung insgesamt	699	645	685	701	688
Darunter:					
Thomasroheisen	556	490	534	578	552
Gießerei-roheisen	89	86	93	90	78
Bessemer- und Puddelroheisen	22	28	35	19	31
Sonstiges	22	41	23	14	27
Stahlerzeugung insgesamt	685	559	672	705	673
Darunter:					
Thomasstahl	460	390	447	471	444
Siemens-Martin-Stahl	194	149	195	203	196
Bessemerstahl	4	3	4	4	4
Tiegelgußstahl	1	1	1	1	1
Elektrostahl	26	16	25	26	28
Bohrlöcke	673	550	660	692	661
Stahlguß	12	9	12	13	12

<sup>1)</sup> Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France. — <sup>2)</sup> Teilweise berichtigte Zahlen.

### Die Leistung der französischen Walzwerke im November 1937<sup>1)</sup>.

In 1000 metr. t	Juli	Aug. <sup>2)</sup>	Sept. <sup>2)</sup>	Okt. <sup>2)</sup>	Nov.
Halbzeug zum Verkauf	105	100	130	138	139
Fertigerzeugnisse aus Fluß- und Schweißstahl	465	345	452	461	443
Davon:					
Radreifen	4	2	5	5	5
Schmiedestücke	5	3	4	5	5
Schienen	31	26	34	35	31
Schwellen	8	4	4	5	3
Laschen und Unterlagsplatten	6	3	5	5	5
Träger- und U-Stahl von 80 mm und mehr, Zores- und Spundwandstahl	35	30	35	36	40
Walzdraht	37	24	37	35	30
Gezogener Draht	14	14	15	16	16
Warmgewalzter Bandstahl und Röhrenstreifen	23	20	25	23	21
Halbzeug zur Röhrenherstellung	8	7	9	7	8
Röhren	18	11	15	17	16
Sonderstahl	14	7	12	13	18
Handelsstahl	155	124	149	155	143
Weißbleche	10	7	9	10	11
Bleche von 5 mm und mehr	28	20	28	28	25
Andere Bleche unter 5 mm	65	40	63	63	63
Universalstahl	4	3	3	3	3

<sup>1)</sup> Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France. — <sup>2)</sup> Teilweise berichtigte Zahlen.

## Wirtschaftliche Rundschau.

### Die oberschlesische Eisenindustrie im vierten Vierteljahr 1937.

In der oberschlesischen Eisenindustrie traten im Berichtszeitraum, abgesehen von geringen jahreszeitlichen Schwankungen, keine wesentlichen Änderungen der Betriebs- und Absatzverhältnisse gegenüber den vorhergehenden drei Monaten ein. Nach wie vor bietet die allgemeine Beschäftigungslage der oberschlesischen Eisenindustrie angesichts der anhaltend regen Nachfrage und der stetig gebliebenen Erzeugung ein durchaus zufriedensstellendes Bild.

Der Jahreszeit entsprechend waren die Markt- und Absatzverhältnisse der oberschlesischen Steinkohlengruben außerordentlich günstig. Da nämlich die Eindeckung der Hauptbedarfsmengen in Industriekohlen der zeitweise arbeitenden Industrie, so z. B. der Zuckerfabriken, in den Monaten Oktober/Dezember erfolgte, ferner die sonstigen Industrien dank des guten Wasserstandes sich bemühten, den Oderschiffahrtsweg zur

Winterbevorratung auszunutzen, wurde die Förderung verstärkt; außerdem wurden Uberschichten eingelegt, so daß im vierten Viertel eine ganz beträchtliche Förder- und Absatzverstärkung gegenüber dem Vorvierteljahr zu verzeichnen war. In Stückwürfeln wurden wegen des steigenden Bahnverkehrs größere Mengen Lokomotivkohlen abgefordert, die nicht immer aufgebracht werden konnten. Das Hausbrandgeschäft war im Oktober und November sehr rege, ließ jedoch Anfang Dezember infolge der milden Witterung nach; die vorhandenen Bestände in Hausbrandkohlen wurden daher nicht völlig verladen. Der Auslandsabsatz mußte zugunsten des erhöhten Inlandsbedarfs eingeschränkt werden.

Der Versand in Koks war als befriedigend anzusprechen, wenn auch der laufende Auftragsengang durch die milde Witterung in den Monaten Oktober und November und infolge der bereits in den Sommermonaten erfolgten starken Bevorratung eine Abnahme erfuhr. Seit Anfang Dezember ist die Auftrags-tätigkeit wieder lebhafter geworden. Die Verladungen nach dem

Ausland sind gegenüber dem dritten Vierteljahr zurückgegangen, da der ausländische Handel die Einlagerung für den Winter ebenfalls zum größten Teil in den Sommermonaten vorgenommen hat. Die Ausfuhr nach Rumänien konnte gesteigert werden, was zum Teil auf die Errichtung einiger neuer Industriewerke zurückzuführen ist. Nach längerer Zeit wurden wieder Lieferungen nach Italien getätigt.

Der bisher zufriedenstellende Beschäftigungsstand der Hochofenwerke hat in der Berichtszeit unverändert angehalten. Die Erzversorgung erfolgte ohne Stockungen, und zwar in dem Umfange, der notwendig ist, um den Vorrat für die Wintermonate einzudecken.

Das Inlandsgeschäft in Roheisen war unvermindert lebhaft; die Nachfrage konnte im Rahmen der zugewiesenen Mengen befriedigt werden. Der darüber hinaus aufgetretene Mehrbedarf wurde zum Teil durch ausländisches Roheisen gedeckt. Der Eigenbedarf hatte den gleichen Umfang wie in den Vorvierteljahre, wobei nur inländisches Roheisen verwendet wurde. Die Ausfuhr lag vollkommen still.

In Walzwerkserzeugnissen bewegten sich die Versandzahlen etwa auf der Höhe des Vorvierteljahres, zumal da jahreszeitliche Einflüsse dadurch ausgeschaltet wurden, daß durch die Neuvorgabe der auf Grund der 5. Anweisung gestrichenen Aufträge für den Privatbedarf und die Händlerlager ein verstärkter Auftragseingang geschaffen wurde.

Das Röhrengeschäft wies durch die umfangreichen Sonderzuweisungen an den Handel zwecks Lagerauffüllung eine wesentliche Steigerung des Versandes auf, wogegen die Auslandslieferungen unverändert gering waren. Auftragsengang und Beschäftigung in Draht und Drahtwaren sowie Blechen blieben auch im letzten Jahresviertel weiterhin gut. Die Geschäftslage für Eisenbahnzeug ergab im Berichtszeitjahr bei gleichbleibender Beschäftigung und Erzeugung unverändert dasselbe günstige Bild wie im Vorvierteljahr. Der gegenwärtige Arbeitsvorrat reicht für mehrere Monate aus.

Die günstigen Beschäftigungsverhältnisse in den Eisengießereien erfuhren im letzten Vierteljahr bei sehr lebhaftem Eingang von Neuaufträgen keine wesentlichen Änderungen. Infolge des etwas stärkeren Versandes sank der Auftragsbestand geringfügig. Auch die Auftragsbewegung im Maschinenbau kann als durchaus zufriedenstellend bezeichnet werden. Im Stahlbau und in den Kesselschmiedern war bei anhaltend guter Auftragsstätigkeit der Versand niedriger als im Vorvierteljahr, weil ein erheblicher Teil von vorgearbeiteten Aufträgen noch der Erledigung harrete. Der Auftragsbestand hat auch hier zugenommen.

## Der französische Eisenmarkt im Dezember 1937.

Anzeichen einer neuen Abschwächung der weltwirtschaftlichen Lage führten zu neuen Beunruhigungen in der französischen Eisenindustrie. Auch der französische Inlandsmarkt blieb verwirrt und wies nur geringe Merkmale einer Besserung auf. Die geldlichen Verhältnisse vieler Werke sind nur wenig günstig; die Zunahme der Belastungen, der Zwang, Kapital in den Vorräten festzulegen, und vor allem die fast völlige Unmöglichkeit, unter den gegenwärtigen Umständen Kredit zu erhalten, sind besonders kennzeichnend. Die allgemeine Lage verschärfte sich noch Ende Dezember infolge der neuen Arbeitskämpfe. Inzwischen nahmen die Betriebseinschränkungen zu, und die wöchentliche Arbeitszeit betrug bei zahlreichen Werken nur noch 32 Stunden. Die Auftragsbestände erschöpften sich; die Lebenshaltungskosten stiegen stark an. Während der laufende Bedarf abnahm, waren Neuanlagen wenig zahlreich, und die öffentlichen Arbeiten dürften ohne Zweifel von neuem und in beträchtlichem Umfang zurückgehen.

Die französische Regierung hat der Kammer einen Gesetzentwurf unterbreitet, nach dem die Ausfuhr von französischem Eisenerz und Eisenerzeugnissen künftig mit einer achtprozentigen Abgabe belastet werden soll.

Der französische Stahlwerksverband Comptoir sidérurgique de France hat auf den Druck der IRG-Gruppen hin die französischen Eisenhändler ersucht, keine Ausfuhr von Eisenerzeugnissen aus Lagerbeständen vorzunehmen, ohne sich vorher mit dem Comptoir sidérurgique in Verbindung zu setzen. Zuwiderhandelnde sollen nicht mehr vom Comptoir sidérurgique beliefert werden. In diesen Maßnahmen wird man wohl einen ersten Schritt des Comptoir sidérurgique gegen die französischen Preisunterbietungen auf den internationalen Ausfuhrmärkten erblicken dürfen.

Auf dem Roheisenmarkt waren zu Monatsbeginn neue Aufträge nicht sehr zahlreich, da man bereits früher umfangreichere Vorräte angesammelt hatte, um die Anwendung der neuen Frachttarife zu vermeiden. Auch im Ausfuhrgeschäft war der Abschuß

neuer Aufträge schwierig. Die Engländer kauften zwar beträchtliche Mengen, doch setzten sich einer größeren Einfuhr Schwierigkeiten in den Weg. Die Käufe aus Belgien waren sehr begrenzt. Im Inlande ist mit einer Steigerung der Roheisenpreise zu rechnen. Die Hochofenwerke wurden bei dem nationalen Preisüberwachungsausschuß vorstellig, die Preise mit Rücksicht auf die gesteigerten Frachtkosten für Erze und Koks erhöhen zu dürfen. In der zweiten Dezemberhälfte nahmen die Aufträge aus dem Auslande mehr und mehr ab, und die Preise gingen ziemlich fühlbar zurück. Auch im Inlande war die Lage nicht als glänzend anzusprechen. Die von den Gießereien für Januar abgerufenen Mengen waren wenig umfangreich. Alle Roheisensorten einschließlich Roheisen für die Stahlbereitung litten unter schlechten Verkaufsmöglichkeiten. Man rechnet für Januar mit einer allgemeinen Ueberprüfung der Roheisenpreise. Die Werke lieferten, aber ohne Festsetzung von Preisen. Die Kundschaft legte übrigens auf umgehende Lieferung Wert, um die Anwendung der neuen am 1. Januar in Kraft tretenden Frachtsätze zu vermeiden. Es kosteten in Fr je t:

Bezirk	Hämatit		Spiegeleisen
	für Stahlerzeugung	für Gießerei	
Osten . . . . .	869	869	1034
Norden . . . . .	869	869	1039
Westen . . . . .	899	899	1069
Mittelfrankreich . . . . .	879	879	1049
Südwesten . . . . .	884	884	1054
Südosten . . . . .	889	889	1059
Pariser Bezirk . . . . .	869	869	1039

Phosphorreiches Gießereiroheisen Nr. 3 P. L. kostete 554 Fr.

Der Halbzeugmarkt blieb zufriedenstellend. In den ersten vierzehn Tagen wurden Ausfuhraufträge hereingenommen. Die Werke verfügten über genügend Arbeit trotz einer Abschwächung der inländischen Nachfrage. In der zweiten Monatshälfte erholte sich der Inlandsmarkt, so daß der Monat in festerer Haltung schloß. Uebrigens wies der Halbzeugmarkt nach wie vor die günstigsten Verhältnisse auf; auch die Zukunftsaussichten sind zufriedenstellend. Die Preise für Lieferungen seit dem 22. November blieben unverändert. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

	Inland <sup>1)</sup> :			
	Zum Walzen		Zum Schmieden	
	Thomas- güte	Siemens-Martin- Güte	Thomas- güte	Siemens-Martin- Güte
Rohblöcke . . . . .	755	898	820	873
Vorgewalzte Blöcke . . . . .	790	933	855	1008
Brammen . . . . .	795	938	860	1013
Knüppel . . . . .	840	983	905	1058
Platinen . . . . .	870	1013	935	1088
Ausfuhr <sup>1)</sup> :				
	Goldfund		Goldfund	
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr . . . . .	5.5.6	Platinen, 20 lbs und mehr . . . . .	5.8.6	
2½- bis 4zöllige Knüppel . . . . .	5.7.6	Platinen, Durchschnittsgewicht von 15 lbs . . . . .	5.10.-	

In der ersten Monatshälfte war der tatsächliche Bedarf an Fertigerzeugnissen offensichtlich ziemlich beschränkt, namentlich, wenn man den Umstand in Rechnung stellt, daß sich verschiedene kapitalkräftige Werke Vorräte anlegten, um die erhöhten Frachtkosten zu vermeiden. Das Ausfuhrgeschäft befriedigte nicht. Die Lieferfristen bewegten sich regelmäßig unter sechs bis acht Wochen. Lediglich Erzeugnisse in Siemens-Martin-Güte erfreuten sich weiterhin der Gunst der Kundschaft, ebenso wie Sonderstähle für Werkzeuge, wobei zu bemerken ist, daß die Werkzeugmaschinenfabriken unverändert gut beschäftigt waren. Ausgesprochen schwach lag der Markt für alles Walzzeug, das in den Konstruktionswerkstätten, den Fabriken für landwirtschaftliche Maschinen und für den Baumarkt Verwendung findet. Die Bauindustrie wurde übrigens von dem Steigen der Löhne und der Werkstoffe besonders betroffen. Die Hüttenleute erinnerten bei dieser Gelegenheit an die Möglichkeit, die Gesteigungspreise der Gebäude zu vermindern, durch sorgfältigere Berechnung der Eisenbauten, die viele Möglichkeiten in sich schließt. Andererseits darf man auch nicht allzusehr auf eine außergewöhnliche Zunahme der Aufträge der französischen Eisenbahngesellschaften rechnen. Je länger die Schwäche im französischen Wirtschaftsleben anhält, um so weniger Möglichkeiten sind zu erkennen, daß die Gesellschaften in der Erneuerung ihrer Anlagen schärfer vorgehen. In der Kraftwagenindustrie ist die Lage noch zufriedenstellend, doch dürfen nach allgemeiner Ansicht bestimmte Belastungen, wie die Lebenshaltungskosten, nicht allzusehr zunehmen, wenn nicht im Verkauf von Kraftwagen ein Stillstand eintreten soll. Ende Dezember konnte der Inlandsmarkt nicht als zufriedenstellend angesprochen werden. In Trägern waren noch ziemlich viel Aufträge auszuführen. Auf dem Stabstahlmarkt zeigt der Umstand, daß in gewissen Profilen auf Lager gearbeitet wird, bis zu welchem Punkte sich der Markt in den letzten Wochen abgeschwächt hat. Die Kundschaft beginnt übrigens wieder damit, an die Werke kleine Teilaufträge zu ver-

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

geben, was natürlich die Möglichkeit eines ausreichenden Verdienstes einengt. Daraus erklärt es sich auch, daß die Werke für nichtgängige Profile übertrieben lange Lieferfristen fordern. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland <sup>1)</sup> :			
Betonstahl	1080	Träger, Normalprofile	1055
Bohrenstreifen	1107	Handelstabstahl	1080
Große Winkel	1080	Bandstahl	1210
Ausfuhr <sup>1)</sup> :			
Goldpfund		Goldpfund	
Winkel, Grundpreis	5.8.-	Betonstahl	6.-
Träger, Normalprofile	5.7.6		

Bekanntlich hat der neue französische Feinblechverband eine Laufzeit bis zum 31. Dezember 1940. Kraftwagenbleche werden nicht vom Verband erfaßt. Die für die Aufstellung der vorläufigen Beteiligungsmengen erwählten Beziehungszeiten liegen zwischen dem 1. Januar 1936 und dem 31. Juli 1937. Die endgültigen Mengen werden durch einen Schiedsspruch des französischen Stahlwerksverbandes vor dem 1. April 1938 festgelegt werden. Die innerfranzösischen Mindestpreise für Feinbleche betragen jetzt 1565 Fr für Thomasstahl und 1775 Fr für Siemens-Martin-Stahl, was einer Preiserhöhung von 65 und 75 Fr je t entspricht. Der Verband schließt die Geschäfte ab mit dem Staat und den öffentlichen Verwaltungen, während die einzelnen Mitglieder des Verbandes mit der Privatkundschaft Kaufverträge abschließen, wenn das Geschäft nicht in den ausschließlichen Zuständigkeitsbereich des Verbandes fällt. In diesem Falle müssen die Verkäufer das Geschäft durch den Verband gutheißen lassen. In allen Fällen aber müssen die Zahlungen an den Verband geleistet werden, wodurch Preisunterbietungen verhütet werden sollen. Die Ausfuhrorganisation des französischen Feinblechverbandes ist noch nicht endgültig gebildet worden. Die bisher nicht zum französischen Feinblechverband gehörigen Feinblechhersteller können aber bereits jetzt nach Vereinbarung mit dem Verband ausführen. Inzwischen ist der Feinblechverband durch die Gründung eines Verbandes für Dynamobleche weiter ausgebaut worden.

Der Grobblechmarkt behauptete eine gewisse Tätigkeit infolge von Aufträgen verschiedener Behörden. Neue Bestellungen waren jedoch wenig umfangreich. Der Feinblechmarkt lag gleichfalls schwach, ein Umstand, den man sehr häufig nach einer ernstlichen Preiserhöhung findet. Die Lieferfristen für Feinbleche betragen acht bis zehn Wochen. Man rechnet mit einem Zusammenschluß der Hersteller von verzinkten Blechen, doch macht der Umstand Schwierigkeiten, daß inzwischen seit dem Zusammenbruch des alten Verbandes neue Herstellerwerke auf dem Markt erschienen sind. Ende Dezember war der Blechmarkt nach wie vor ziemlich schwach. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland <sup>1)</sup> :			
Grobbleche, 5 mm und mehr:		Feinbleche:	
Weiche Thomasbleche	1350	Grundpreis ab Werk Osten:	
Weiche Siemens-Martin-Bleche	1550	Weiche Thomasbleche	1565
Weiche Kesselbleche, Siemens-Martin-Güte	1675	Weiche S.-M.-Bleche	1775
Mittelbleche, 2 bis 4,99 mm:		Durchschnittspreise (Pariser Bezirk):	
Thomasbleche:		1,75 bis 1,99 mm	1694
4 bis unter 5 mm	1350	1 mm	1808
3 bis unter 4 mm (ab Osten)	1560	0,5 mm	2264
		Universalstahl, Thomasgüte, Grundpreis	1215
		Universalstahl, Siemens-Martin-Güte, Grundpreis	1415
Ausfuhr <sup>1)</sup> :			
Goldpfund		Goldpfund	
9,5 mm und mehr	7.2.6	Bleche:	
7,9 mm bis unter 9,5 mm	7.4.-	3,2 mm bis unter 4,0 mm	8.7.6
6,3 mm bis unter 7,9 mm	7.7.-	Riffelbleche:	
4,7 mm bis unter 6,3 mm	7.13.-	9,5 mm und mehr	7.9.-
4,0 mm bis unter 4,7 mm	8.-6	Universalstahl	7.1.-

Auf dem Markt für Draht und Drahterzeugnisse war die Geschäftstätigkeit in der ersten Dezemberhälfte weiterhin gut; späterhin war allerdings der Neueingang von umfangreicheren Aufträgen gering. Die nachstehend wiedergegebenen Preise sind Durchschnittsgrundpreise mit Gültigkeit seit dem 1. Dezember, Frachtgrundlage Chälön-sur-Marne. Es kosteten in Fr je t:

Blanker Draht	1660	Verzinkter Draht	2035
Angelassener Draht	1760	Stacheldraht	1925

Die Verhältnisse auf dem Schrottmrkt waren während des größeren Teiles des Dezembers unverändert schwierig. Zu Monatsende trat eine Besserung ein. Das Anziehen der Frachtkosten dürfte jedoch eine dauernde Wiederbelebung verhindern. Verschiedene Bezirke, die den Verbrauchsmittelpunkten fernliegen, müssen Absatz im Ausland suchen, was die Ausfuhrfrage von neuem aufrollt. Am 30. September 1937 war auf französischen Schrott eine Ausfuhrabgabe von 500 Fr je t gelegt worden, diese Abgabe ist jetzt auf 50 Fr herabgesetzt worden. Begründet wird diese Maßnahme damit, daß die Internationale Schrottvereingung ihre Preise ermäßigt hat und die Ausfuhr als Folge der abgeschwächten Nachfrage in Eisenerzeugnissen zurückgegangen ist. Die Ausfuhrabgabe soll wieder erhöht werden, wenn die ver-

stärkte französische Schrottausfuhr die Versorgung der inländischen Verbraucher gefährden würde. Die französischen Werke sind reichlich mit Schrott versorgt, da sie infolge der Ausfuhrabgabe ihre Vorräte auffüllen. Eine Versammlung der internationalen Schrotteinkaufsstelle tagte kürzlich in Düsseldorf. Sie beschloß die Verlängerung der Einkaufsstelle bis Ende 1938 und hat bei belgischen Händlern 80 000 t und bei amerikanischen 15 000 t Schrott zu stark ermäßigten Preisen gekauft. Bekanntlich führt Belgien Schrott zweiter Wahl ein und führt dagegen Schrott erster Wahl aus. Auf einer neuen Versammlung in London am 5. Januar werden auch französische Händler vertreten sein, mit denen Geschäftsabschlüsse beabsichtigt sind, doch dürften nur bestimmte Ueberschußmengen in Frage kommen<sup>2)</sup>.

### Der belgische Eisenmarkt im Dezember 1937.

Wenn sich auch die Stimmung auf dem Ausfuhrmarkt etwas besserte, war doch im allgemeinen Ruhe vorherrschend. Für Stabstahl, Formstahl und Bleche lebte die Aufmerksamkeit in Argentinien und der Mandchurei wieder auf. Bei der Mehrzahl der Erzeugnisse rechnete man mit der Beibehaltung der gegenwärtigen Preise. Im Verlauf des Monats blieb der Umfang der abgeschlossenen Geschäfte in engen Grenzen. Trotz den Beschlüssen der Verbände, die gegenwärtigen Preise bis zum 30. Juni 1938 beizubehalten, hielt sich die Kundschaft weiterhin stark zurück und stand unter dem Einfluß einer ausgesprochenen Baissestimung, hervorgerufen durch die Preisabkommen, welche die Werke für Grobbleche hatten tätigen müssen, um sie den amerikanischen Preisen anzuleichen. Außerdem machten die Weiterverarbeiter und Außenseiter niedrigere Angebote in Stabstahl, Formstahl und Feinblechen. Ein Zugeständnis an diese Einstellung der Kundschaft war auch darin zu erblicken, daß Verhandlungen und Besprechungen über die Erneuerung des Stahlverbandes stattfinden werden.

In Stabstahl konnte man mit einer Wiederbelebung rechnen; die Abschlüsse mit dem Auslande nahmen zu. Ebenfalls war auf dem Blechmarkt, insbesondere auf dem Feinblechmarkt, eine Besserung festzustellen. Die Preise waren von der Kundschaft stark umstritten, die infolge der von den Außenseitern gemachten Angebote Preissenkungen von 40/- bis 50/- sh forderten. Am 20. Dezember traten die Hersteller von kaltgewalztem Bandstahl in Lüttich zusammen, um die Errichtung eines Kartells weiterhin zu prüfen. Die von den französischen Vertretern bisher vorgebrachten Wünsche lassen nicht an das Zustandekommen eines Zusammenschlusses glauben. Die französische Gruppe, die in der Ausfuhr über keine Beziehungszahlen verfügt, forderte eine umfangreiche Tonnenmenge sowie Vorbehalt des gesamten Inlandsmarktes und der Kolonien unter Ausschaltung der dortigen Lieferungen anderer Gruppen. Die übrigen Vertretungen, wie die deutsche, belgische und luxemburgische, setzten als Beziehungszeit das erste Vierteljahr 1937 fest. Wenn diese Gruppen damit einverstanden waren, keine Werke in Frankreich zu errichten, so konnten sie doch dem französischen Verlangen über die Lieferungen, die sie im allgemeinen auf dem französischen Markt tätigen, nicht entsprechen, sondern wünschten diese beizubehalten. Die Preisfrage soll auf einer Sitzung in der ersten Januarhälfte besprochen werden.

Ende Dezember war der Geschäftsumfang auf dem Ausfuhrmarkt beschränkt. Die Unterbietungen der tschechischen und polnischen Außenseiter dauerten an. Unter diesen Umständen beharrten die Käufer selbstverständlich in ihrer Zurückhaltung. Andererseits erschöpften sich die Vorräte ziemlich schnell, so daß tatsächlicher Bedarf notwendigerweise in naher Zukunft gedeckt werden muß. Preisnachfragen waren ziemlich zahlreich, und es kamen auch einige Geschäfte mit der Türkei, Chile, Japan (Fertigerzeugnisse und Halbzeug), Argentinien und der Mandchurei zustande. Die Geschäftstätigkeit nach China war sehr bescheiden. Die Preise für Stab- und Formstahl nach der Südafrikanischen Union wurden neu festgesetzt auf Papierpfund 9.12.6, für die angrenzenden Gebiete auf Goldpfund 5.15.-. Gewöhnliche Bleche für Skandinavien kosteten gegenwärtig £ 11.3.- fob. Die von „Cosibel“ im Dezember hereingenommenen Aufträge beliefen sich auf 84 500 t, davon 34 500 t für das Inland. Die Zuteilungen an die Werke betragen 31 000 t Halbzeug, 4000 t Formstahl, 19 300 t Stabstahl, 17 700 t Grobbleche, 2000 t Mittelbleche, 980 t Universalstahl und 9400 t Feinbleche, darunter 3000 t 1-mm-Bleche für russische Rechnung.

Die Nachfrage nach Roheisen war zu Monatsanfang recht beschränkt. Die Preise blieben nominell unverändert. In Gießereien Nr. 3 P. L. ließ der französisch-belgisch-luxemburgische

<sup>1)</sup> Die Sitzung hat inzwischen stattgefunden; dabei ist die Vereinigung der französischen Schrotterzeugnisse, die Union des Consommateurs de Ferraille, der Internationalen Schrottvereingung beigetreten.

Roheisenverband den Preis bestehen auf 795 bis 800 Fr je t frei Athus verzollt. Zugeständnisse wurden ununterbrochen bewilligt je nach der Größe und Dauer des abgeschlossenen Geschäftes. Phosphorarmes Roheisen kostete 890 bis 900 Fr. Hämatit wurde je nach Güte auf der Grundlage von 1000 bis 1100 Fr frei Verbraucherkwerk angeboten. Im Verlauf des Monats blieb der Markt unstritten. Die Geschäftstätigkeit war nach wie vor begrenzt, und angesichts des starken Angebotes zeigte sich die Kundschaft nicht allzusehr zu Geschäftsabschlüssen geneigt; der tatsächliche Preis für Gießereiroheisen Nr. 3 stellte sich bei laufender Abnahme auf 720 bis 740 Fr. In phosphorarmem Roheisen lagen englische Angebote zu 105/- sh fob Antwerpen vor, für Hämatit französische Angebote auf der Grundlage von 950 bis 1000 Fr je nach Güte. Ende Dezember blieb die Nachfrage mittelmäßig, und Unterbietungen drückten weiterhin schwer auf den Markt. Der französische Wettbewerb setzte seine Preise für Hämatit noch weiter herab.

Die Nachfrage der Weiterverarbeiter nach Halbzeug war zu Monatsbeginn auf dem Inlandmarkt beschränkt. Die Lieferungen für englische Rechnung nahmen ihren regelmäßigen Fortgang; auch rechnete man mit der Bestätigung einiger nach Italien angebotener Geschäfte. Für British-Indien, Japan und die Mandchurie stellte sich der Preis für vorgewalzte Blöcke auf Goldpfund 5.5.6 fob, für Knüppel auf Goldpfund 5.7.6 und für Platinen auf Goldpfund 5.8.6; die entsprechenden Preise für Italien, Rumänien und Südslawien betragen Goldpfund 4.15.6, 4.17.6 und 4.18.6, für China Goldpfund 5.8.-, 5.10.- und 5.11.-. Im Verlauf des Monats machte sich im Inlande eine Besserung bemerkbar, wo die Weiterverarbeiter größere Mengen kauften. Im Ausfuhrgeschäft waren Verhandlungen über Lieferungen ins Mittelmeerbecken im Gange. Ende Dezember hielt die bessere Lage auf dem Inlandmarkt an. Im Ausfuhrgeschäft erfolgten Abrufe auf die üblichen und zusätzlichen, im ersten Vierteljahr 1938 nach England zu liefernden Mengen in beträchtlichem Umfang. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland <sup>1)</sup> :	
Vorgewalzte Blöcke . . . . .	930
Knüppel . . . . .	960
Ausfuhr <sup>1)</sup> :	
Rohblöcke . . . . .	5.-
Vorgewalzte Blöcke . . . . .	5.5.6
Knüppel . . . . .	5.7.6
Platinen . . . . .	1095
Röhrenstreifen . . . . .	6.15.-

Das Geschäft in Fertigerzeugnissen war zu Monatsanfang sehr ruhig. Immerhin waren Preisnachfragen aus dem Auslande zahlreicher und ließen auf ein baldiges besseres Geschäft hoffen. Die Nachfrage nach warmgewalztem Bandstahl und Röhrenstreifen blieb zufriedenstellend; hier schwankten die Lieferfristen zwischen eineinhalb und zwei Monaten. In kaltgewalztem Bandstahl war das Geschäft ruhig, und die Lieferfristen gingen nicht über einen Monat hinaus. Im Inlande schenkten die Lagerhalter dem Neugeschäft nur wenig Aufmerksamkeit. Von einer Aenderung der Inlandspreise war keine Rede. Die Bestandsaufnahme trug gleichfalls nicht dazu bei, die Geschäftstätigkeit zu erhöhen. Ende Dezember blieb der Wettbewerb verschiedener Außenseiter lebhaft. Der Ausfuhrmarkt konnte sich unter diesen Bedingungen natürlich nicht bessern. Die Preise waren unstritten. Zu der geringen Verkaufstätigkeit im Inlande gesellte sich noch ein ungünstiger Umstand: Die Lagerhalter verkauften ihre Erzeugnisse zu herabgesetzten Preisen, um sich flüssig zu machen. Nach kaltgezogenem Stahl bestand gute Nachfrage. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland <sup>1)</sup> :	
Handelsstabstahl . . . . .	1100
Träger, Normalprofile . . . . .	1100
Breitflanschträger . . . . .	1115
Mittlere Winkel . . . . .	1100
Ausfuhr <sup>1)</sup> :	
Handelsstabstahl . . . . .	6.-
Träger, Normalprofile . . . . .	5.7.6
Breitflanschträger . . . . .	5.8.-
Mittlere Winkel . . . . .	5.8.-
Warmgewalzter Bandstahl . . . . .	6.10.-
Warmgewalzter Bandstahl . . . . .	1550
Gezogener Rundstahl . . . . .	1865
Gezogener Vierkantstahl . . . . .	2025
Gezogener Sechskantstahl . . . . .	2375
Gezogener Rundstahl . . . . .	13.-
Gezogener Vierkantstahl . . . . .	14.15.-
Gezogener Sechskantstahl . . . . .	15.15.-

Der Schweißstahlmarkt war während des ganzen Monats unbefriedigend. Je nach der Wichtigkeit und der Art der Aufträge wurden Zugeständnisse bewilligt. Die Preise, die sich zu Monatsanfang für Schweißstahl Nr. 3 auf Papierpfund 10.- für England und Papierpfund 9.- für die große Ausfuhr überhaupt hatten, gingen später auf 9.- und 8.2.6 zurück.

In Grobblechen war das Geschäft zu Monatsbeginn zufriedenstellend, wogegen es in Mittelblechen begrenzt blieb. In Feinblechen und verzinkten Blechen war der Markt ausgesprochen schwach. Im Verlauf des Monats war lediglich bei Feinblechen

eine gewisse Besserung festzustellen. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland <sup>1)</sup> :	
Gewöhnliche Thomasbleche	
(Grundpreis frei Bestimmungsort):	Bleche (geglüht und gerichtet):
8 mm . . . . .	2 bis 2,99 mm . . . . .
7 mm . . . . .	1,50 bis 1,99 mm . . . . .
6 mm . . . . .	1,40 bis 1,49 mm . . . . .
5 mm . . . . .	1,25 bis 1,39 mm . . . . .
4 mm . . . . .	1 bis 1,24 mm . . . . .
3 mm . . . . .	1 mm (geglüht) . . . . .
	0,5 mm (geglüht) . . . . .
Ausfuhr <sup>1)</sup> :	
Universalstahl (Grundpreis fob Antwerpen) . . . . .	6,3 mm bis unter 7,9 mm . . . . .
Bleche:	4,7 mm bis unter 6,3 mm . . . . .
9,5 mm und mehr . . . . .	4,0 mm bis unter 4,7 mm . . . . .
7,9 mm bis unter 9,5 mm . . . . .	3,2 mm bis unter 4,0 mm . . . . .
Riffelbleche:	Papierpfund
9,5 mm und mehr . . . . .	11/14 BG (3,05 bis 2,1 mm) . . . . .
7,9 mm bis unter 9,5 mm . . . . .	15/16 BG (1,85 bis 1,65 mm) . . . . .
6,3 mm bis unter 7,9 mm . . . . .	17/18 BG (1,47 bis 1,24 mm) . . . . .
4,7 mm bis unter 6,3 mm . . . . .	19/20 BG (1,07 bis 0,88 mm) . . . . .
4,0 mm bis unter 4,7 mm . . . . .	21 BG (0,81 mm) . . . . .
3,2 mm bis unter 4,0 mm . . . . .	22/24 BG (0,75 bis 0,56 mm) . . . . .
	25/26 BG (0,51 bis 0,46 mm) . . . . .
	30 BG (0,3 mm) . . . . .

In Draht und Drahterzeugnissen war das Ausfuhrgeschäft während des ganzen Monats begrenzt und das Inlandgeschäft vollkommen bedeutungslos. Es kosteten in Fr je t:

Blanker Draht . . . . .	1650	Stacheldraht . . . . .	2250
Angelassener Draht . . . . .	1700	Verzinnter Draht . . . . .	3250
Verzinkter Draht . . . . .	2100	Drahtstifte . . . . .	2000

Geschäftsabschlüsse in Schrott waren zu Monatsbeginn wenig bedeutend. Die Preise standen lediglich auf dem Papier, und die Kundschaft hielt sich zurück, besonders wegen der bevorstehenden Bestandsaufnahme. Der Markt blieb im Verlauf des Monats schwach. Infolge Senkung der Ausfuhrabgabe in Frankreich von 500 auf 50 Fr je t vom 1. Januar 1938 an erfolgten Angebote der französischen Schrottverkäufer für Siemens-Martin-Güte auf der Grundlage von 380 Fr. Ende Dezember war der Geschäftsgang immer noch wenig umfangreich. Die erwartete Heraufsetzung der Schrottausfuhrmengen von 60 % auf 100 % der Ausfuhr des Jahres 1936 dürfte für den Markt von großer Bedeutung werden. Es kosteten in Fr je t:

	2. 12. 1937	30. 12. 1937
Sonderschrott für Hochöfen . . . . .	140—450	380—400
Gewöhnlicher Schrott für Hochöfen . . . . .	390—400	330—350
Siemens-Martin-Schrott . . . . .	420—440	330—350
Drehspäne . . . . .	360—370	270—280
Maschinengußbruch, erste Wahl . . . . .	600—610	550—560
Maschinengußbruch, zweite Wahl . . . . .	570—580	500—510
Ofen- und Topfgußbruch (Poterie) . . . . .	460—470	350—360

**Die Sicherstellung des planmäßigen Ausbaues der deutschen Eisenindustrie.**

Der Reichswirtschaftsminister hat eine zweite Anordnung<sup>1)</sup> zur Sicherstellung des planmäßigen Ausbaues der deutschen Eisenindustrie erlassen, die eine Lockerung seiner Anordnung vom 16. September 1937<sup>2)</sup> bedeutet. Danach bleibt die Erweiterung der Leistungsfähigkeit bestehender Anlagen genehmigungsfrei, wenn infolge von Instandsetzungs- und Erneuerungsarbeiten eine Steigerung der Leistungsfähigkeit von nicht mehr als 15 % erreicht wird. Leistungsfähigkeit im Sinne dieser Vorschrift ist bei Hochofenanlagen die Leistungsfähigkeit des einzelnen Hochofens, bei Hüttenkokereien die Leistungsfähigkeit der einzelnen Batterie, bei Anlagen zur Herstellung von Stahl die Leistungsfähigkeit des einzelnen Ofens (Birne), bei Stahlwalzwerken die Leistungsfähigkeit der einzelnen Walzenstraße, bei Hammer- oder Preßwerken die Leistungsfähigkeit des einzelnen Hammers oder der einzelnen Presse, bei Gießereien die Leistungsfähigkeit des einzelnen Kupolofens oder Schmelzofens.

**Vereinigte Stahlwerke, Aktiengesellschaft, Düsseldorf.** — Eine zusammenfassende Uebersicht über die Erzeugung der Betriebsgesellschaften für das Vierteljahr Oktober bis Dezember 1937 verglichen mit dem vorhergehenden Vierteljahr ergibt folgendes:

	Vierteljahr Oktober/Dezember 1937	Vierteljahr Juli/September 1937
Kohle . . . . .	6 914 110	6 746 550
Koks . . . . .	2 170 693	2 141 885
Roheisen . . . . .	1 626 653	1 519 104
Robstahl . . . . .	1 765 530	1 611 261

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

<sup>1)</sup> Reichsanzeiger Nr. 302 vom 31. Dezember 1937.

<sup>2)</sup> Vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 4061.

## Buchbesprechungen.

**Steinhoff, Berthold, Dr.:** Die schwedische Eisenerzproduktion und Eisenerzpolitik seit der Jahrhundertwende. (Mit 1 Karte.) Berlin: Verlag Dr. Emil Ebering 1937. (116 S.) 8°. 4,80 RM. (Volkswirtschaftliche Studien. Hrsg. von E. Ebering. H. 58.)

Die Schrift schildert anschaulich die Entwicklung des schwedischen Eisenerzbergbaus in seiner Bedeutung für die Volkswirtschaft Schwedens und für die Rohstoffversorgung der europäischen Eisenindustrie. Die nationalwirtschaftlichen Aufgaben, die sich aus dem schnellen Aufschwung der mittelschwedischen und lappländischen Eisenerzförderung ergeben haben, werden klar herausgestellt. Immer wieder haben die Kämpfe zwischen dem Bestreben, die Erzausfuhr zu steigern, und der Forderung, die Erze schonend abzubauen und für die eigene Eisenindustrie zu sichern, einen entscheidenden Einfluß auf die Entwicklung des Bergbaues ausgeübt. Die Gründe, die gegen einen stärkeren Ausbau der schwedischen Eisenindustrie sprechen, insbesondere die Brennstoff- und die Absatzfrage, werden eingehend erörtert. Den breitesten Raum nimmt die Schilderung des zunehmenden staatlichen Einflusses auf den schwedischen Eisenerzbergbau ein sowie die Darstellung des sich hieraus ergebenden verwickelten Vertragswerkes zwischen den Aktionären und dem Staat. Es ist reizvoll zu verfolgen, wie diese Verträge der wechselnden Wirtschaftslage angepaßt worden sind, ohne daß bis heute eine deutliche Klärung der Verhältnisse nach der privat- oder staatswirtschaftlichen Seite erfolgt ist. Wenn auch innerhalb dieser Beziehungen immer wieder die Grundfrage auftaucht, ob die Förderung der Absatzlage angepaßt oder ob die Erzmasse geschont werden soll, so sollten gerade in der heutigen Zeit der Erzknappheit die einleitenden Ausführungen des Verfassers in den Vordergrund gestellt werden, daß nämlich eine nicht ausreichende Belieferung der Erzverbraucher neue Gruben ins Leben ruft, welche die Vorzugsstellung der alten Betriebe untergraben können. *Hans Günther Sohl.*

**Petersen, W.,** Privatdozent an der Bergakademie Freiberg (Sa.): Schwimmaufbereitung. Mit 93 Abb. u. 36 Zahlentaf. Dresden u. Leipzig: Theodor Steinkopff 1936. (XII, 337 S.) 8°. 18 RM., geb. 19,50 RM.

(Wissenschaftliche Forschungsberichte. Naturwissenschaftliche Reihe. Hrsg. von Dr. Raphael Ed. Liesegang. Bd. 36.)

Nachdem im Jahre 1931 zwei Bücher erschienen waren, die das für die Nichteisenmetallerze so sehr wichtige Gebiet der Schwimmaufbereitung nach der wissenschaftlichen und betrieblichen Seite hin eingehend darstellen<sup>1)</sup>, hat sich der Verfasser die Aufgabe gestellt, vor allem die wichtigeren neuen Arbeiten über die Theorie der Schwimmaufbereitung zusammenfassend zu bearbeiten. Er hat dabei weitgehend auch diejenigen Erscheinungen behandelt, deren Deutung besonders vom kolloidchemischen Standpunkt aus erreicht werden könnte. Andererseits wird dem Wesen der wissenschaftlichen Forschungsberichte entsprechend auf die mit der betrieblichen Durchführung der Schwimmverfahren zusammenhängenden Fragen nur kurz eingegangen.

Der Verfasser hat das Ziel, das er sich mit seinem Buche gesteckt hat, zweifellos in sehr hohem Grade erreicht. Das Buch wird daher denen, die sich mit den wissenschaftlichen Grundlagen der Schwimmaufbereitung beschäftigen, von großem Nutzen sein, zumal da ihm ein sehr vollständiges und gut geordnetes Schrifttumsverzeichnis beigelegt ist. *Walter Luyken.*

<sup>1)</sup> W. Luyken und E. Bierbrauer: Die Flotation in Theorie und Praxis. Berlin 1931; vgl. Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1332. — Erwin W. Mayer und Hubert Schranz: Flotation. Leipzig 1931; vgl. Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 179.

**Finkbeiner, H., Dipl.-Ing.:** Hochleistungs-Gaserzeuger für Fahrzeugbetrieb und ortsfeste Kleinanlagen. Verhalten der Brennstoffe und des Gases, Berechnung und Aufbau der Gaserzeuger und Reinigungsanlagen. Wirtschaftliche Betrachtungen. Mit 63 Abb. Berlin: Julius Springer 1937. (99 S.) 8°. 9 RM., geb. 10,20 RM.

Der Zweck des Buches soll sein, den Leser über die neuzeitlichen Klein-Gaserzeuger, allerdings unter Bevorzugung der Hochleistungs-Gaserzeuger für den Kraftwagenbetrieb zu unterrichten. Es enthält Ausführungen über das Anwendungsgebiet, die Brennstoffe, die Vorgänge im Gaserzeuger, die baulichen Ausführungen und das betriebliche Verhalten sowie über die Wirtschaftlichkeit.

Auch für Eisenhüttenwerke sind die Kleingaserzeuger wichtig, beispielsweise für die Herstellung von Schutzgasatmosphären. Der Leser kann aus dem Buche manche Einzelheit über dieses Sondergebiet erfahren. Den oben angeführten Zweck erfüllt es aber nur unvollständig und nicht allzu zuverlässig. Der Leser erhält kein klares Bild über die bisher erreichten Ergebnisse. Die Ausführungen über die Eigenschaften der Brennstoffe können den Eindruck erwecken, als wäre der Schwelkoks aus mitteldeutschen Braunkohlenbriketts für den Betrieb von Fahrzeug-Gaserzeugern entschieden besser geeignet als Schwelkoks aus Steinkohle und Anthrazit. Wer die neuere Entwicklung auf diesem Gebiete verfolgt hat, muß ein derartiges Werturteil ablehnen. Die höhere Reaktionsfähigkeit beim Braunkohlenschwelkoks kann durch eine etwas größere Schütthöhe und die ohnedies etwas höhere Glühtemperatur ausgeglichen werden. Diesem mehr theoretischen Vorteil des Braunkohlenschwelkokes stehen praktische Nachteile des vielfach höheren Asche-, Schwefel- und Feuchtigkeitsgehaltes sowie der geringeren Festigkeit gegenüber. Diese Nachteile sind nicht genügend hervorgehoben oder (Feuchtigkeit) überhaupt nicht angeführt. Der Verfasser beurteilt die Eignung der verschiedenen Brennstoffe zu sehr nach Laboratoriumsversuchen über die Reaktionsfähigkeit. Wie wenig man nach Laboratoriumsversuchen über die Reaktionsfähigkeit die Vergasbarkeit der Brennstoffe beurteilen kann, beweist die Abb. 1, die nach Finkbeiner ergeben würde, daß Holzkohle selbst gegenüber Braunkohlenschwelkoks gewaltig (3,5 : 1) im Vorteil wäre, während andere, vom Verfasser nicht angeführte Versuche ergeben haben, daß diese Ueberlegenheit nur gering ist.

Eine Reihe von Irrtümern und Fehlern mindern leider auch in anderer Hinsicht den Wert des Buches. Auf S. 11 und 12 wird gesagt, daß der Zerfall der Kohlensäure (ohne Gegenwart von Kohle) die Verbrennung stark beeinflusst, und es wird der Kohlenoxydgehalt in den Motorabgasen hierauf zurückgeführt, während der Zerfall der Kohlensäure ohne praktische Bedeutung ist. Bei der Anführung von Gasumsetzungen auf S. 11 und 13 sind bezüglich der Wärmetönungen Druckfehler unterlaufen und im Verhältnis 1 : 2 falsche Werte angegeben. Auf S. 57 wird der Gasbedarf je Motorhub gleich dem Hubvolumen des Motors gesetzt, es wird also nicht berücksichtigt, daß der Motor nicht nur Gas, sondern auch Luft anzusaugen hat und außerdem der Liefergrad auch nicht annäherungsweise 1 sein kann, wie der Verfasser annimmt. Auf S. 58 wird die mittlere Gaserzeugerbelastung zu 120 bis 200 kg je m<sup>2</sup> h angegeben, während tatsächlich das Doppelte und sogar ein Vielfaches von diesen Werten erreicht wird.

Auf den Seiten 6, 7 und 22 wird der Gehalt an flüchtigen Bestandteilen beim Braunkohlenschwelkoks als sehr gering bezeichnet, beim Steinkohlenschwelkoks als eigentümlich groß, während der wirkliche Unterschied meist die umgekehrte Richtung hat. Auf S. 89 sind Fehler bei der Angabe der verschiedenen Brennstoffpreise gemacht (ab Zeche Großbezug). Damit kehren sich die Folgerungen, die aus den Angaben des Verfassers zu ziehen wären, in ihr Gegenteil um. *Gustav Neumann.*

## Vereins-Nachrichten.

### Aus dem Leben des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

(Dezember 1937.)

Am 2. Dezember 1937 fand ein Treffen der Jungwalzwerker statt, das mit einer Besichtigung des Werkes Poensgen der Deutschen Röhrenwerke, A.-G., in Düsseldorf-Lierenfeld begann und mit einem kameradschaftlichen Zusammensein endete.

Das Kuratorium des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung hielt am gleichen Tage eine Sitzung ab, in der die durch die Satzung vorgeschriebenen Angelegenheiten erledigt wurden.

Am 3. Dezember fand eine Besprechung über die Sauerstoffbestimmung im Stahl (Chemikerausschuß) statt, die sich mit Arbeitsvorschriften für gemeinsame Untersuchungen und mit

den Richtlinien für das Versenden der zu untersuchenden Proben beschäftigte.

Eine weitere Sitzung des Chemikerausschusses, die an gleichen Tage stattfand, befaßte sich mit Beiträgen für das Laboratoriumshandbuch.

Am 3. Dezember begann eine Vortragsreihe, in der Professor P. Röntgen, Aachen, in drei Abendvorträgen von je zweistündiger Dauer einem größeren Kreise unserer Mitglieder einen Ueberblick über den gegenwärtigen Stand des Metallhüttenwesens und die voraussichtliche Entwicklung auf diesem Gebiete gab. Nach einer Einführung über den Aufbau der Metallhütten wurde über die Grundlagen der Nichteisenmetallurgie berichtet; sodann wurden zahlreiche Beispiele aus der praktischen Metallurgie vorgeführt. Der Zweck der Vortrags-

reihe, dem Eisenhüttenmann die Berührungspunkte seines eigenen Fachgebietes mit dem Gebiete des Metallhüttenwesens vor Augen zu führen, um daraus Anregungen zu schöpfen, wurde in erfreulichem Maße erreicht, was sich u. a. aus der bis zum Ende unvermindert großen Zahl der Teilnehmer ergab.

Am 6. Dezember fand eine Sitzung von Vertretern der Walzwerke statt, um über eine Erhebung über die Leistungsfähigkeit der deutschen Walzwerke, die im amtlichen Auftrage vorgenommen werden sollte, zu beraten. Die Beratungen fanden ihre Fortsetzung in weiteren Sitzungen am 11., 17. und 27. Dezember.

Der Arbeitskreis für den Vierjahresplan der Eisen schaffenden Industrie trat am 7. Dezember zusammen, um in einer eingehenden Aussprache zu den augenblicklich vorliegenden wichtigen Fragen Stellung zu nehmen. Im Vordergrund standen Fragen der Mangan- und Vanadinbewirtschaftung.

Der Kleine Ausschuß der Technischen Kommission des Grobblech-Verbandes tagte am 8., 14. und 21. Dezember, um über Liefer- und Abnahmebedingungen zu beraten.

Auf den 14. Dezember waren die Jungstahlwerker in das Eisenhüttenhaus geladen. An Stelle einer Besichtigung traten diesmal Vorträge über Hüttenmännisches und Nichteisenmännisches in den Vereinigten Staaten von Nordamerika.

Am 15. Dezember hielt der Ausschuß für Betriebswirtschaft seine 142. Sitzung ab. Es wurden Berichte erstattet zur Frage der Verrechnung des allgemeinen Betriebsaufwandes und zur Schematisierung von Wirtschaftlichkeitsrechnungen.

Mit Fragen der Prüfung der Schweißempfindlichkeit von Baustahl St 52 befaßte sich eine Sitzung, die am gleichen Tage stattfand.

Der Unterausschuß für den Zugversuch des Werkstoffausschusses hielt am 21. Dezember eine Sitzung ab, um gemeinsame Dauerstandversuche im Luftofen zu erörtern.

Aus den Zweigvereinen ist zu berichten, daß die Eisenhütte Oberschlesien am 10. Dezember eine Sitzung ihrer Fachgruppe Stahlwerk und Walzwerk abhielt. Es wurden Berichte erstattet über deutsche Rohmagnesite und Magnesitsteine, über neuere molybdänlegierte Stahlsorten, über Neustoffe und Austauschstoffe besonderer Eignung in Hüttenwerken und über Erfahrungen mit einer Unterschubfeuerung an Topfglühöfen.

Im Zweigverein Eisenhütte Südwest, zu dessen Vorsitzendem Kommerzienrat Dr. rer. pol. h. c. Dr.-Ing. E. h. Hermann Röchling in Völklingen berufen wurde, fand am 20. Dezember eine Sitzung des Vorstandes statt, die sich mit laufenden Angelegenheiten und der Tagesordnung der bevorstehenden Hauptversammlung des Zweigvereins befaßte.

In der Eisenhütte Oesterreich wurde am 3. Dezember in einer Vortragstagung, die gemeinsam mit der Gesellschaft von Freunden der Leobener Hochschule veranstaltet wurde, über die älteste Eisengewinnung in Oesterreich berichtet.

Am 7. Dezember trat in dieser Eisenhütte der Fachausschuß für Korrosionsfragen zusammen, um nach Erledigung geschäftlicher Angelegenheiten einen Bericht über das Ergebnis der Gemeinschaftsarbeit zum mikrochemischen Nachweis oxydischer Einschlüsse in Stahl entgegenzunehmen und über die weiteren Arbeiten Beschluß zu fassen.

### Änderungen in der Mitgliederliste.

- Asbeck, Werner*, Dr.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Abt. Walzwerk, Völklingen (Saar); Wohnung: Hofstattstr. 161.
- Füssgen, Hans-Otto*, Dipl.-Ing., August-Thyssen-Hütte A.-G., Werk Niederrhein. Hütte, Duisburg-Hochfeld; Wohnung: Duisburg, Hohe Str. 12.
- Gutacker, Wilhelm*, Reichswerke A.-G. für Erzbergbau u. Eisenhütten „Hermann Göring“, Salzgitter.
- Hardt, Paul Ernst*, Dipl.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Viktoriastraße.
- Heger, Anton*, Dr.-Ing., Direktor, Mitteldeutsche Stahlwerke A.-G., Lauchhammerwerk Gröditz, Gröditz über Riesa; Wohnung: Bahnhofstr. 3 f.

- Heitmann, Karl*, Dr.-Ing., Leiter der Kokereien der Gewerkschaft Vereinigte Konstantin der Große, Bochum; Wohnung: Bergstraße 93.
- Hotop, Werner*, Dr. phil., Kohle- u. Eisenforschung G. m. b. H., Forschungsinst., Dortmund; Wohnung: Königswall 71.
- Kaempff, Bruno*, Dipl.-Ing., Deutsche Edelstahlwerke A.-G., Hannover, Schlorumpfweg 5.
- Narjes, Theodor*, Dipl.-Ing., Ilseeder Hütte, Abt. Peiner Walzwerk, Peine; Wohnung: Gerhardtstr. 5.
- Petry, Georg*, Direktor i. R., Köln-Mülheim, Sonderburger Str. 1.
- Preute, Willy*, Dipl.-Ing., Klöckner-Werke A.-G., Abt. Georgs-Marien-Werke, Werk Osnabrück, Osnabrück; Wohnung: Schepelerstr. 19 a.
- Schütz, Emil*, Dr.-Ing., Fried. Krupp Grusonwerk A.-G., Magdeburg-Buckau; Wohnung: Magdeburg, Grusonstr. 8 a.
- Strobl, Walter*, Dipl.-Ing., Duisburger Kupferhütte, Duisburg; Wohnung: Am Buchenbaum 33.

Gestorben.

- Jerschke, Hans*, Dipl.-Ing., Essen. \* 6. 4. 1911, † 2. 1. 1938.
- Reichwald, Victor B.*, Direktor, London. \* 28. 6. 1878, † 24. 11. 1937.
- Rosellen, Franz*, Direktor i. R., Düsseldorf-Oberkassel. † 31. 12. 1937.

### Neue Mitglieder.

A. Ordentliche Mitglieder.

- Bangert jr., Heinrich*, Dipl.-Kaufm., Düsseldorf 10, Kaiserswerther Str. 105.
- Beine, Josef*, Ingenieur, Demag A.-G., Duisburg; Wohnung: Düsseldorf 10, Pfalzstr. 18.
- Breuer, Fritz*, Oberingenieur, Siemens-Schuckertwerke A.-G., Techn. Büro, Duisburg, Wohnung: Kaiser-Wilhelm-Str. 29.
- Doetsch, Ernst*, Dr.-Ing., C. Conradt, Nürnberg; Wohnung: Findelwiesenstr. 23.
- Fuchs, Friedrich*, Dipl.-Ing., Betriebsleiter, Klöckner-Werke A.-G., Osnabrück; Wohnung: Rothenburger Str. 5 b.
- Giesbert, Heinrich*, Dr. jur., Teilhaber der Fa. Klöckner & Co., Duisburg, Mülheimer Str. 54.
- Heitmann, Heinrich*, Dipl.-Ing., Oberingenieur, Siegener A.-G. für Eisenkonstruktion, Brückenbau u. Verzinkerei, Geisweid (Kr. Siegen).
- Köberle, Alfred*, Ingenieur, „Ofu“ Ofenbau-Union G. m. b. H., Düsseldorf 1; Wohnung: Düsseldorf 10, Bankstr. 30.
- Lentzen, Walter*, Ingenieur, Ofenbau- u. Industrieanlagen G. m. b. H., Düsseldorf 1; Wohnung: Düsseldorf-Gerresheim, Hasselbeckstr. 8.
- Machaczek, Otto*, Dipl.-Ing., Verein. Oberschles. Hüttenwerke A.-G., Abt. Julienhütte, Chem. Laboratorium, Bobrek-Karl 1 über Beuthen (Oberschles.); Wohnung: Eichendorffstr. 12 b.
- Maetz, Helmut*, Dipl.-Ing., Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung, Düsseldorf 1; Wohnung: Humboldtstr. 57 a.
- Martin, Gerhard*, Dr. phil., Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung, Düsseldorf 1, August-Thyssen-Str. 1.
- Musly, Hans*, Ingenieur, Demag A.-G., Duisburg; Wohnung: Wildstr. 71.
- Raab, Adolf*, Ing.-Chem., August-Thyssen-Hütte A.-G., Werk Hochöfen Hüttenbetrieb, Duisburg-Meiderich; Wohnung: Sommerstr. 73.
- Schnaase, Horst*, Dr. phil., Mannesmannröhren-Werke, Forschungsinstitut, Duisburg-Huckingen; Wohnung: Duisburg, Zieglerstr. 39.
- Schuth, Ewald*, Dr. phil., Betriebschemiker, Hoesch-Köln-Neuessen A.-G. für Bergbau u. Hüttenbetrieb, Dortmund; Wohnung: Lippstädter Str. 12.
- Svigelj, Leon*, Ing.-Chemiker, Betriebsleiter, Gewerkschaft Reckhammer & Co., Remscheid-Lüttringhausen; Wohnung: Remscheid, Eichenstr. 6.
- Wendeling, Ferdinand*, Ingenieur, Demag A.-G., Duisburg; Wohnung: Kettenstr. 9.

B. Außerordentliche Mitglieder.

- Dicke, Kurt*, cand. rer. met., Brackwede, Gütersloher Str. 219; zur Zeit Aachen, Technische Hochschule.
- Müller, Hans*, cand. rer. met., Aachen, Turmstr. 3.

## Eisenhütte Südwest.

Hauptversammlung am 23. Januar 1938 in Saarbrücken.

Einzelheiten siehe „Stahl und Eisen“ 58 (1938) Heft 1, Seite 24.

Das Inhaltsverzeichnis zum 2. Halbjahrsbande 1937 wird dem nächsten Hefte beigegeben werden.