

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 29

22. JULI 1937

57. JAHRGANG

Die magnetisierende Röstung von Eisenerzen nach dem Verfahren des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung.

Von Walter Luyken in Düsseldorf.

[Bericht Nr. 41 des Erzausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute*].

*(Die besonderen Eigenarten des Verfahrens und seine wissenschaftlichen Grundlagen. Ergebnisse von Laboratoriums-
untersuchungen. Erprobung des Verfahrens im halbbetrieblichen Umfange. Die Arbeitsbedingungen bei der Röstung.
Anreicherungsgergebnisse. Besprechung von Sonderfragen des Verfahrens.)*

A. Einleitung.

Im folgenden wird über Ergebnisse berichtet, die bei der Erprobung des im Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung zu Düsseldorf ausgearbeiteten Röst- und Anreicherungsverfahrens für Eisenerze bei fortlaufenden halbbetrieblichen Versuchen mit verschiedenen Brauneisenerzproben erzielt wurden. Das Verfahren selbst besteht darin, die aufzubereitenden Erze zunächst bis zur Eisenoxyduloxystufe zu reduzieren, sie anschließend mit Luft bei Temperaturen unter etwa 500° zur Bildung des starkmagnetischen Eisenoxyses wiederzuoxydieren und dann durch Magnetscheidung zu trennen. Ueber die Arbeitsweise des Verfahrens, welches von dem Verfasser gemeinsam mit E. Bierbrauer entwickelt wurde, ist schon an anderer Stelle berichtet worden, so daß hier auf diese Veröffentlichung verwiesen werden kann¹⁾.

Veranlassung zu der Ausarbeitung des Verfahrens gaben planmäßige Untersuchungen, die im Jahre 1925 im Eisenforschungs-Institut an verschiedenen Brauneisenerzproben des Salzgitterer Höhenzuges ausgeführt und bei denen festgestellt wurde, daß insbesondere für die eisenärmeren Erzsorten dieser Lagerstätte eine magnetisierende Röstung zur Bildung der starkmagnetischen Eisenoxyduloxystufe den anderen in Frage kommenden Anreicherungsverfahren an Erfolg wesentlich überlegen war. So konnte z. B. bei Verarbeitung eines Roherzes mit 34 % Fe i. Tr. bei einem Gewichtsausbringen von 60 % ein Konzentrat mit 49,5 % Fe und 17,5 % SiO₂ bei einem Eisenausbringen von 86,4 % erzeugt werden²⁾. Nachdem diese Untersuchungen die Bedeutung der magnetisierenden Röstung gezeigt hatten, erschien es wichtig, dieses Verfahren weiter auszubilden.

Die zu lösenden Aufgaben waren:

Möglichst einfache Herstellung eines beständigen und leicht magnetisierbaren Röstgutes,
Erzielung einer völligen Abhängigkeit zwischen Eisengehalt und Magnetisierbarkeit des einzelnen Erzkorns,
Verbilligung der Wärmewirtschaft des Verfahrens.

*¹⁾ Vorgetragen in der 14. Vollsitzung des Erzausschusses am 12. April 1937 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²⁾ Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseldorf, 11 (1929) S. 95/107; vgl. Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 466/67.

³⁾ Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseldorf, 7 (1925) S. 25/44; vgl. Stahl u. Eisen 45 (1925) S. 1784.

Da die für die Eisenoxyduloxyderzeugung notwendige Reduktionsarbeit das Verfahren besonders zu belasten schien, wurden zunächst Erwägungen darüber angestellt, ob es möglich wäre, ohne Reduktionswirkung eine starkmagnetische Eisen-Sauerstoff-Verbindung herzustellen. Obwohl es im Schrifttum nicht an bejahenden Angaben hierüber fehlt, wurde doch kein anderer Erfolg erzielt als der, daß als Ursache der bisher beobachteten Erhöhung der Magnetisierbarkeit immer wieder — meist unerkannt gebliebene — Reduktionswirkungen festgestellt wurden.

War also für die Vermeidung der Reduktionsarbeit kein Erfolg zu erreichen, so ergab sich doch eine gleichzeitige Lösung der drei erwähnten Aufgaben, und zwar durch die Erzeugung des starkmagnetischen Eisenoxyses (γ -Fe₂O₃). Dieses Oxyd, dessen hohe magnetische Eigenschaften bereits bekannt waren, konnte nämlich bei der Röstung leicht erzeugt werden, wenn das Erz etwa bis zum Eisenoxyduloxyd reduziert und dann wiederoxidiert wurde. Es zeigte sich auch, daß die magnetischen Eigenschaften dieses Oxydes sehr beständig sind; erst bei Erhitzung auf Temperaturen oberhalb von etwa 550° bildet sich das schwachmagnetische α -Fe₂O₃. Da das γ -Fe₂O₃ als höchste Oxydationsstufe des Eisens ein Endglied der Oxydation bildet, das Eisenoxyduloxyd dagegen in der Reduktionsfolge eine kaum richtig zu treffende Zwischenstufe darstellt, konnte eine wesentlich gleichmäßigere Wirkung der Röstung auf die magnetischen Eigenschaften erwartet werden. Gleichzeitig bedeutet aber die Wiederoxydation des teilweise reduzierten Erzes durch Luft einen erheblichen wärmewirtschaftlichen Erfolg, indem unter Kühlung des Erzes die Verbrennungsluft vorgewärmt werden kann. Außerdem wird bei der Wiederoxydation die gleiche Wärmemenge frei, die als Reduktionsarbeit aufgewandt wurde, so daß also trotz der an sich erforderlichen Reduktionsarbeit das Verfahren — wenigstens theoretisch — nicht mit einem Wärmearaufwand für diese belastet ist.

Bei den weiteren Untersuchungen zeigte sich noch, daß viele Erze wesentliche Mengen von zweiwertigem Eisen sowie Kohle — und damit auch Kohlenwasserstoffe — enthalten, die unvermeidbar bei der Erhitzung des Erzes auf die Bildung der Oxyduloxystufe hinwirken. So ergab sich z. B. bei der Erhitzung eines südbadischen oolithischen Erzes auf 700°, daß dieses unter Luftabschluß allein mehr zweiwertiges Eisen bildete, als der Oxyduloxystufe ent-

sprach. Bei anderen Erzen ist die Selbstreduktion teils noch größer, teils aber auch geringer, jedoch ist diese fast stets vorhanden. Der zunächst als Umweg erscheinende Weg über die Oxyduloxystufe bei dem Verfahren des Eisenforschungs-Instituts wird durch diese Verhältnisse zu einer Angelegenheit untergeordneter Bedeutung, und es ergibt sich damit weiter, daß die Röstung auf das ferromagnetische Oxyd als eine befriedigende Lösung aller an ein solches Verfahren zu stellenden Anforderungen gelten kann. Bei einer Reihe von Laboratoriumsuntersuchungen, die der Verfasser im Jahre 1928 gemeinsam mit E. Bierbrauer ausführte, erwiesen sich die hier angestellten Ueberlegungen als berechtigt.

B. Ergebnisse von Laboratoriumsuntersuchungen.

Um die Abhängigkeit der Bildung des ferromagnetischen Eisenoxys von den Ausgangsstoffen, der Temperatur und der Gasatmosphäre möglichst genau festzulegen, wurde vom Verfasser gemeinsam mit L. Kraeber³⁾ für verschiedene Erze (Konzentrate eines Salzgitter-Erzes und des oolithischen Makrocephalus-Erzes aus Südbaden) sowie künstlich hergestelltes Eisenoxyd und Eisenhydroxyd durch laboratoriumsmäßige Untersuchungen die Bildung des γ -Oxyds nachgeprüft, nachdem durch Entwicklung einer magnetischen Waage eine geeignete Meßvorrichtung für die Bestimmung der Magnetisierbarkeit von pulverförmigen Stoffen geschaffen worden war⁴⁾. Das Ergebnis dieser Untersuchungen kann dahin zusammengefaßt werden, daß die günstigsten Magnetisierungswerte für die Brauneisenerze bei Reduktionstemperaturen von 500 bis 600° erreicht wurden, wenn die Oxydationstemperatur etwa 500° betrug. Es ergab sich weiter die Erkenntnis, daß eine genaue Einhaltung weder der Reduktions- noch der Oxydationstemperatur im Bereich unter 500° von wesentlichem Einfluß auf die Ergebnisse ist. Einen Vergleich der höchsten Magnetisierbarkeitswerte, die bei den beiden untersuchten Brauneisenkonzentraten erreicht wurden, gibt die *Zahlentafel 1*.

Zahlentafel 1. Vergleich von Werten der Magnetisierbarkeit von künstlichem Eisenoxyduloxyd und ferromagnetischem Eisenoxyd.

Versuchsstoff	Höchster gemessener Wert der Magnetisierbarkeit nach Röstung	
	auf Eisenoxyduloxyd	auf ferromagnetisches Eisenoxyd
Eisenhydroxyd Merck	83,2	73,7
Salzgitterer Konzentrat	34,0	37,7
Makrocephalus-Erz-Konzentrat	44,4	46,9

Danach liegt die Magnetisierung bei den Proben aus den Erzkonzentraten nach der wiederoxydierenden Röstung höher als bei der Röstung auf Eisenoxyduloxyd. Bezieht man die Werte noch auf die Einheit Eisen in der Probe, so wird die Ueberlegenheit sogar noch größer. Beim künstlichen Eisenhydroxyd verhalten sich allerdings die magnetischen Werte z. B. wie 1,15 cgs-Einheiten für das Oxyduloxyd zu 1,11 cgs-Einheiten für das γ -Oxyd; in diesem Falle liegt also die Magnetisierbarkeit des Oxyduloxyses etwas höher.

Die verschiedenen Röstversuche zeigten auch, daß das ferromagnetische Oxyd durch eine dunkelbraune Farbtonung gekennzeichnet ist. Durch die Beimengungen der Erze wird diese Farbe freilich mehr oder weniger stark abgestumpft; sehr scharf ist aber der Farbunterschied gegen-

über dem α -Fe₂O₃, welches rein eine leuchtend rote Farbe hat.

Die Tatsache, daß sich gerade die Brauneisenerze sehr leicht in das ferromagnetische Oxyd umwandeln lassen, veranlaßte weitere laboratoriumsmäßige Röst- und Anreicherungsversuche. Sie bestätigten die gute Anreicherbarkeit des Rösterzeugnisses, die aus den theoretischen Ueberlegungen hatte gefolgert werden können. Fortgesetzt wurden diese laboratoriumsmäßigen Untersuchungen, als die Röchling-schen Eisen- und Stahlwerke dem Verfahren ihre Aufmerksamkeit zuwandten. Die angelieferte Erzprobe entstammte der Umbruchstrecke im Stoberg-Stollen und war über die Gesamtmächtigkeit des Lagers entnommen. Zweck der hiermit unternommenen Versuche war die Prüfung günstiger Gasatmosphären, der Umsetzungsgeschwindigkeit und des Anreicherungs Erfolges bei der nachfolgenden Magnetscheidung. Dabei ergab sich, daß es für den Anreicherungs Erfolg fast ohne Bedeutung war, ob das während der Reduktionszeit zugeführte Gas neben Stickstoff und Kohlensäure 5 % oder 10 % Kohlenoxyd enthielt oder ob das zugeführte Gas zu 100 % aus Kohlenoxyd bestand. Der beste Anreicherungs wert wurde sogar bei 5 % CO erhalten. Auch die bei der Röstung zugeführte Gesamtmenge an Kohlenoxyd lag wesentlich unter der theoretisch erforderlichen Menge infolge der reduzierend wirkenden Bestandteile des Erzes.

Als günstig erwies sich eine Reduktionstemperatur von 600°; dabei betrug die Röstzeit 25 min. Leider gestattete die Bauart des Versuchsofens nicht, die Röstgeschwindigkeit bei noch kürzerer Zeitdauer zu prüfen, weil dann keine ausreichende Gasmenge durch den Ofen geleitet werden konnte. Aber schon die Röstzeit von höchstens 25 min läßt übersehen, daß die hohen Umsetzungsgeschwindigkeiten die Durchsatzleistung des Verfahrens günstig gestalten werden. Es ergab sich ferner, daß eine mehr oder minder vollständige Oxydation sich auf den Trennungserfolg nur wenig auswirkte.

Der Erfolg der magnetischen Trennung der so gerösteten und auf unter 1 mm zerkleinerten Erzprobe war z. B. folgender: Aus dem Rösterz mit 25,4 % Fe wurde bei einem Gewichtsabbringen von 37,3 % ein Konzentrat mit 48 % Fe bei einem Eisenausbringen von 70,5 % erzeugt. Es ließ sich jedoch erkennen, daß die Ergebnisse durch Aenderung der Ofenabmessungen hätten gesteigert werden können.

C. Versuche zur halbbetrieblichen Erprobung des Verfahrens.

Durch das Entgegenkommen der Fried.-Krupp-Grusonwerk-A.-G. war es im Sommer 1936 möglich, das Verfahren in einem Drehofen der Magdeburger Versuchsanstalt erstmalig im fortlaufenden Betriebe zu erproben. Die Wahl der Erze, die dem Institut überlassen war, fiel auf ein Erz der Grube Fortuna (Salzgitter-Vorkommen) und ein oolithisches Brauneisenerz der Makrocephalus-Stufe in Südbaden (Stoberg-Stollen). Die chemische Zusammensetzung dieser beiden Erze A und B geht aus *Zahlentafel 2* hervor.

Zahlentafel 2. Zusammensetzung der Roherze.

	Fortuna-Erz A	Stoberg-Erz B	Aermere Fortuna- Erzprobe
Fe %	32,60	24,00	29,70
Mn %	0,22	0,16	0,12
P %	0,37	0,45	0,48
SiO ₂ %	27,00	20,45	27,80
Al ₂ O ₃ %	10,17	11,14	5,60
CaO %	0,96	12,36	3,95
MgO %	1,65	2,06	1,48
S %	0,16	0,44	0,05
Glühverlust %	11,34	17,66	11,18
Nässe %	6,05	7,00	9,70

³⁾ Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseld., 18 (1936) S. 149/62; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1443/44.

⁴⁾ Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseld., 16 (1934) S. 169/78; vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 281/82.

Zahlentafel 3. Ergebnisse der Magnetscheidung verschiedener Röstproben.

Nr. des Austrags	Röstverlust %	Eisengehalt des Rösterzes %	Konzentrat			Mittelgut		Berge		
			Gewichts- ausbringen %	Fe %	Eisen- ausbringen %	Gewichts- ausbringen %	Fe %	Gewichts- ausbringen %	Fe %	Eisen- verluste %
a) Fortuna-Erz (A)										
4 bis 7		35,78	4,0	31,80	3,60	—	—	96,0	35,90	96,4
10 bis 11		34,56	63,0	44,17	80,30	25,0	21,25	12,0	12,38	4,3
15		36,03	66,7	45,00	83,20	21,5	22,70	11,8	9,70	3,2
16		36,30	63,6	46,65	81,50	25,1	22,50	11,3	9,30	2,9
17 bis 18		36,89	61,6	47,37	79,10	26,4	25,17	12,0	8,77	2,9
19		35,63	67,7	43,95	83,50	22,6	20,33	9,7	13,20	3,6
im Durchschnitt ohne 4 bis 7	14,27 ¹⁾	35,88	64,5	45,40	81,50	24,1	22,40	11,3	10,60	3,4
b) Stoberg-Erz (B)										
27		28,18	50,0	45,00	79,90	21,8	14,96	28,2	8,57	8,5
29		26,48	42,3	48,20	77,00	26,0	13,30	34,7	8,26	9,9
36		23,76	38,5	47,47	76,90	27,9	13,30	33,6	8,32	11,7
39		28,59	46,2	49,50	79,75	24,0	13,65	29,8	8,46	8,8
44		24,78	36,2	49,20	71,80	21,9	15,08	41,9	8,77	14,8
im Durchschnitt	14,91 ²⁾	26,36	42,6	47,80	77,10	24,3	14,00	33,0	8,50	10,7

1) Berechnet auf Roherz mit 30,76 % Fe i. F. — 2) Berechnet auf Roherz mit 22,43 % Fe i. F.

Die Erze wurden zunächst in einem Steinbrecher und einer Walzenmühle auf unter 8 mm zerkleinert und unmittelbar dem Röstofen aufgegeben, dessen Abmessungen die schematische Abb. 1 zeigt. Der Ofen war in eine etwa 3 m lange Reduktions- und eine 2 m lange Oxydationskammer

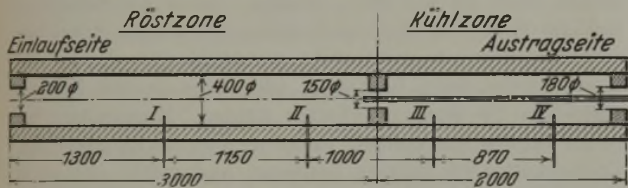


Abbildung 1. Abmessungen des Versuchs-Drehrohrofens.

unterteilt. Die lichte Weite beträgt 400 mm. Die Reduktionskammer hat einen Inhalt von 0,35 m³. Der Ofen wurde mit Leuchtgas beheizt. Die erreichten Temperaturen konnten sowohl in der Reduktions- als auch in der Oxydationszone durch je zwei Meßstellen überwacht werden. Ueber den Ablauf der Versuche mit den beiden Erzen A und B gibt die Abb. 2 die wichtigsten Angaben. So wurde der Ofen zunächst stündlich mit 20 kg Erz A beschickt, dann diese Menge auf 25 kg gesteigert. Nach einem zweitägigen Betriebe wurde dann Erz B mit gleichfalls 25 kg/h abgegeben und endlich die Durchsatzmenge noch auf 30 kg/h erhöht. Die Temperaturverteilung ist in den vier Kurven

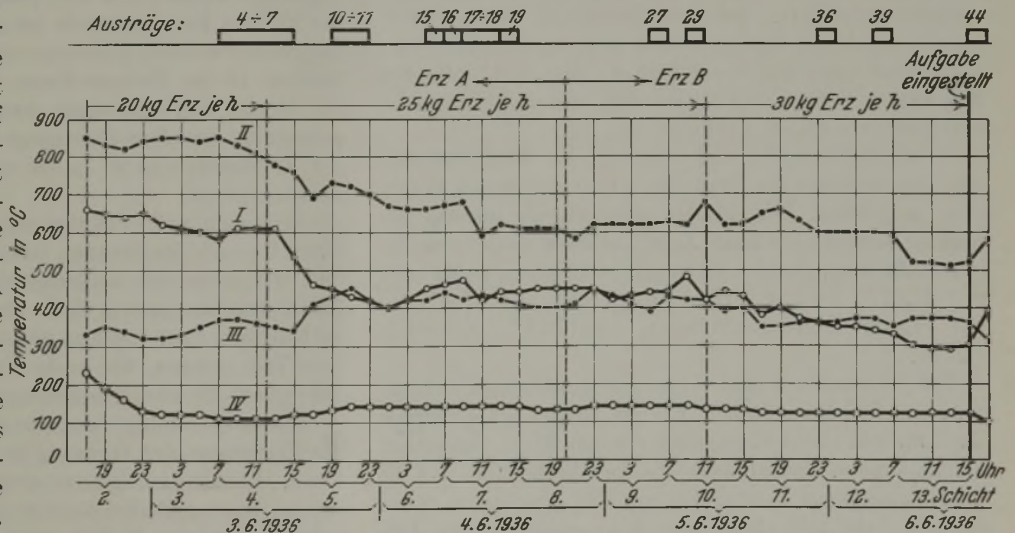


Abbildung 2. Temperaturverlauf beim Röstversuch der Versuchsgruppe I.

angegeben. Die oberste Kurve entspricht dem Pyrometer II in der heißen Zone der Reduktionskammer. Bei Beginn des Versuches war der Ofen irrtümlich auf etwa 850°, also zu hoch, angeheizt worden, so daß zunächst die Temperatur um etwa 150° gesenkt werden mußte. Gleichzeitig wurde die Flamme des Brenners schwach reduzierend eingestellt. Die Folge war ein gleichzeitiges Abfallen der Temperatur bei

der Meßstelle I, aber auch ein Ansteigen bei der Meßstelle III, was durch die bei der Wiederoxydation frei werdende Wärme begründet ist. Die Temperatur an der Meßstelle II wurde dann noch mehrfach nach bestimmten Betriebszeiten heruntergezogen, und zwar auf etwa 650°, 600° und zuletzt auf nur etwa 525°. Die Wiederoxydation des vorreduzierten Erzes fand in der Oxydationskammer durch die vom Brenner und dem Saugzugebläse angesaugte Luft statt. Die Temperaturen schwankten im heißen Teil dieser Kammer längere Zeit zwischen etwa 400 und 450° und lagen damit in einer geeigneten Höhe.

Das geröstete Erz wurde in Zeitabständen von zwei Stunden zusammengefaßt und fortlaufend mit einer Nummer des Austrags versehen; am oberen Rande der Abb. 2 sind die einzelnen Austräge, soweit sie der magnetischen Trennung unterworfen wurden, nach dem Zeitpunkt ihres Entfallens

aufgezeichnet. Die übrigen Austräge wurden nur ausgewogen, sonst aber nicht ausgewertet. Von den weiterverarbeiteten Austrägen wurden nach Bedarf Proben entnommen und diese auf unter 1 mm nachzerkleinert. Die nachfolgende magnetische Trennung wurde auf einem Trommelscheider des Grusonwerkes vorgenommen.

Ueber die Anreicherungsresultate unterrichtet die Zahlentafel 3; sie gibt in der obersten Zahlenreihe den

Zahlentafel 4. Ergebnis der Trennung des Austrags 16 (Fortuna-Erz).

Erzeugnisse	Ge- wichts- aus- bringen %	Fe %	Eisen- aus- bringen %	P %	Phos- phor- aus- bringen %	SiO ₂ %	SiO ₂ - Ver- teilung %	Al ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ - Ver- teilung %	CaO %	CaO- Ver- teilung %	S %	S- Ver- teilung %	Glüh- verlust %
Konzentrat	63,6	46,65	81,5	0,37	63,2	18,15	38,4	8,15	56,0	1,60	50,0	0,11	53,6	0,20
Zwischengut	25,1	22,50	15,6	0,38	25,5	45,05	37,6	11,15	30,8	2,64	32,4	0,16	30,5	0,48
Berge	11,3	9,30	2,9	0,37	11,3	64,10	24,0	10,52	13,2	3,14	17,6	0,20	15,9	0,90
Röstgut	100,0	36,30	100,0	0,372	100,0	30,07	100,0	9,07	100,0	2,04	100,0	0,138	100,0	0,35

Zahlentafel 5. Ergebnis der Trennung des Austrags 39 (Stoberg-Erz).

Erzeugnisse	Ge- wichts- aus- bringen %	Fe %	Eisen- aus- bringen %	P %	Phos- phor- aus- bringen %	SiO ₂ %	SiO ₂ - Ver- teilung %	Al ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ - Ver- teilung %	CaO %	CaO- Ver- teilung %	S %	S- Ver- teilung %	Glüh- verlust %
Konzentrat	46,2	49,50	79,75	0,51	56,9	10,44	21,8	9,07	43,3	3,26	11,9	0,26	28,4	2,46
Zwischengut	24,0	13,65	11,45	0,27	15,8	31,20	33,8	11,17	24,8	18,28	34,5	0,64	36,3	12,12
Berge	29,8	8,46	8,80	0,38	27,3	33,00	44,4	10,35	31,9	22,80	53,6	0,50	35,3	15,24
Röstgut	100,0	28,59	100,00	0,413	100,0	22,17	100,0	9,67	100,0	12,69	100,0	0,422	100,0	8,59

Trennungserfolg an, welcher bei der Magnetscheidung der vereinigten Austräge 4 bis 7 erhalten wurde. Es zeigt sich, daß das unmagnetische Gut einen höheren Eisengehalt hatte als das magnetische Gut. Dieses Ergebnis war aber vorausgesehen worden, weil bei zu hoher Temperatur geröstet wurde und bereits an der Färbung des Rösterzeugnisses erkannt werden konnte, daß hauptsächlich α -Fe₂O₃ gebildet worden war. Weiter wurde der Austrag 10 bis 11 getrennt; er entstammte allerdings auch noch einer Arbeitszeit, bei der die Temperaturen unnötig hoch gelegen hatten. Das Trennungsergebnis ist aber schon befriedigend. Noch günstiger sind die Ergebnisse, die bei der Weiterverarbeitung der Austräge 15, 16 sowie 17 bis 18 des Fortuna-Erzes erhalten wurden. Etwas geringer ist das Ergebnis der Verarbeitung des Austrags 19, jedoch entstammt dieser einer Betriebszeit, während der der Ofen auf eine andere Arbeitstemperatur umgestellt wurde. In der *Zahlentafel 3* ist dann noch das durchschnittliche, beim Fortuna-Erz erzielte Anreicherungsresultat aufgeführt. Bei der Ermittlung dieses Durchschnitts wurde der Austrag 4 bis 7 nicht mit berücksichtigt. Demgemäß wurde aus einem Roherz mit 32,6 % Fe ein Konzentrat mit 45,4 % Fe bei einem Eisenausbringen von 81,5 % erzeugt.

In der *Zahlentafel 3* sind weiter die bei Weiterverarbeitung der Austräge des Stoberg-Erzes erhaltenen Ergebnisse aufgeführt. Sie können sämtlich als günstig bezeichnet werden. Die letzte Zeile gibt dann wieder eine Zusammenfassung, aus der hervorgeht, daß aus dem Roherz mit 22,43 % Fe i. F. ein Konzentrat mit 47,8 % Fe bei einem Eisenausbringen von 77,1 % erhalten wurde.

Wie wirkungsvoll diese Trennungen sind, wird dadurch bewiesen, daß beim Stoberg-Erz ein Drittel der Erzmengung als Berge mit einem Eisengehalt von nur 8,5 % abgestoßen werden konnte, obwohl bisher die Ansicht bestand, daß die Grundmasse einen Eisengehalt von 12 % bereits im rohen Zustand habe und daß dieser Eisengehalt bei der Aufbereitung unbedingt verloren wäre. Beim Fortuna-Erz haben die abgeschiedenen Berge im gerösteten Zustand im Durchschnitt nur 10,6 % Fe, während man nach K. Drescher⁵⁾ bisher mit einem Mindestgehalt von 14 % Fe im rohen Zustand glaubte rechnen zu müssen. Bei einem Vergleich der vorgenannten Konzentratgehalte mit solchen, die nach nur reduzierend arbeitenden Verfahren erhalten werden, ist zu berücksichtigen, daß die Konzentrate dieser

Verfahren infolge des Sauerstoffabbaus um etwa 2 bis 5 % eisenreicher sein müssen, wenn der Anreicherungsresultat gleichartig sein soll. Hinsichtlich des Eisenausbringens ist auch noch zu betonen, daß dieses für das Erz A bis auf 97 % gesteigert werden könnte, wenn man das Zwischengut zum Konzentrat schlagen würde. Beim Erz B würde es in diesem Falle bis auf 89 % steigen. Damit unterscheiden sich die Werte des Eisenausbringens bei diesem Anreicherungsverfahren gar nicht mehr wesentlich von denen, die beispielsweise beim Verluppen oder beim sauren Niederschmelzen der Roherze erhalten werden. Hinzuweisen ist ferner auf den Röstverlust. Er wurde über die Zunahme des Eisengehaltes im Röster bestimmt und ergibt sich nach *Zahlentafel 3* sowohl für Erz A als auch für Erz B zu etwa 14 %. Aus verschiedenen Gründen wäre es unzweckmäßig gewesen, ihn gewichtsmäßig bestimmen zu wollen.

Die Auswirkung der Anreicherung soll weiter noch an Hand der *Zahlentafeln 4 und 5*, aus denen auch das Verhalten der übrigen Erzbestandteile bei der Scheidung hervorgeht, besprochen werden. *Zahlentafel 4* zeigt das Ergebnis für den Austrag 16 des Fortuna-Erzes. Besonders hervorzuheben ist daraus, daß bei einem Eisenausbringen von 81,5 % gleichzeitig mit dem Zwischengut und den Bergen 61,6 % der Kieselsäure und 44 % der vorhandenen Tonerde abgeworfen werden.

Auch vom Schwefel hat die Anreicherung 46,4 % entfernt; da auch die Röstung selbst etwas Schwefel entfernt, und erst recht eine nachfolgende Sinterung, so wird das Konzentrat also auch in dieser Hinsicht in günstigster Weise vorbereitet. Leider gehen allerdings Phosphor und Kalk zum Teil verloren, wie es die Zahlenwerte über ihre Verteilung auf die einzelnen Erzeugnisse wiedergeben.

Zahlentafel 5 bringt dann eine ähnliche Zusammenstellung des Ergebnisses der Trennung des Austrags 39 des Stoberg-Erzes. Einzelheiten können dieser Zahlentafel entnommen werden; hervorgehoben sei hier nur, daß bei einem Eisenausbringen von 79,75 % im Konzentrat gleichzeitig 78,2 % der Kieselsäure mit dem Zwischengut und den Bergen fortgeschafft werden, was bei den so außerordentlich ungünstig verwachsenen armen deutschen Eisenerzen als ein sehr bemerkenswerter Erfolg gelten muß.

Als der Verfasser seinerzeit vor einem kleinen Kreise, für den die Ergebnisse von besonderer Bedeutung waren, berichtete, wurde es für wünschenswert gehalten, eine zweite Erzprobe der Grube Fortuna mit etwa 30 % Fe zu untersuchen. Es kam daher zu einer zweiten Versuchsgruppe, zu

⁵⁾ Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 773/79 (Erzaussch. 30).

Zahlentafel 6. Ergebnisse der Magnetscheidung einer weiteren, gerösteten Fortuna-Erzprobe.

Nr. des Austrags	Nach-zerkleinert auf	Eisengehalt des Rösterzes %	Konzentrat			Mittelgut		Berge			
			Gewichtsausbringen %	Fe %	Eisenausbringen %	Gewichtsausbringen %	Fe %	Gewichtsausbringen %	Fe %	Eisenverluste %	
11 bis 13 I	unter 1 mm	33,06	52,06	46,30	72,91	37,65	20,63	10,29	11,52	3,59	
11 bis 13 II		33,47	52,34	45,90	71,78	5,83	25,64	41,83	19,00	23,75	
11 bis 13 III		33,29	51,80	46,00	71,59	—	—	48,20	19,62	28,41	
18		33,37	61,24	44,22	81,15	32,74	17,65	6,02	8,50	1,53	
22		33,08	56,89	45,25	77,81	36,04	18,35	7,07	10,28	2,20	
26 bis 30		33,40	58,20	44,95	78,33	34,42	18,86	7,38	10,07	2,23	
32 bis 33		34,37	58,00	45,57	76,91	—	—	42,00	18,90	23,09	
26 bis 30		unter 3 mm	34,69	53,04	46,65	71,52	—	—	46,96	21,00	28,48
26 bis 30			34,13	57,00	46,05	76,90	—	—	43,00	18,33	23,40
Im Durchschnitt			33,65	55,61	45,60	75,40	29,34	19,2	28,08	18,30	15,15

der eine neue Erzprobe angeliefert wurde. Ihre chemische Zusammensetzung ist in der letzten Spalte der Zahlentafel 2 aufgeführt. Die Versuche fanden dann wieder im gleichen Ofen des Grusonwerkes statt. Abb. 3 gibt eine Darstellung der bei der Röstung eingehaltenen Betriebsbedingungen. Die Temperatur im heißen Teil der Reduktionskammer wurde bei diesen Versuchen auf etwa 670 bis 700° eingeregelt. An dem Temperaturverlauf ist noch bemerkenswert, daß die Meßstellen III und IV allmählich höhere Werte anzeigten, was darauf zurückzuführen ist, daß die zunehmenden Erzmengen wachsende Mengen fühlbarer und chemischer Wärme in die Oxydationskammer überführten. Die aufgebene Menge Roherz betrug nämlich zunächst 30 kg/h, wurde dann auf 40 kg/h und später auf 50 kg/h gesteigert. Eine Umrechnung dieser Einsatzmengen auf den Inhalt der Reduktionskammer des Ofens ergibt Durchsatzleistungen von 2,04, 2,72 und 3,4 t je m³ Ofenraum in 24 h. Da die Anreicherungs-ergebnisse unverändert günstig blieben, hätte die Durchsatzleistung an sich noch gesteigert werden können.

Am oberen Rande der Abb. 3 sind wiederum die einzelnen Austräge, soweit sie einer Weiterverarbeitung unterworfen wurden, nach dem Zeitpunkt ihres Anfalls aufgeführt. Danach sind die Austräge 11 bis 13 und 18 verbindlich für einen stündlichen Durchsatz von 30 kg, Austrag 22 für einen Durchsatz von 40 kg/h und die Austräge 26 bis 30 und 32 bis 33 für einen Durchsatz von 50 kg/h. Die Austräge 26 bis 30 entsprechen einer Betriebszeit von 10 h und wurden zusammengefaßt, um auch die Gleichmäßigkeit des Erzeugnisses eines längeren Arbeitszeitraumes nachzuprüfen.

Bei diesem Röstversuch wurden insgesamt 2780 kg Erz verarbeitet. Die Austräge zusammen wogen 2176,5 kg, woraus sich ein Röstverlust von 21,7 % ergibt. Die angelieferte Erzprobe war aber wesentlich feuchter, als dem natürlichen Nässegehalt des Erzes entspricht, so daß der genannte Röstverlust um wenigstens 3 % zu verringern und somit auf höchstens 18,7 % anzusetzen ist.

Vor der Magnetscheidung wurde das geröstete Gut auf Sieb 1 mm abgeseibt, das Korn über 1 mm in einer Kugelmühle auf unter 1 mm nachzerkleinert und mit dem Siebdurchgang vereinigt. Die Ergebnisse der magnetischen Trennungen, die wieder auf einem Trommelscheider durchgeführt wurden, zeigt die Zahlentafel 6. Aus ihr geht hervor, daß die Konzentratgehalte im Durchschnitt etwa die gleichen geblieben sind wie bei der Verarbeitung der Erzprobe A. Entsprechend dem um 3 % geringeren Eisengehalt des Roherzes sind naturgemäß die Werte für das Gewichtsausbringen zurückgegangen, und zwar von etwa

64 % bei der eisenreicheren Probe auf 52 bis 61 % bei dem ärmeren Erz. Ebenso ist auch das Eisenausbringen für die gleichartige Konzentratbildung um mehrere Punkte gesunken. Die ärmeren Salzgitter-Erze setzen aber der Anreicherung ganz besondere Schwierigkeiten entgegen, so daß auch die Trennungsergebnisse mit der ärmeren Fortuna-Erzprobe als ein voller Erfolg des Röstverfahrens gelten können.

Bei einzelnen Trennungen wurde eine unmittelbare Zerlegung des gerösteten Erzes in ein Konzentrat und fertige Berge vorgenommen. Dies hat zur Folge, daß der Eisen-

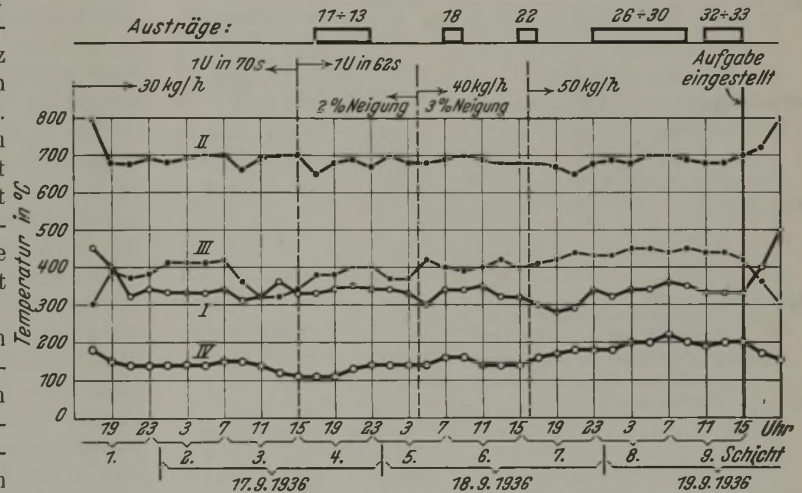


Abbildung 3. Temperaturverlauf beim Röstversuch der Versuchsgruppe II.

gehalt der Berge durch die Abscheidung verhältnismäßig eisenarmer Erzbohnen auf etwa 19 % kommt. In anderen Fällen wurde die Erregung und die Antriebsgeschwindigkeit des Magnetscheiders so gewählt, daß ein oder auch zwei Zwischenerzeugnisse anfielen. Zahlentafel 7 gibt eine derartige Trennung wieder und zeigt damit, wie sich die Gehalte der verschiedenen Erzbestandteile auf die einzelnen Erzeugnisse verteilen. Die aus der Zahlentafel 7 nicht ersichtlichen Ausbringenswerte stellen sich folgendermaßen: im Konzentrat sind 73,35 % des Eisens, 62,4 % des Mangans, 57,9 % des Phosphors ausgebracht worden. Gleichzeitig wurden mit dem Zwischengut und den Bergen 71 % der Kieselsäure und 67 % des Schwefels fortgeschafft. Das für die Beurteilung des metallurgischen Wertes wichtige Verhältnis Eisen : Kieselsäure beträgt im Konzentrat 2,64 : 1, während es im Roherz 1,07 : 1 betragen hatte. Auch vom Arsen werden allein bei der magnetischen Trennung 53 % fortgeschafft, so daß das Verhältnis Eisen : Arsen von 2632 : 1 im gerösteten Erz auf 4176 : 1 im Konzentrat verbessert und dadurch beispielsweise gegenüber der unmittelbaren Verhüttung ein nicht unerheblicher Sondererfolg erzielt wird. Da die Röstung selbst unter für die Arsen-

Zahlentafel 7. Ergebnis der magnetischen Trennung einer zweiten Erzprobe der Grube Fortuna nach dem Verfahren des Eisenforschungs-Instituts (Austrag 11 bis 13).

Teilmenge	Gewichtsausbringen %	Fe %	FeO %	Mn %	P %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	CaO %	MgO %	S %	As %	Glühverlust %
Konzentrat	52,06	46,40	1,66	0,19	0,58	17,55	5,40	4,75	1,15	0,050	0,011	0,96
I. Zwischengut	5,00	25,60	3,04	0,16	0,46	40,80	8,80	4,85	2,40	0,083	0,019	0,91
Konzentrat + I. Zwischengut .	57,06	44,58	—	0,187	0,57	19,59	5,70	4,76	1,26	0,053	—	—
II. Zwischengut	32,65	19,30	3,04	0,12	0,45	45,10	8,80	5,60	2,58	0,105	0,013	1,40
Berge	10,29	11,60	2,90	0,12	0,48	54,20	10,20	6,80	3,36	0,140	0,013	1,76
Zusammen	100,00	32,90	2,31	0,16	0,52	31,48	7,17	5,24	1,91	0,079	0,012	1,09

ausreibung günstig erscheinenden Bedingungen erfolgt, dürfte auch bei dieser der Arsengehalt gesunken sein, jedoch kann hierüber zur Zeit noch keine Angabe gemacht werden.

Da im Salzgitter-Erz der Eisengehalt im wesentlichen an die Erzbohnen gebunden ist und diese beim Fortuna-Erz zum Teil in einer Korngröße von 1 bis 3 mm vorliegen, da ferner die Nachzerkleinerung auf unter 1 mm verteuert wirkt und das Gut unter 1 mm auch der Sinterung durch seine Feinheit gewisse Schwierigkeiten macht, wurde noch festgestellt, ob eine geringere Nachzerkleinerung die Anreicherungsresultate ungünstig beeinträchtigen würde.

als erfüllt bezeichnet werden. Den Nachweis hierfür erbringt *Abb. 4*, in der die erzielten Anreicherungsresultate in Abhängigkeit vom Eisengehalt im Konzentrat und dem Gewicht- oder Eisenausbringen aufgetragen sind. Daß die Werte mit hoher Genauigkeit auf einer Kurve liegen, beweist, daß ein höheres Gewichtsausbringen jeweils nur dadurch erreicht werden konnte, daß eine ganz bestimmte Senkung des Eisengehaltes im Konzentrat in Kauf genommen wurde. Bei Betrachtung der *Abb. 4* ist zu beachten, daß die Punkte 1 bis 3 drei verschiedenen Trennungen mit dem gleichen Rösteraustrag entsprechen. Stärker außerhalb der ausgezogenen Kurve liegt der Punkt 5 (Austrag 32 bis 33); daß hier ein besserer Anreicherungsresultat erzielt wurde, ist aber begründet, denn der Eisengehalt dieser Rösterprobe lag etwa 1 % höher als in den anderen Proben. Dieser Umstand mußte selbstverständlich einen etwas besseren Trennungserfolg bewirken.

Der in der *Abb. 4* eingezeichnete Punkt a entspricht weiter einem Trennungsergebnis, welches bei getrennter Scheidung der Kornklassen 0 bis 1 und 1 bis 3 mm erhalten wurde. Auch in diesem Falle lag der Eisengehalt der verarbeiteten Probemenge höher als bei den anderen Proben, so daß es verständlich ist, wenn auch der Punkt a oberhalb der ausgezogenen Kurve liegt. Damit ist der Nachweis erbracht, daß die Scheidung des gerösteten Fortuna-Erzes in der gröberen Körnung den Anreicherungsresultat nicht verschlechtert, ihn vielleicht sogar etwas verbessert hat. Die Punkte b und c sind ferner durch Trennungsversuche ermittelt worden, die bei der Studiengesellschaft für Doggererze in der Amberger Versuchsanstalt mit einer Probe des Austrags 32 bis 33 ausgeführt wurden; sie bedeuten eine Bestätigung der bisherigen Resultate. Die in *Abb. 4* eingezeichnete gestrichelte Kurve zeigt noch die Abhängigkeit der Werte des Eisenausbringens und des Konzentratgehaltes. Steigende Konzentratgehalte können nur erreicht werden, wenn man sich mit geringeren Werten des Eisenausbringens zufrieden gibt.

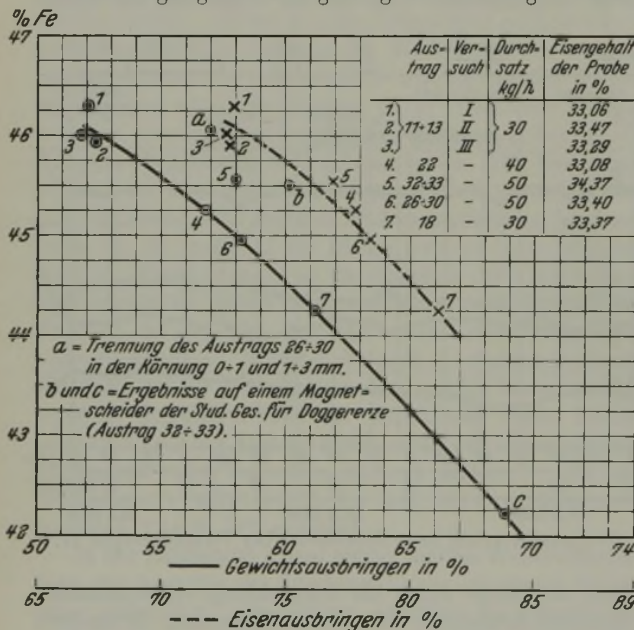


Abbildung 4. Ergebnisse von Anreicherungsversuchen mit einem Salzgitter-Erz (Versuchsgruppe II).

Hierzu wurde eine Probemenge des Austrags 26 bis 30 mit Sieb 3 mm abgesiebt, das Gut über 3 mm auf unter 3 mm nachzerkleinert und dann die Gesamtmenge durch Absiebung auf Sieb 1 mm in die Kornklassen 0 bis 1 und 1 bis 3 mm zerlegt. Beide Kornklassen wurden darauf für sich magnetisch geschieden, dabei ergaben sich die in den beiden letzten Reihen der *Zahlentafel 6* angegebenen Anreicherungsresultate. Sie lassen erkennen, daß keine Verschlechterung des Trennungsergebnisses eingetreten ist. Entsprechend wurde auch das geröstete Stoberg-Erz weniger weitgehend nachzerkleinert, nämlich auf unter 2 mm. Es ergaben sich dabei Anreicherungsresultate, die denen der Trennung des Gutes unter 1 mm gleichwertig waren.

Es wurde einleitend darauf hingewiesen, daß das Verfahren der Röstung auf das ferromagnetische Eisenoxyd eine besonders hohe Gleichmäßigkeit der magnetischen Eigenschaften des Rösterzeugnisses erwarten lasse. Diese Erwartung kann nach den erreichten Resultaten

Es sei zum Schluß der Darstellung der Anreicherungsresultate noch betont, daß von allen magnetisch geschiedenen Austrägen die Resultate hier wiedergegeben sind. Wenn man von der Trennung des Austrags 4 bis 7 des Fortuna-Erzes absieht, dessen ungünstige magnetische Eigenschaften von vornherein bekannt waren, so ist in keinem Falle ein Mißerfolg eingetreten, obwohl die Rösttemperaturen und die Durchsatzmengen innerhalb weiter Grenzen lagen. Diese Tatsache läßt erkennen, daß das Verfahren auch betrieblich sehr leicht und mit sicherem Erfolge ausführbar ist. Weiter kann aber auch die Erwartung ausgesprochen werden, daß sich die Resultate noch etwas bessern werden, wenn die Röstung in einer unmittelbar für die Anwendung des Verfahrens errichteten Ofeneinheit ausgeführt wird, weil bei dem benutzten Ofen ein Teil des Rösterzeugnisses bei ungünstig hoher Temperatur wiederoxydiert sein dürfte. Ferner erscheint besonders be-

achtenswert, daß zwei ihrem physikalischen und chemischen Aufbau nach sehr verschiedene Erze unter völlig gleichen Arbeitsbedingungen mit ganz gleichartigem Erfolge angereichert werden konnten. Dies ist deswegen von so hoher Bedeutung, weil damit die Betriebsführung der Sorge enthoben wird, daß ein Wechsel in der Ausbildung der Erze eine mit Kosten verbundene Umstellung der Aufbereitungsanlage erforderlich macht.

D. Besprechung einzelner Sonderfragen des Verfahrens.

Die hier besprochenen Versuche sind in einem Drehofen ausgeführt worden, und zweifellos dürfte der gasbeheizte Drehofen auch für die großbetriebliche Anwendung des Verfahrens besonders geeignet sein. Nun wird der Drehofen meist als wärmetechnisch sehr ungünstig bezeichnet und damit im ganzen als eine teuer arbeitende Ofenart angesehen. Entscheidend ist aber nicht die Ofenbauart, sondern das anzuwendende Verfahren, sonst müßte man ja auch den Schachtofen zum Brennen von Zement, zum Sintern oder zum Trocknen benutzen. Von allergrößter Bedeutung ist neben dem Verfahren als solchem seine Durchsatzleistung. Diese kann aber für die Röstung auf ferromagnetisches Oxyd als sehr günstig angesprochen werden, weil, wie schon erwähnt wurde, bei den Magdeburger Röstversuchen eine Leistung von 3,4 t je m³ Ofenraum in 24 h erreicht wurde. Daraus ergibt sich rechnerisch, daß ein Ofen von etwa 40 m Länge und 2,8 m lichter Weite — also 250 m³ Inhalt — 850 t Erz täglich durchsetzen müßte. Die Frage, ob ein solcher Großofen tatsächlich diese Leistung erzielen wird, muß natürlich einstweilen offen bleiben. Es sei hier aber noch bemerkt, daß der früher in Pegnitz für die Röstung der dortigen Erze auf Eisenoxyduloxyd benutzte Drehofen sogar mit einer Durchsatzleistung von 4,4 t je m³ Ofenraum in 24 h betrieben wurde. Ferner kann darauf hingewiesen werden, daß wahrscheinlich die Durchsatzleistung bei dem Magdeburger Versuch auch auf über 3,4 t je m³ Ofenraum hätte gesteigert werden können, weil die Anreicherungsresultate bis zu dieser Leistung unverändert günstig waren.

Bei den beschriebenen Versuchen wurde auch der Leistung des benutzten Magnetscheiders Aufmerksamkeit geschenkt. Es ergab sich ein Durchsatz von 415 kg je Feld und Stunde. Ein entsprechender Doppeltrommelscheider von 2 × 12 Feldern vermag mithin 10 t/h zu verarbeiten. Hierbei muß besonders unterstrichen werden, daß bei der Zerlegung des Röstgutes keine Nacharbeit vorzunehmen ist, sondern daß bei einmaligem Uebergang des Gutes über den Scheider sowohl das Konzentrat als auch die Berge fertig sind. Da ein Scheider der vorgenannten Bauart täglich 240 t Rösterz verarbeitet und aus 850 t Roherz z. B. bei 16 % Röstverlust rd. 720 t Rösterz erhalten werden, genügen mithin drei Magnetscheider für die Verarbeitung der vorgenannten Roherzmenge.

Ein weiterer sehr wichtiger Punkt für die Beurteilung des Verfahrens ist sein voraussichtlicher Gasverbrauch. Die Wärmestelle des Vereins deutscher Eisenhüttenleute hat eine Berechnung des Brennstoffverbrauches für ein südbadisches Doggererz durchgeführt, die bei Beheizung des Ofens mit Generatorgas mit und ohne Vorwärmung der Verbrennungsluft einen Verbrauch von 4,46 oder 5,05 % und bei einstufiger Rekuperation von 4,18 oder 4,61 %, auf Kohle umgerechnet, ergibt. Diese Berechnung berücksichtigt aber nicht, daß die südbadischen Erze bis 1 % freien Kohlenstoff enthalten und daß bereits ein Viertel des Eisens im Erz in der zweiwertigen Form vor-

liegt. Unter Berücksichtigung dieser Tatsachen ergibt sich, daß man bei den tonig-mergeligen Erzen Südbadens mit einem Brennstoffverbrauch von 3,5 bis 4 % und beispielsweise bei Salzgitterer Erzen von 4 bis 4,5 % rechnen kann.

Freilich sind diese Zahlen im Großbetrieb noch nicht nachgeprüft, aber es liegt doch eine Betriebsangabe vor, die als Vergleich dienen kann. Die erste amerikanische Anlage zur magnetisierenden Röstung von Erzen des Oberen Sees⁶⁾ hat einen Brennstoffverbrauch von 5,2 %. Dabei handelt es sich in diesem Falle um einen verhältnismäßig kleinen Ofen mit geringer Durchsatzleistung. Für den Vergleich ist aber noch wichtig, daß in diesem Falle die Erzeugung von Eisenoxyduloxyd betrieben wird und daß das Erz wohl auch wenig reduzierende Bestandteile enthält, die den Brennstoffverbrauch herunterdrücken. Danach erscheinen also Brennstoffverbrauchszahlen von 3,5 bis 4,5 % für Großbetriebsöfen bei Anwendung des Verfahrens durchaus begründet, wenn man bedenkt, daß dieses Verfahren wärmewirtschaftlich eine besonders gute Lösung darstellt und die zu verarbeitenden Erze zum Teil erhebliche Gehalte an reduzierenden Bestandteilen enthalten.

In den bisherigen Ausführungen sind bereits mehrfach Werte des Eisenausbringens angegeben worden, die zum Teil bis auf 71 % heruntergingen, wenn auch an sich die Möglichkeit bestand, sie bei guten Konzentratgehalten wesentlich zu erhöhen. Die mit jeder Aufbereitung verbundenen Eisenverluste haben teilweise Veranlassung gegeben, die Aufbereitung überhaupt abzulehnen. Man könnte an sich zu dieser Frage weitgehende Ausführungen machen; es soll hier jedoch nur auf die *Zahlentafel 7* zurückgegriffen werden, nach der es z. B. möglich ist, entweder ein Konzentrat mit 46,4 % Fe oder, unter Hinzunahme des ersten Zwischengutes mit 25,6 % Fe, ein Gesamtkonzentrat mit 44,58 % Fe zu liefern. Für diese beiden verschiedenen Konzentrate, deren chemische Zusammensetzung im einzelnen bekannt war, wurden von dritter Seite die Wertunterschiede für die Verarbeitung im Hochofen auf Thomasroheisen berechnet; rechnet man diese auf die Erzeinsatzkosten je t Roheisen um, so ergibt sich, daß diese Kosten für das reichere Konzentrat 25,08 *R.M.*, für das ärmere Konzentrat unter Berücksichtigung seines metallurgisch geringeren Wertes aber 26,31 *R.M.* bei Annahme voller Gasgutschrift und 26,62 *R.M.* unter Berücksichtigung der voraussichtlich niedriger einzusetzenden Gasgutschrift betragen. Obwohl also das Zwischengut, ohne mit zusätzlichen Gewinnungs- und Aufbereitungskosten belastet zu sein, also kostenlos mitgeliefert werden könnte, ergibt sich bereits unter Berücksichtigung der durch das Zwischengut bedingten Mehrkosten an Fracht, bei der Sinterung und im Hochofen eine Verteuerung der Erzeinsatzkosten um 1,23 *R.M.* oder 1,54 *R.M.* je t Roheisen. Wenn nun andererseits bei der Hinzunahme des Zwischengutes zum Konzentrat eine Erhöhung des Metallausbringens von 73,3 auf 77,3 erreicht wird, so beleuchtet die vorstehende Rechnung sehr stark, welche wirtschaftliche Folgen unter Umständen ein Hochtreiben des Metallausbringens hat. Man kann auch nicht sagen, daß die geldlichen Verluste, die entstehen würden, nur den Unternehmer treffen und dieser sie zum Nutzen der Volksgesamtheit tragen müsse, denn die ihm entstehenden geldlichen Verluste sind Verluste an anderen Gütern der deutschen Volkswirtschaft, wie z. B. an Koks, Gas, Schmiermitteln und — über die Löhne — auch an vielen anderen Bedarfsgütern des täglichen Lebens.

⁶⁾ Amer. Inst. Min. Metallurg. Engr., Techn. Publ. Nr. 731; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 252/53.

Zusammenfassung.

Ausgehend von älteren, nach magnetisierender Röstung erhaltenen Anreicherungsresultaten werden die Ueberlegungen dargestellt, die zur Entwicklung eines neuen Röst- und Anreicherungsverfahrens geführt haben, bei denen die Erzeugung des ferromagnetischen Eisenoxydes erreicht wird. Weiter werden die wissenschaftlichen Grundlagen dieses Verfahrens und einige Ergebnisse gestreift, die bei Kleinversuchen im Laboratorium erzielt wurden. Bei einer weiteren Erprobung in halbbetrieblichen, fortlaufend geführten Versuchen wurden unter Benutzung eines 5 m langen Drehofens zwei Erzproben des Salzgitterer Höhenzuges und

* *

An die Vorträge von G. Sengfelder⁷⁾ und W. Luyken schloß sich folgende Erörterung an.

H. Wenzel, Dortmund: Die Dinge, die wir heute beraten haben, sind von allergrößter Bedeutung, handelt es sich doch um die Arbeiten, die zur Durchführung des vom Führer aufgestellten Vierjahresplanes mithelfen sollen. Sie wissen, daß es gilt, unsere Eisen- und Stahlerzeugung auszuweiten, um einerseits den steigenden Bedarf des Landes decken und andererseits die Ausfuhr aufrechterhalten zu können, wobei wir uns unbedingt in stärkerem Maße als früher auf die deutschen Erze stützen müssen. Denn mehr Erze, als wir heute aus dem Auslande beziehen, werden wir angesichts der Hochkonjunktur, die in Eisen und Stahl in der ganzen Welt herrscht, nicht bekommen können. Wenn wir also ausweiten wollen, müssen wir unsere eigenen Kräfte heranziehen. Darüber hinaus aber gilt es, uns von der ausländischen Einfuhr unabhängig zu machen für den Notfall, daß wir einmal ganz oder teilweise von der Einfuhr abgeschlossen werden sollten.

Wir werden also in steigendem Maße die deutschen armen Erze, denn nur um solche handelt es sich leider in unserem Vaterlande, fördern und verhütten, und diese Verhüttung stellt uns vor neue Aufgaben. Die Nutzbarmachung der deutschen Erze kann auf zweierlei Weise vor sich gehen: Entweder verarbeitet man diese Erze im rohen oder gerösteten Zustande, indem man sie nach dem bekannten Verfahren sauer niederschmilzt, um das gewonnene Roheisen, das dann noch minderwertig ist, wiederum umzuschmelzen oder zu reinigen, oder man bereitet die deutschen Eisenerze so auf, daß die Konzentrate, nachdem sie wieder stückig gemacht sind, dem üblichen Möller unserer Hochofen beigemischt werden können.

Beide Wege werden sich vielfach überschneiden. Man wird weder ausschließlich den einen noch den anderen Weg gehen können. Es wird in jedem Einzelfall darauf ankommen, welche Eigenarten das betreffende arme Roherz hat. Es gibt Erze — das sind noch nicht einmal die schlechtesten —, die sich für die Aufbereitung gar nicht eignen, die entweder nur mit übermäßigem Eisenverlust aufzubereiten sind, oder die überhaupt der Aufschließung einen in ihrer Natur bedingten Widerstand entgegenzusetzen. Diese Erze wird man auf alle Fälle im rohen oder gerösteten Zustande in unsere Oefen nehmen. Andere aber wieder eignen sich besonders gut für die aufbereitende Trennung ihrer Bestandteile; diese werden wir daher zweckmäßig aufbereiten, schon damit wir unsere Hochofen nicht allzusehr belasten und eine zu starke Vermehrung des Ofenraums vermeiden.

Aus den Vorträgen, die Sie heute hörten, ersehen Sie schon, daß die Aufgaben von den verschiedensten Seiten und nach den verschiedensten Verfahren angepackt werden können. Sie haben gehört, wie die einzelnen Redner, die nicht etwa die Dinge nur in der Theorie, sondern auch in der Praxis durchgeführt haben, die Aufgabenlösung wollen.

H. Bansen, Rheinhausen: Mit Genugtuung kann man feststellen, daß wir für die Zukunft über eine Reihe von Anreicherungsverfahren verfügen, die sich den verschiedenen durch die Eigenarten der Erze bedingten Anforderungen anpassen und sich auch an die voneinander abweichenden Verhältnisse in der Brennstoffversorgung in der Nähe der Erzvorkommen angliedern. Zur Ergänzung dürften einige Mitteilungen über den gegenwärtigen Stand des Krupp-Rennverfahrens angebracht sein, über welches F. Johannsen⁸⁾ seinerzeit berichtet hat. Nach einem zweijährigen Betrieb der in Essen-Borbeck errichteten Großanlage sind im wesentlichen alle an diese Anlage geknüpften Erwartungen eingetroffen. Täglich werden 250 bis 270 t Erz durchgesetzt, und es ist zu erwarten, daß die geplante Leistung

eine der Makrocephalus-Stufe aus Südbaden verarbeitet. Bei der Röstung selbst wurden die Arbeitsbedingungen, die im einzelnen dargestellt werden, verhältnismäßig stark gewechselt, um ihren Einfluß auf die Anreicherungsresultate zu prüfen. Das nachzerkleinerte Röstgut wurde magnetisch getrennt und hierbei besonders günstige Ergebnisse, die ebenfalls im einzelnen aufgeführt sind, erhalten. Es folgt dann eine Besprechung von Sonderfragen des Verfahrens, wie beispielsweise der Durchsatzleistungen bei der Röstung und der Magnetscheidung sowie des voraussichtlichen Brennstoffverbrauchs; außerdem wird auf die Bedeutung des erreichten Eisenausbringens eingegangen.

von 300 t bei dem Neubau von Oefen auf Grund der gewonnenen Erfahrungen erreicht werden kann. Bei einem Eisenausbringen von 90% liegt der Brennstoffverbrauch bei 30%. Der unmagnetische Austrag enthält etwa 6% Fe, die Luppen bei der Verarbeitung von Salzgitter-Erzen 91% Fe, 0,6% C, etwa 0,1% Mn, 1,2% P und 0,3 bis 0,5% S. Die genannten Erzeugungskosten betragen, auf das Roherz berechnet, etwa 6 *R.M./t*; dazu kommen etwa 14 *R.M.* Brennstoffkosten, so daß sich bei einem Roherzpreis von 6,20 *R.M./t* die Gesamtkosten der Luppen auf 60 bis 62 *R.M./t* stellen.

Für den Vergleich der einzelnen Verfahren muß man eine gemeinsame Vergleichsgrundlage haben. Ein Vergleich der Kosten der Einheit ist abwegig, weil dabei der Anreicherungsgrad und das Maß der Erzvorbereitung bei den einzelnen Verfahren verschieden ist. Man muß vielmehr die Summe der Umwandlungskosten bis zum Roheisen gleicher Zusammensetzung ermitteln, die die gleichen Erzsorten aus einem Roherz erfordern. Auch muß man weiter berücksichtigen, daß die vorhandenen Hochofenanlagen nur eine begrenzte zusätzliche Eisenerzeugung aus deutschen Erzen zulassen. Solange die Hochofen mit zusätzlichen Teilkosten auf eine höhere Leistung gebracht werden können, wird man wahrscheinlich als gangbarsten Weg die Verhüttung der Roherze wählen, und hat in der Uebergangszeit die Möglichkeit, die Anreicherungsverfahren in den Großanlagen weiter zu entwickeln, um sie dann bei Vollerzeugung später auf alle verfügbaren deutschen Erze anzuwenden.

Je nach der Art der Anreicherung sind die Anlagekosten bei den einzelnen Anreicherungsverfahren mit 6 bis 8 *R.M./t* jährlich durchgesetzter Roherze scheinbar niedrig. Man braucht aber für angereicherte Erze noch zusätzlich Sinter- und Brikkettierungsanlagen, für die, da die vorhandenen Anlagen ausgenutzt sind, nochmals etwa 6 *R.M./t* Anlagekosten anzusetzen sind. Später wird man neue Hochofenanlagen errichten müssen, bei denen die Anlagekosten bei 50 *R.M./t* jährlich erzeugtes Roheisen liegen. Geht man vom Roherz aus, so wird man bei gleicher Durchsatzzeit mit bis 100 *R.M.* Anlagekosten je Tonne Roherz rechnen müssen. Hierzu kommen noch die Anlagekosten der Koksöfen. Zieht man die verschiedenen Anlagekosten für Aufbereitung, Sinterung und Verhüttung zusammen, so ergeben sich Beträge von etwa 70 bis 80 *R.M./t* für das Krupp-Rennverfahren und 100 *R.M./t* und mehr für die anderen Aufbereitungsverfahren.

Besondere Aufmerksamkeit beansprucht auch der Brennstoffverbrauch bei Anwendung der einzelnen Verfahren, der überschlägig gerechnet, den der unmittelbaren Verhüttung des Roherzes um etwa 100 bis 200 kg unterschreitet. Genauere Zahlen werden die weiteren Betriebserfahrungen ergeben. Jedenfalls steht fest, daß mit einer erheblichen Steigerung des Brennstoffverbrauches zu rechnen ist, die nicht nur für die Wahl der Aufbereitungsverfahren maßgebend ist, sondern auch eine Vermehrung des Koksöfenraumes notwendig macht. Neben dem damit verbundenen Bedarf an Anlagekapital darf man auch nicht den anfallenden Koksgrus vernachlässigen, der gegenwärtig schon in großen Mengen bei den Zechen verbleibt. Stoffwirtschaftlich folgt daraus die Aufgabe, den Koksgrus als Brennstoff für die Erzvorbereitung heranzuziehen. In engem Zusammenhang damit steht die Frage der Kohlenaufbereitung überhaupt und die schon lange erörterte Frage einer stärkeren Beteiligung des Bergbaues an der Stromerzeugung, die unter Umständen neu ausgerichtet werden muß.

Metallurgisch haben die Vorträge gezeigt, daß man bei den Aufbereitungsverfahren mit einem gewissen Phosphorverlust rechnen muß. Auch die Schwefelfrage ist zu beachten. Bei der voraussichtlichen Verhüttung eines erheblichen Teiles der Erze im Rohzustand vermag der Möller noch gewisse zusätzliche

⁷⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 732/35 (Erzaussch. Nr. 40).

⁸⁾ Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 969/78 (Hochofenaussch. 144).

Schwefelmengen aufzunehmen, so daß man diejenigen Aufbereitungsverfahren nicht ablehnend beurteilen darf, die, wie das saure Schmelzen und Rennen, einen gewissen Schwefelzuwachs ergeben.

Die Standortsfrage der Aufbereitungs- und Verhüttungsanlagen ist eng mit der Gütermassenbeförderung verknüpft. Einerseits muß man bestrebt sein, die vorhandenen Hüttenwerke möglichst auszunutzen und nur in dem unbedingt erforderlichen Ausmaß zu erweitern, andererseits muß man neben dem Bedarf an Erz, Koks, Kalkstein usw. auch die Leistungsfähigkeit der Eisenbahnen und die Frachtenfrage berücksichtigen, alles Umstände, die für die Zukunft die Anwendung möglichst weitgehender Anreicherungsverfahren als wichtig erscheinen lassen.

Weiter wurde ein Bericht über das Anreicherungsverfahren von Dr.-Ing. Hans Felser, Bensberg, verlesen.

Das Verfahren beruht auf der Ueberlegung, daß zur Ausschaltung unwirtschaftlicher Frachtkosten geringhaltige Eisenerze möglichst in der Nähe der Gruben verhüttet werden müssen unter Verwendung eines nur wenig mit Frachten belasteten Brennstoffes. Dabei handelt es sich in den meisten Fällen um Brennstoffe, die in fester Form als Reduktionsmittel ungeeignet sind. Durch Vergasung derartiger Brennstoffe erhält man aber ein technisch und wirtschaftlich brauchbares Reduktionsmittel für die nur mäßige Gasmengen erfordernde Reduktion bei niedriger Temperatur im Vergleich zur Reduktion bei hohen Temperaturen.

Felser hat das auf 20 bis 25 mm Größe gebrochene Erz in einem Schachtofen bei einer bis auf 700° ansteigenden Temperatur mit Gas reduziert und die Rückoxydation beim Austragen dadurch verhindert, daß er das Erz ein Temperaturgebiet von etwa 1000° innerhalb einer so bemessenen Zeit durchlaufen läßt, daß der bei den niedrigen Reduktionstemperaturen ausgeschiedene Kohlenstoff nicht auf die Begleitelemente des Eisens einwirken kann, daß aber trotzdem die erreichte Eisenreduktion erhalten bleibt. Der Schachtofen ist für ununterbrochenen Betrieb eingerichtet, Beschickung und Austrag geschieht durch Gasschleusen. Der von der hohen Erzsäule den Gasen entgegengesetzte Widerstand wird von in die Gasleitung eingebauten Schleudergebläsen überwunden. Zur leichten Temperaturregelung kann das Reduktionsgas außer durch die Vorverbrennungskammern auch über und unter diesen eingeleitet werden.

Die ersten Versuche in einem kleinen Schachtofen wurden mit Rot- und Brauneisenstein, Minette, Schwedenerz und Salzgitter-Erz durchgeführt. Das Salzgitter-Erz war ein Tagebauerz in einer Stückgröße bis 10 mm mit 25,6% Fe, 33,2% SiO₂ und 7,7% Nässe. Das Reduktionsgas enthielt 31,7% CO, 7,6% H₂

und 1% CO₂ bei einem unteren Heizwert von 1163 kcal/m³. Aus 100 kg Roherz wurden 84,8 kg Reduktionsgut mit 57% Magnetischem und 43% Unmagnetischem gewonnen. Das Unmagnetische enthielt 11,6% Fe, das Magnetische 44,2% Fe und 5,5% O₂, entsprechend einem Reduktionsgrad von 71,2%. Das Eisenausbringen beträgt also 83,5%, der Eisenverlust 16,5%. Der Gasverbrauch für 100 kg Roherz war 57,5 m³ oder 67 000 kcal, entsprechend 139 000 kcal für 100 kg magnetisches Reduktionsgut. Bei einem Gaspreis von 0,45 *Rpf*/1000 kcal ergeben sich als Brennstoffkosten rd. 3 *R.M*/t Roherz oder 6,25 *R.M*/t Konzentrat. Da bei den anderen Erzen die Ergebnisse zum Teil noch günstiger waren, ging man zu größeren Versuchen in einem umgebauten Kupolofen von 8,5 m Höhe über, dabei wurde mit einem dichten, schwer reduzierbaren Roteisenstein mit 38,03% Fe und 18,67% SiO₂ in einer Stückgröße von etwa 25 mm gearbeitet. Das Reduktionsgas mit 27,4% CO, 4,9% H₂ und 5% CO₂ bei H_u = 950 kcal/m³ wurde im Gaserzeuger aus Kleinkoks hergestellt. Bei einer stündlichen Ofenleistung von 0,8 t Konzentrat je m² Ofenquerschnitt wurden aus 100 kg Roherz 85,7 kg Reduktionsgut mit 76,5% Magnetischem und 23,5% Unmagnetischem bei einem Eisenausbringen von 97% erhalten. Der Reduktionsgrad war bei 5,6% O₂ im Konzentrat 76,8%. Der Eisengehalt des Konzentrats war 56,2%, des Abgangs 5,8%. Für 100 kg Roherz wurden 129,5 m³ Gas oder 123 000 kcal verbraucht, entsprechend 187 500 kcal/100 kg Konzentrat. Bei gleichem Gaspreis stellten sich die Brennstoffkosten auf 5,50 *R.M*/t Roherz und 8,40 *R.M*/t Konzentrat. Bemerkenswerterweise hatte dieses Erz bei den Kleinversuchen ungünstigere Ergebnisse gehabt.

H. Wenzel: Wie wir aus den Vorträgen gehört haben, liegen abgeschlossene Ergebnisse nach dem Vortrage von Herrn Sengfelder eigentlich nur in Pegnitz und in der Versuchsaufbereitung von Fortuna vor. Ich bin der Ueberzeugung, daß auch die anderen Verfahren sehr bald so weit klargestellt sein werden, um beurteilen zu können, was mit jeder einzelnen Erzsorte zweckmäßig zu machen sein wird.

Die Ausführungen von Herrn Bansen waren außerordentlich beachtlich. Wir dürfen nicht nur mit den Kosten der Eiseneinheit ab Grube rechnen, sondern wir müssen schließlich auch auf die Kosten des Roheisens kommen und dabei auch alle Nebenumstände, wie Steigerung der Kokserzeugung, Ofenraumfrage usw., berücksichtigen, wenn wir zu einem klaren Bilde kommen wollen. Wir wollten auch heute nur Anregungen geben, die weiterzuverfolgen sind. Ich bin sicher, daß nunmehr die Arbeit fruchtbringend fortgesetzt werden kann.

Aufarbeitung von Beizablagen.

(Fortsetzung von Seite 793.)

III. Einzelverfahren.

b) Das Sulfrian-Verfahren.

Von Albert Sulfrian in Aachen.

Ich darf wohl sagen, daß die erste ununterbrochen arbeitende Regenerierungsanlage für schwefelsaure Beizen in Deutschland von mir gebaut worden ist. Sie wurde im Jahre 1935 von einem großen rheinischen Blechwalzwerk in Betrieb genommen und arbeitet bis heute zu voller Zufriedenheit.

Die betriebstechnischen Vorteile der ununterbrochen arbeitenden Anlage liegen darin, daß die Zusammensetzung des Beizbades dauernd dieselbe bleibt, d. h. der eingestellte Gehalt an freier Säure wird praktisch unveränderlich gehalten, ebenso die Konzentration an gelösten Eisensalzen. Der Gehalt an freier Säure richtet sich nach den Anforderungen des Betriebes, kann aber auch bei verschiedenartigem Beizgut auf den jeweils günstigsten Prozentgehalt umgestellt und entsprechend unveränderlich gehalten werden. Entgegen der bisher noch üblichen nicht stetigen Arbeitsweise, bei der der Säuregehalt der Beize von 20 und 10% freier Säure auf etwa 5% oder noch niedriger heruntergearbeitet wird, was sich für die eigentliche Beizezeit und in der weniger guten Wirksamkeit der Sparbeizen auswirkt, werden auch die Betriebsunterbrechungen zur Neutralisation mit Kalkmilch zum Leeren und Neufüllen der Bottiche mit frischer Beize erspart, selbstverständlich auch die nicht unbeträchtlichen Kosten für den Kalk, so daß die Leistung, die in aus-

gebrauchten Beizen sowieso heruntergeht, durch die ununterbrochene Arbeitsweise erhöht wird. Durch richtige Einstellung des Säuregehaltes und der Beizezeit auf das zu verarbeitende Beizgut läßt sich noch eine weitere Steigerung der Beizleistung und dadurch Ausnutzung der Beizanlage erzielen.

Die stetige Arbeitsweise, nach der die von mir entwickelte Anlage arbeitet, läßt sich kurz folgendermaßen erläutern: Die in die Beize eingetauchten Bleche, Bänder usw. verbrauchen Säure. Deren Menge wird durch die Art des Beizgutes, der Säurekonzentration, der Badtemperatur, der Art und Menge an Sparbeize u. a. bedingt und ist dem Werk bekannt. Es wird demnach dafür Sorge getragen, daß die nach meinem Verfahren ununterbrochen zufließende Schwefelsäure dem stündlichen Säureverbrauch entspricht. Dadurch bleibt die Säurekonzentration auf derselben Höhe, was von dem Vorarbeiter oder Meister in einfachster Weise an einem Anzeigergerät überwacht werden kann. Diese Möglichkeit, den Säuregehalt jederzeit wie z. B. ein elektrisches Meßgerät vor Augen zu haben, vermittelt auch eine schnelle Regelung des Bades, wenn beispielsweise anderes Gut gebeizt werden soll, das einen größeren oder geringeren Säureverbrauch hat oder eine andere Säurekonzentration verlangt.

Durch das Beizen und den Verbrauch an Schwefelsäure bilden sich die entsprechenden Mengen schwefelsaurer Eisensalze. Diese werden ebenfalls dauernd entfernt, indem aus dem Beizbottich beständig so viel Flüssigkeit herausgenommen wird, daß bei ihrer Abkühlung so viel Eisensalze auskristallisieren, als der verbrauchten Schwefelsäure entsprechen. Die verbleibende Flüssigkeit, die Mutterlauge, fließt wieder in den Beizbottich zurück. Der Gehalt an Eisensalz bleibt dadurch in der Beize auch unveränderlich. Hier zeigt

Im Anschluß an die Hauptbeize schalte ich einen zweiten Bottich ein, der als Nachbeizbottich (Beize II; siehe Sankey-Schaubild, Abb. 15) oder als Vorspülbottich bezeichnet werden kann. Der Inhalt dieses Bottichs wird in dem Maße, als sich die Flüssigkeitsmenge in Beize I vermindert, nach Beize I übergepumpt und selbst durch Wasser aufgefüllt. Die aus Beize I in diese Beize II mit herübergebrachten Salze usw. werden auf diese Weise verdünnt; sie werden um so mehr verdünnt, als ich in der Lage bin, aus Beize I durch die richtige Führung der Kristallisation Flüssigkeit zu entfernen, weil ich durch den dadurch bedingten größeren Wasserzusatz in Beize II ihre Konzentration ganz wesentlich herabsetze. Deshalb gelangt nicht die an Eisensalz und Säure immerhin stark angereicherte Flüssigkeit aus Beize I in das eigentliche Spülwasser und damit ins Abwasser, sondern die ganz verdünnte Flüssigkeit aus Beize II, deren Menge ja nicht von der Konzentration abhängt, sondern durch die Oberfläche des Beizgutes bedingt wird, so daß die Verunreinigung des Abwassers ganz wesentlich vermindert wird.

Das Schaubild vermittelt wohl das Verständnis dafür. Der mittlere Teil des Schaubildes ist durch Umrahmung hervorgehoben und stellt einen Kristallisator dar, der auf Grund meiner einschlägigen Erfahrungen durchgebildet worden ist mit der Zielsetzung, das Abscheiden von Eisenvitriol derart durchführen zu können, daß allen betriebstechnischen Forderungen Rechnung getragen werden kann. In dem Kristallisator wird die ununterbrochen abgezogene Beize aus Beize I zunächst gekühlt (1), wobei sich je nach der Konzentration bereits Vitriolkristalle abscheiden. Um anschließend noch weitere Mengen Wasser herauszuholen, wird nach einem zum Patent angemeldeten Verfahren entwässertes Eisensulfat zugegeben (2). Die sich daran anlagernde Menge Wasser ist aus dem Schaubild zu ersehen. Da ich auf diese Weise der gesättigten schwefelsauren Vitriollösung einen Teil des Lösungswassers entzogen habe, entsteht eine übersättigte Lösung, aus der sich noch weiteres Eisenvitriol abscheidet (4), das ebenfalls Wasser aus der Lösung nimmt.

Anstatt diestündlich benötigte Menge Schwefelsäure sofort in Beize I einfließen zu lassen, kann man sie schon in dem Kristallisator der Mutterlauge zusetzen (6) und erzielt damit eine weitere Steigerung der Vitriolbildung.

Weiterhin gestattet der Kristallisator noch, eine Tiefkühlung der Mutterlauge anzuschließen (7) und auf diese Weise die Kristallisation auf das höchste Maß zu steigern. Man erkennt aus diesen Ausführungen die Anpassungsmöglichkeit des Kristallisators an Belastungsschwankungen des Betriebes, sei es, daß diese nur von kurzer Dauer sind, sei es, daß sie durch eine Steigerung der Erzeugung bedingt sind.

Ein Teil des den Kristallisator verlassenden Eisenvitriols wird durch Kalzination in wasserarmes Eisensulfat übergeführt und kehrt, wie das Schaubild zeigt, in das Kristallisationsverfahren zurück. Der restliche Teil, das ist diejenige Menge Vitriol, die laufend beim Beizen entsteht, wird in Kristallform sofort verkaufsfähig gewonnen. Es ist naturgemäß auch möglich, ihn ebenfalls zu kalzinieren und als wasserarmes Salz auf den Markt zu bringen.

Zusammenfassend möchte ich nochmals wiederholen, daß durch das Verfahren die Spülwässer weitgehend von Eisen-

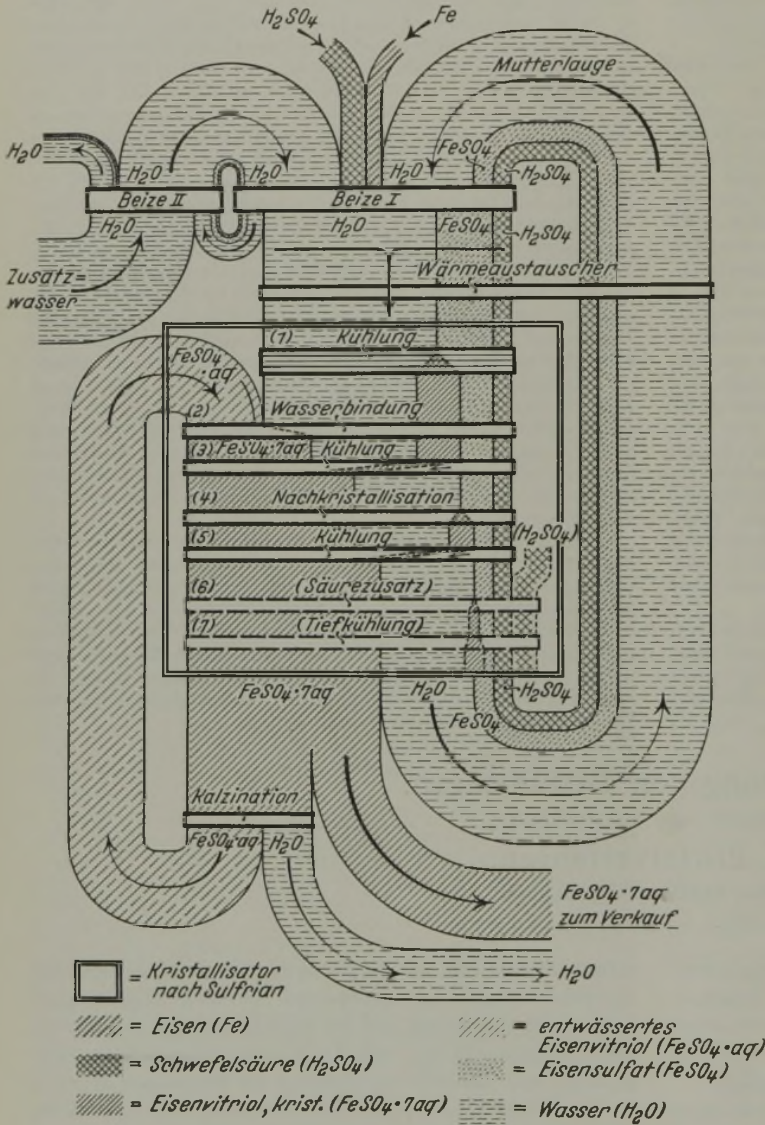


Abbildung 15.

Verfahren zum ununterbrochenen Aufarbeiten von schwefelsauren Beizen.

sich ein weiterer Vorteil meines Verfahrens: Durch bestimmte Behandlungsweise der aus dem Beizbottich abgezogenen Flüssigkeit ist es möglich, allen Anforderungen der Betriebe gerecht zu werden. Daraus ergibt sich der wesentliche Vorteil, daß das von mir entwickelte Verfahren nicht von der Größe des Beizbottichs abhängig ist, sondern sich nur nach dem stündlichen Verbrauch an Schwefelsäure ausrichtet. Das heißt, wenn das Beizgut bei höherer Temperatur oder höherer, gleichbleibender Säurekonzentration eine kürzere Beizezeit zuläßt, dann kann die vorhandene Beizeinrichtung viel stärker ausgenutzt werden.

Durch das Verfahren, d. h. einen dabei durchgeführten Kunstgriff, werden auch die Abwasserschwierigkeiten weitestgehend behoben. Dies ist sehr wichtig, wie wir vorhin aus den Ausführungen von Herrn Prüß entnehmen haben.

salz und Säure freigehalten werden, daß der Säuregehalt des Beizbades auf den jeweilig benötigten und günstigsten Prozentgehalt eingestellt und unveränderlich gehalten werden kann, und daß der Kristallisator es erlaubt, eine vorhandene Beizeinrichtung besser auszunutzen und Schwankungen im Durchsatz an Beizgut zu ermöglichen. Ob es zweckmäßig ist, Schwefelsäure anstatt in der Beize bereits

im Kristallisator zuzusetzen und noch eine Tiefkühlung der Mutterlauge einzuschalten, ist eine Frage, die sich von Fall zu Fall entscheiden muß.

Für kleinere Betriebe habe ich jetzt eine Anlage in Arbeit, bei der bis zu 300 kg Schwefelsäure je Tag (24 h) verarbeitet werden. Ich bin gern bereit, nach Inbetriebnahme der Anlage auch darüber zu berichten.

c) Aufbereitungsanlage für Beizeinabwasser mit ununterbrochenem Beizbetrieb und gleichbleibender Säurekonzentration.

Von Friedrich Sierp und Ferdinand Fränsemeier in Essen.

In den Vorträgen der Herren Heinrich, Agde und Sulfrian ist über die Entwicklung und Vorteile der verschiedenen Beizeinabwasser-Aufbereitungsanlagen berichtet worden. Herr Sulfrian hat auch ein Verfahren gestreift, bei dem mit Dehydrationsmitteln (wasserarmes Eisensulfat) eine Ausscheidung der verbrauchten Beizen erfolgt. Aus diesen Ausführungen ging der Vorteil, den dieses Verfahren gegenüber den bisher bekannten Verfahren hat, schon eindeutig hervor.

gesorgt, daß im Beizbottich eine Säurekonzentration von 15 bis 17%, im Mittel also 16%, herrscht. Bei einer Beize, die im Tag rd. 2 t Schwefelsäure verbraucht, wird die Beize im Beizbottich bis auf 350 bis 400 g Eisensulfat angereichert, je nach dem zu bearbeitenden Beizgut (bei Blechen 350 g, bei Bandstahl und Drähten bis zu 450 g/l). Am Ablauf des Beizbottichs wird in gleichmäßigem Strome dauernd eine bestimmte Menge verbrauchter Beizflüssigkeit entnommen und nach dem Filtern zur Abscheidung des in der Beize enthaltenen Zunders, der Kohleteilchen und aller anderen Schmutzstoffe in den Kristallisator a gebracht. Arbeitet die Beize nur 8 h, so empfiehlt sich ein Zwischenbehälter, der die in 8 h anfallende Beizmenge aufnehmen kann. In diesem (nicht unbedingt erforderlichen) Zwischenbehälter setzt die Beize den Zunder und alle übrigen Stoffe völlig ab, so daß sich oft in diesen Fällen das Filtern erübrigt. In dem Kristallisator wird dann der verbrauchten Beize eine, sich aus der *Zahlentafel 1* ergebende Menge entwässerten Eisensulfats aus dem Bunker b durch ein Becherwerk, das als Dosierungsanlage eingerichtet wird, zugesetzt und mit der verbrauchten Beize innigst gemischt. In dem Kristallisator kristallisiert jetzt die Beize das zugesetzte wasserarme Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$) unter Aufnahme von Wasser aus der Beize zu wasserhaltigem Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) um.

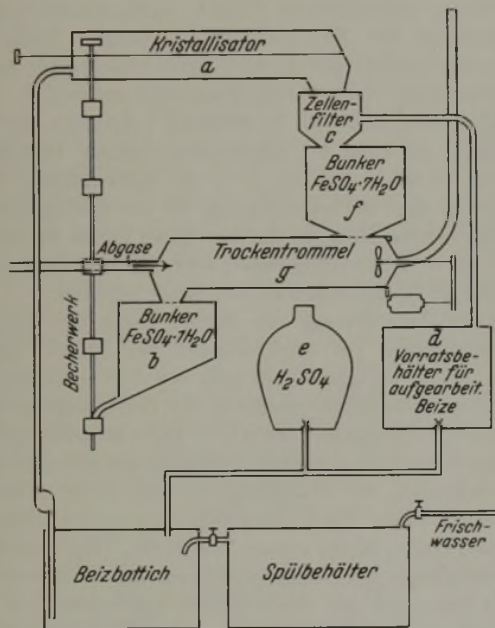


Abbildung 16. Aufbereitungsanlage nach Sierp und Fränsemeier mit durch Abfallwärme entwässertem Eisensulfat.

Die folgenden Ausführungen bringen weitere Einzelheiten über das von uns ausgearbeitete Verfahren. Zur Verminderung der Verluste durch Spülwasser wird, wie aus *Abb. 16* ersichtlich ist, hinter dem eigentlichen Beizbottich in gleicher Weise wie bei dem von Sulfrian angewandten Verfahren ein Zwischenspülbehälter angeordnet, durch den die bisher sehr hohen Spülverluste auf etwa 2 bis 4% verringert werden.

Aus dem Zwischenbehälter werden also die Flüssigkeitsverluste im ersten Beizbottich gedeckt und der Zwischenbehälter selbst durch entsprechende Mengen Frischwasser aufgefüllt. Diese Frischwassermenge ersetzt den Wasserverlust, der aus dem Zwischenbehälter durch das Beizgut mitgeführt wird, vor allen Dingen aber den Wasserverlust, der bei der Auskristallisation des Eisenvitriols in der Aufbereitungsanlage entfernt wird. Diese Wassermenge, die in Zusammenhang mit der Konzentration an Vitriol in dem ersten Beizbottich steht, kann entsprechend den Anforderungen verändert werden.

Im Beizbottich selbst wird durch Zufluß von frischer Schwefelsäure und der aufgearbeiteten Beize dauernd dafür

Zahlentafel 1. Bedarf an $\text{FeSO}_4 \cdot 1 \text{H}_2\text{O}$ für 1000 kg H_2SO_4 /Tag (als 60°-Bé-Säure = 1280 kg zugesetzt) bei 15° Säuregehalt der Beize = 10% = 114,5 g H_2SO_4 /l.

Gehalt der Beize an $\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$	Zusatz $\text{FeSO}_4 \cdot 1 \text{H}_2\text{O}$		Zur Ausscheidung von 2840 kg $\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$ im Tag müssen behandelt werden m^3 Beize	Gehalt der aufgearbeiteten Beize		Aufgenommene Spülwassermenge l/Tag
	gesamt im Tag	je m^3 Beize		kg $\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$ im m^3	kg H_2SO_4 im m^3	
350	6400	300	21,3	217	114,5	4938
Säuregehalt der Beize = 15% = 166 g H_2SO_4 /l						
350	3774	200	18,9	199	166	3566
Säuregehalt der Beize = 20% = 228,5 g H_2SO_4 /l						
350	2150	140	15,3	164	228,5	2532
350	2820	200	14,1	149	228,5	2960
450	1780	200	8,9	130	228,5	2307

Durch die Abgabe von Wasser wird die Beize selbst so stark konzentriert, daß das in Lösung befindliche Eisensulfat zum größten Teil abgeschieden wird. Dieser Vorgang kann noch durch eine Abkühlung der Beize im Kristallisator unterstützt werden. Die von der Beize kommende Flüssigkeit hat eine Temperatur von etwa 50 bis 70° und wird im Kristallisator auf 15° herabgekühlt. Durch Veränderung der Zugabe an wasserarmem Eisensulfat braucht man unter Umständen mit der Temperatur nur bis auf 30° herunterzugehen. Als Kühlwasser benutzt man das in den Spülbehältern benutzte Spülwasser, so daß für Kühlzwecke keinerlei zusätzliche Wassermengen benötigt werden. Sollte bei besonders dünnen Beizen der Fall eintreten, daß diese Wassermenge nicht ausreicht, so hat man es durch eine

verstärkte Zugabe von wasserarmem Eisensulfat in der Hand, auch derartige Beizen ohne verstärkte Kühlung aufzuarbeiten. Nach etwa einhalbstündigem Aufenthalt im Kristallisator ist die Ausscheidung des Eisensulfats infolge der sehr günstigen Keimbildung bei der Umkristallisierung des wasserarmen Eisensulfats beendet. Die kristallhaltige Flüssigkeit wird dann über das Zellenfilter c oder eine Zentrifuge geleitet. In dieser wird das ausgeschiedene Eisensulfat von der nunmehr aufgearbeiteten Beize getrennt. Die aufgearbeitete Beize geht zu dem Vorratsbehälter d, aus dem sie nach Vermischung mit der zum Anschärfen notwendigen Schwefelsäure aus dem Vorratsgefäß e in gleichmäßigem Strome dem Beizbottich zufließt. Die dem Beizbottich zufließende Beize ist vollkommen klar und enthält die der notwendigen Schärfe entsprechende Säure.

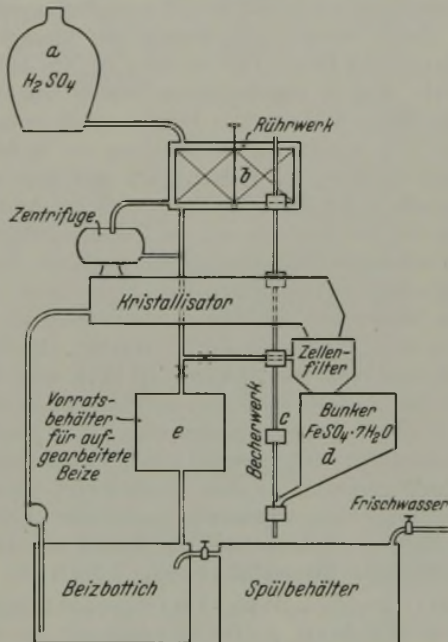


Abbildung 17. Aufbereitungsanlage nach Sierp und Fränsemeier mit durch die Anschärfsäure entwässertem Eisensulfat.

Das auf dem Zellenfilter oder in einer Zentrifuge abgefangene Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) geht zu dem Bunker f. Aus diesem Bunker kann die überschüssig anfallende Menge Eisensulfat zum Verkauf entnommen werden. Ein anderer Teil geht in die Trockentrommel g und wird in dieser durch die im Werk vorhandene Abfallwärme aus Glühöfen, Gichtgasen, Abdampf entwässert und in wasserarmes Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$) umgewandelt. Das entwässerte Eisensulfat geht zu dem Bunker b, aus dem dann ein besonderes Becherwerk das zur Auskristallisation notwendige Eisensulfat befördert.

Sollte wider Erwarten auf einem Werk keine Abfallwärme zur Verfügung stehen, so kann man nach dem in Abb. 17 dargestellten Verfahren arbeiten. Bei diesem erfolgt die Entwässerung des wasserhaltigen Eisensulfats durch Eintragen des durch Auskristallisation gewonnenen Eisensulfats in die zum Anschärfen gebrauchte Schwefelsäure, die dem Behälter a entnommen wird. In dem mit Rührwerk versehenen Mischbottich b wird die Schwefelsäure innigst mit dem durch ein Becherwerk c aus dem Vorratsbehälter d entnommenen wasserhaltigen Eisensulfat gemischt. Die Schwefelsäure nimmt begierig das Kristallwasser des Eisensulfats auf und verwandelt so das wasserhaltige Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) in wasserarmes Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$). Sollte für die Entwässerung des wasserhaltigen Eisensulfats

nicht genügend Schwefelsäure zur Verfügung stehen, so kann man bei diesem Vorgang auch größere Mengen Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) durch verhältnismäßig kleine Mengen Schwefelsäure entwässern, wenn man durch Einbau von Heizschlangen dafür sorgt, daß die Temperatur im Mischbottich nicht unter 70° sinkt. Das in einer Zentrifuge abgetrennte, entwässerte Eisensulfat wird dann in gleicher Weise wie bei den ersten Anwendungsverfahren zur Umkristallisation benutzt. Die aus dem Mischbehälter b und der Zentrifuge dem Vorratsbehälter e als Zwischenbehälter zufließende Beize läuft in gleichmäßigem Strome wie bei dem zuerst geschilderten Verfahren in den Beizbottich. Der Nachteil dieses Verfahrens gegenüber dem mit Abfallwärme arbeitenden Verfahren besteht in der Tatsache, daß das Wasser nicht aus dem Kreislauf entfernt wird, wie dies bei der Trockentrommel der Fall ist. Dies hat aber zur Folge, daß die für den Zwischenspülbehälter zur Verfügung stehende Wassermenge nur verhältnismäßig klein ist.

Aus *Zahlentafel 1* können die zur Aufarbeitung verschiedener starker Beizen, ausgehend von einem Tagesverbrauch von 1000 kg Schwefelsäure (H_2SO_4) entsprechend 1280 kg Schwefelsäure 60° Bé, notwendigen Mengen Eisensulfat entnommen werden. Bei der bisherigen Arbeitsweise wurden bei Verwendung einer Anfangskonzentration von 10% aus 1000 kg Schwefelsäure rd. 10 m^3 Beize hergestellt, die nach Ausbeizung auf etwa 2% abgestoßen wurden. Dies würde nur einem Verlust von rd. 20% der angewandten Säure entsprechen ohne Berücksichtigung der mit dem Spülwasser verlorengehenden Mengen. In sehr vielen Fällen wurde aber nur bis auf 5% heruntergebeizt, wodurch sich die Verluste gleich auf 50% der angewandten Säure erhöhen.

Für die Aufarbeitung der Beizen liegen die Ausscheidungsverhältnisse am ungünstigsten bei dünnen Beizen. Bei dem neuen Verfahren geht man von dem Gedanken aus, daß Eisensulfatkonzentrationen in der Beizflüssigkeit selbst bis zu 350 g/l Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) keinerlei Schäden im Beizen verursachen können, zumal da sich auch bei diesen Konzentrationen bei Abkühlung bis auf $+15^\circ$ kein Salz ausscheiden kann. Auch kann sich noch kein wasserarmes Salz, das Flecken bilden könnte, wie $\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$, bei diesen Konzentrationen und höheren Temperaturen (80°) bilden. Hat die Beize sich auf diesen Gehalt angereichert, so wird jetzt nach dem neuen Verfahren je m^3 Beize 300 kg entwässertes Eisensulfat zugegeben und durch die Umkristallisation im Kristallisator das in Lösung befindliche Eisensulfat bis auf 217 g in der aufgearbeiteten und wieder aufgefüllten Beize ausgeschieden, so daß hierbei 133 g/l Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) anfallen. Rechnet man, daß aus 1000 kg Schwefelsäure 2840 kg Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) anfallen, so entspricht die gesamte Säuremenge einer aufzuarbeitenden Beizflüssigkeit von $21,3 \text{ m}^3$. Wird die angegebene Säuremenge in einem Beizbad von 10 m^3 verbraucht, so beträgt die umzuwälzende Beizmenge das $\frac{21,3}{10} = 2,13$ fache der im Betrieb vorhandenen Beize. Bei dem Verfahren können bei dieser Arbeitsweise rd. 4938 l/Tag Spülwasser in dem Zwischenbehälter ersetzt werden, d. h. daß die angewandte Beizsäure im ungünstigsten Falle mindestens im Verhältnis 1:5 verdünnt werden würde.

Ganz anders liegen aber die Verhältnisse bei höheren Säurekonzentrationen. In diesem Falle braucht man einen entsprechend geringeren Zusatz von getrocknetem Eisensulfat, um eine Ausscheidung des in Lösung befindlichen Eisensulfates zu erzielen. Bei einer Säurekonzentration von 20% und einem Endgehalt der Beize von 350 g/l Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) werden bei Zugabe von 200 kg/m^3

aufzubereitende Beize im Tag 2820 kg entwässertes Eisensulfat benötigt. Die aufgearbeitete Beize enthält dann noch 149 g/l Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$). Zur Spülung in dem Zwischenspülbehälter stehen 2,9 m³ Abwasser zur Verfügung, d. h. die von den Blechen oder Bändern abgospülte Säure wird mindestens im Verhältnis 1:3 verdünnt. Die aufgearbeitete Beizmenge beträgt dann im Tag 14,1 m³, d. h., daß bei einer fünffachen Verdünnung der angewendeten Schwefelsäure auf 20% die Beizflüssigkeit $\frac{14,1}{5} =$ rund dreimal umgewälzt werden muß.

Das vorstehend geschilderte Verfahren hat u. a. folgende wichtige Vorzüge:

1. Es wird im Beizbottich mit einer stets annähernd gleichbleibenden Konzentration von Schwefelsäure und Sulfat gearbeitet. Dies hat den großen Vorteil, daß von jetzt ab für die zu beizenden Gegenstände die Beizzeiten besser festgelegt werden können. Man bekommt auf diese Weise den ganzen Beizvorgang viel besser in die Hand.

2. Statt der bisher aufzuwendenden hohen Kosten für Tiefkühlung wird Abfallwärme benutzt, die in den weitaus meisten Fällen kostenlos ist, da sie ungenutzt in den Schornstein abgelassen wird. Gegenüber Verdampfungsanlagen, bei denen für den Wirkungsgrad der Anlage die Oberfläche maßgebend ist, hat das Verfahren den großen Vorteil, daß die Eisensulfatkristalle der Wärme eine sehr große Oberfläche darbieten, so daß der Wirkungsgrad in diesem Falle viel größer sein muß als beim Eindampfen von Beizlaugen. Hinzu kommt noch, daß das praktisch neutrale Eisensulfat zum Verdampfen benutzt wird, im Gegensatz zu den stark säurehaltigen Abfallbeizen, für die stets besonders stark durch Blei oder Kupfer geschützte Vorrichtungen anzuwenden waren. Diese hatten außerdem den Nachteil außergewöhnlich großen Verschleißes. Gerade dieser Umstand dürfte wegen der auf vielen Gebieten herrschenden Metallknappheit von ausschlaggebendem Einfluß sein. Die die Trommel verlassenden Heizgase haben eine Temperatur von etwa 110° und können daher zum Heizen des Beizbottichs benutzt werden.

3. Bei dem Verfahren hat man es in der Hand, ob man wasserhaltiges Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$) oder wasserarmes Eisensulfat ($\text{FeSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$) herstellen will. Das wasserarme Eisensulfat hat den großen Vorteil, daß es infolge seines geringen Wassergehaltes eine Beförderung auf weitere Strecken verträgt als das wasserhaltige Salz. Es läßt sich leicht umkristallisieren; daher stehen seiner Verwendung zu denselben Zwecken wie wasserhaltiges Eisensulfat keine Bedenken entgegen. Noch einen besonders großen Vorteil hat das wasserarme Eisensulfat gegenüber dem wasser-

haltigen Eisensulfat, daß es sich für Aufarbeitungszwecke zu Schwefelsäure und Eisenrot viel besser eignet als wasserhaltiges Eisensulfat. Das wasserarme Eisensulfat kann in Mengen von 1 Teil Eisensulfat zu 7 bis 8 Teilen Erz gemischt sofort in einer Schwefelsäurefabrik mit abgeröstet werden. Für wasserhaltiges Eisensulfat ist der Anteil bedeutend geringer, da ja erst ein Teil der Wärme zum Verdampfen des Wassers benutzt werden müßte.

4. Bei den bisher bekannten Verfahren bestand die große Gefahr, daß bei längerem Kreislauf die Beizen eine Anreicherung mit verschiedenen, beim Beizen störenden Stoffen, wie Kieselsäure, Mangansalze, erfuhren. Derartige Beizen mußten daher bei den übrigen bis jetzt bekannten Auskristallisationsverfahren von Zeit zu Zeit abgestoßen werden und belästigten dann in sehr unerwünschter Weise den Vorfluter. Durch das vorbeschriebene Verfahren hat man es in der Hand, derartige Beizen völlig aufzuarbeiten. Man gibt dann einfach zu der aufgebrauchten, d. h. säurearmen Beize eine entsprechende Menge von wasserarmem Eisensulfat zu und kristallisiert auf diese Weise die gesamte anfallende Beize aus.

5. Durch die Anwendung der Abfallwärme, Wiedergewinnung der bisher verlorengehenden Säure und den Verkauf des gewonnenen Eisensulfats kann das Verfahren so wirtschaftlich gestaltet werden, daß es nicht nur die aufzuwendenden Betriebskosten deckt, sondern auch noch einen Ueberschuß ergibt, aus dem die Anlage in etwa 5 bis 6 Jahren getilgt werden kann.

Da eine Anlage nach dem vorgeschilderten Verfahren noch nicht in betriebsfertigem Zustand längere Zeit betrieben worden ist, so können keine endgültigen Angaben über die Wirtschaftlichkeit des Verfahrens gemacht werden. Nach den bis jetzt angestellten Ermittlungen ist aber anzunehmen, daß selbst bei einer Verzinsung von 6% und einer Tilgung von 15% der aufgewendeten Anlagekosten mit einer sehr guten Wirtschaftlichkeit zu rechnen ist. Es ist klar, daß diese mit den Preisen für die Schwefelsäure einerseits und für das gewonnene Eisensulfat andererseits Hand in Hand geht. Dies dürfte aber nicht allein ausschlaggebend sein, sondern die Tatsache, daß durch diese Wiedergewinnungsanlagen der deutschen Wirtschaft große Werte erhalten werden, sollte bei der Frage der Einrichtung einer Aufbereitungsanlage im Zusammenhang mit dem Vierjahresplan viel ausschlaggebender sein als die Erwägung: Ist es eine verbende Anlage oder nicht?

Zu diesem Entschluß dürfte man ganz besonders bei dem vorgeschilderten Verfahren kommen, wenn man berücksichtigt, daß man das Eisensulfat in eine Form bringen kann, die es gestattet, es mit verhältnismäßig einfachen Mitteln zu Schwefelsäure aufzuarbeiten. [Schluß folgt.]

Umschau.

Die Neuanlagen des Hüttenwerkes East Moors der Guest Keen Baldwin Iron Steel Co., Ltd., in Cardiff.

Die alten East Moors-Werke in dem am Bristolkanal gelegenen Cardiff (Südwaales, Westengland) wurden 1889 bis 1893 durch die Dowlais Iron Co., Ltd., errichtet und bestanden aus Hochofenwerk, Siemens-Martin-Stahlwerk und Grobblech-Walzwerk. 1933 erfolgte die Verschmelzung mit Guest Keen & Nettlefolds Ltd. und Baldwin Ltd. zum Konzern der British Guest Keen Baldwin Iron & Steel Co., Ltd., mit Werken in Port Talbot, Cardiff und Dowlais. Aus wirtschaftlichen Gründen wurde die Erzeugung an Schienen, Blechen und Formstahl nach Port Talbot und auf die Margham-Werke verlegt und ab 1931 in Cardiff nur noch die Hochofenanlage betrieben.

1934 wurde jedoch wegen der günstigen Lage Cardiffs beschlossen, dort ein neues Hüttenwerk für eine Jahresleistung von 500 000 t Roheisen und 350 000 t Stahl (Knüppel und Platinen) zu errichten und 1936 schon die Erzeugung aufzunehmen. Von

der alten Anlage blieben nur noch übrig ein Hochofen, die Sinteranlage, das Gebläsehaus und die zugehörigen Werkstätten. Die Neuanlagen¹⁾ umfassen: Kokerei mit Kohlenwasch- und Nebenerzeugnisanlagen, Erzlager mit Bunkeranlage, zwei Hochofen, Teermakadamanlage, elektrische Gichtgasreinigung (Trocken- und Naßstufe), zwei Scheibengasbehälter, Siemens-Martin-Stahlwerk und Walzwerk. Erzeugt werden: Hochofenkoks und die Nebenerzeugnisse der Kokerei; basisches Roheisen für das Siemens-Martin-Stahlwerk und Hämatit; Knüppel, Platinen, Formstahl.

Der erste Koks wurde am 1. Januar 1936 zu den Hochofen gebracht, der erste Stahl aus dem Siemens-Martin-Werk am folgenden Tage an das Walzwerk geliefert und Mitte 1936 eine Erzeugung von 4000 t Stahl je Woche erreicht.

¹⁾ Metallurgia 14 (1936) Nr. 84, S. 165/72; 15 (1936) Nr. 85, S. 13/18; Iron Steel Ind. 10 (1937) Nr. 5, S. 223/32; Iron Coal Trad. Rev. 133 (1936) Nr. 3577, S. 453/55; Nr. 3581, S. 643/56.

Die Kohlenwaschanlage wurde von Simon-Carves Ltd. in Cheadle Heath bei Stockport geliefert und verarbeitet stündlich 170 t Kohle. Die Anlage umfaßt 16 Bunker von 6 m Dmr. mit insgesamt 3200 t Fassung. Der gewaschene Koks geht zur Kokerei, die ein Fassungsvermögen von 2200 t hat.

Die Kokerei wurde von The Woodall Duckham Vertical Retort and Oven Construction Co. in London errichtet. Es sind zwei Gruppen zu je 29, insgesamt also 58 Becker-Ofen vorhanden. Die Erzeugung beträgt 6000 t Hochofenkoks je Woche bei 18 h Verkokungszeit. Die Ofen sind 13 200 mm lang, 460 mm breit und 3840 mm hoch. Die Beheizung der Kokerei kann wahlweise mit Starkgas und Schwachgas erfolgen. Zur Zeit wird die Kokerei fast ausschließlich mit Gichtgas beheizt. Es sind 120 Regenerativkammern, jede 12 400 mm lang, vorhanden. Nach der ersten Teerabscheidung wird Koksofengas auf 95 bis 100° abgekühlt und in einer Elektrofilter-Entteerungsanlage (Whessoe-Woodall-Duckham-Verfahren) feingereinigt; nach der Ammoniakabscheidung geht das Gas in wasserberieselte Schlußkühler von 2,70 m Dmr. und 22,8 m Höhe, die mit Holzhorsten ausgerüstet sind. Hier erfolgt die Ausscheidung von Naphthalin und Benzol in zwei Benzolwäschern von 3 m Dmr. und 30,5 m Höhe. Das Koksofengas geht zu einem Klönne-Scheibengasbehälter mit 28 300 m³ Inhalt.

Die Erzversorgung geschieht durch einheimische Erze von Llanharry und besonders von Oxfordshire²⁾ sowie fremde Erze aus Spanien, Spanisch-Marokko, Französisch-Nordafrika, Schweden, Neufundland, Wabana. Der Kalk wird aus den Kalksteinbrüchen bei Creigiau geliefert. Alle Erze können bis auf etwa 5 mm Korngröße gebrochen und gesiebt werden. Mittels 12-t-Greifer wird das Erz am Lagerplatz aufgenommen und in runde Eisenblech-Erzbunker von etwa 3 m Dmr. und 15 m Höhe geworfen. Aus diesen wird es durch einen mit Preßluft vom Möllerrwagen aus betätigten Doppelverschluß in einen Möllerrwagen abgezogen und gewogen. Koks, der ebenfalls in diesen runden Bunkern lagert, wird nach vorheriger Absiebung in der Hauptabsiebung der Kokerei mengenmäßig abgezogen. Erze und Koks werden vom Möllerrwagen zu den Kippunten der Gichtaufzüge der Hochofen gefahren.

Die drei Hochofen erzeugen täglich je 350 t basisches Roheisen oder Hämatit. Bei 26,5 m Höhe haben die Ofen 4,27 m Gestelldurchmesser; sie sind, entsprechend der amerikanischen Bauweise, vollkommen frei stehend und mit einem durch Eisenträger gestützten Stahlblechmantel versehen. Der Gestellpanzer ist aus Stahlblechen genietet und wasserberieselt. Ofen I hat eine Rast aus Kupferkühlkästen, Ofen II und III dagegen eine wasserberieselte Rast. Im Schacht befinden sich bei allen drei Ofen Stahlguß-Kühlkästen; Bühnen gestatten leichten Zugang zu den Kästen. Jeder Ofen hat zehn Blasformen und zwei Schlackenabstiche. Der Schrägaufzug mit zwei Kippwagen steht auf eigenen Stützen, so daß der Hochofen selbst entlastet ist. Die Gicht hat den bekannten McKee-Drehverteiler. Das Gichtgas wird in vier Gasabzugsrohren aufgenommen, die nach oben führen, so daß hier schon ein großer Teil des Grobstaubes zurückbehalten wird und in den Ofen zurückfällt. Je zwei Gasabzugsrohre vereinigen sich zu einer Rohgas-Zuführungsleitung, die das Gichtgas zur Grobentstaubung in Vortex-Wirbler führt.

Zu jedem Hochofen gehören drei Winderhitzer von 29 m Höhe und 7,30 m Dmr. Die Steingitterung war früher bei der alten Theisen-Reinigung weit, jetzt eng. Die Beheizung erfolgt durch Steinbart-Brenner mit selbsttätiger Regelung und Ueberwachung der Verbrennungseinstellung.

Vor den Hochofen liegen die Gießbetten mit Gießbettkränen und hydraulischen Masselbrechern. Der größte Teil des Roheisens geht flüssig in walzenförmigen 60- und 120-t-Pfannen mit kleinem Aus- und Einguß zur Vermeidung von Abkühlungsverlusten zum Siemens-Martin-Stahlwerk. Resteisen oder Sonntagseisen wird in den gleichen Pfannen in einer Gießmaschine³⁾ vergossen, die aus zwei endlosen Förderbändern, die die Stahlgußmulden tragen und an beiden Enden über ein großes Zahnrad laufen, besteht.

Das Gichtgas wird in einer zweistufigen Grobelektrofilteranlage⁴⁾ feingereinigt und etwa wie folgt verteilt:

Winderhitzer	37 400 Nm ³ /h	18,5 %
Kessel	49 700 Nm ³ /h	24,6 %
Kokerei	31 200 Nm ³ /h	15,4 %
Stahlwerk	31 000 Nm ³ /h	15,3 %
Tieföfen	17 000 Nm ³ /h	8,4 %
Knüppelwärmöfen	5 700 Nm ³ /h	2,8 %
Andere Ofen	30 000 Nm ³ /h	15,0 %
	202 000 Nm ³ /h	100,0 %

²⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 766/68.

³⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 795/96.

⁴⁾ Vgl. K. Guthmann: Stahl u. Eisen demnächst.

Von den stündlich erzeugten 10 000 bis 11 500 m³ Koksofengas gehen 80 bis 85 % zum Siemens-Martin-Stahlwerk für die mischgasbetriebenen Stahlwerksöfen. Das Koksofengas hat einen Heizwert von 4650 kcal, das Gichtgas etwa 850 kcal; das Mischgas, das aus 30 % Koksofengas und 70 % Gichtgas besteht, hat 2000 kcal. Jeder Siemens-Martin-Ofen hat eine eigene Gasmischanlage. Der Mischer erhält ein Mischgas aus 85 % Gichtgas und 5 % Koksofengas mit einem Heizwert von durchschnittlich 1070 kcal.

Im Gebläsehaus stehen eine zwölfstufige Turbine für ein Gebläse von 85 000 m³/h Wind von rd. 1,5 kg/cm², zwei fünfstufige Hochdruck-Curtis-Turbinen für dreistufige Gebläse von 82 000 m³/h Wind von rd. 1,0 kg/cm² und zwei Parsons-Reaktionsturbinen für Gebläse mit einer Leistung von je 65 000 m³/h Wind von 1,0 kg/cm² als Ersatz.

In der 320 m langen und 45 m breiten Stahlwerkshalle stehen drei basische Kippöfen, Bauart Duncan-Stewart-Demag, zu je 200 t, von 17 m Länge und einer Herdfläche von 14,2 × 4,4 m². Ferner sind zwei feststehende Ofen zu je 80 t vorhanden. Die Ofen werden mit Mischgas beheizt; Askania- und Arca-Druckregler beeinflussen die Beheizung.

Das Roheisen gelangt in 120-t-Pfannen zum 18 m langen Mischer, der eine Badlänge von 15 m hat bei 5,5 m Breite des Mixers und 2 m Badtiefe in der Mitte. Der Ofenkopf des Mixers besteht aus Hämatit mit eingegossenen nahtlosen Kühlrohren. Auf der Einlaufseite sind fünf Türen, auf der Abstichseite zwei Türen vorhanden; Türen und Türrahmen werden wassergekühlt und die Türen durch Wasserdruck geschlossen. Der Mischer ist als Kippofen ausgebildet worden, mit Regenerativkammern für Gas und Luft. Im Mischer erfolgt eine Art Vorfrischen des Roheisens: Die Roheisenschlacke wird abgezogen, so daß das Roheisen schon vorentschwefelt in die Siemens-Martin-Ofen kommt. Der Mischerherd besteht aus Magnesit.

Im Stahlwerk wird die Temperatur der Kammern, in den Ofen und im Mischer durch Gesamtstrahlungs-pyrometer gemessen und an Vierfarbenscheidern angezeigt. Ebenfalls werden Zug- und Druckverhältnisse in den Kammern aufgeschrieben sowie die Gas- und Windmengen angezeigt. An den Mischer und die Siemens-Martin-Ofen sind Abhitzeessel angeschlossen; von den Kippöfen werden stündlich 9,5 t Dampf, von den kleinen feststehenden Ofen und vom Mischer 4,5 t Dampf erzeugt. Die Kippbewegung der großen Ofen erfolgt elektrisch. Erz, Kalk, Kalkstein und Dolomit werden in 25- bis 40-t-Behältern durch 60-t-Krane zu den Ofen gefahren. Die Stahlproben werden durch Rohrpost zur Versuchsanstalt befördert und die Ergebnisse durch Fernsprecher weitergegeben. Nach dem Gießen werden die Korkillen zu einem zwischen Stahl- und Walzwerk gelegenen Abstreifergebäude mit zwei elektrischen Abstreifkränen gefahren.

Die noch warmen Blöcke gelangen zu den doppelkammerigen Tieföfen, von denen fünf vorhanden sind, die etwa zur Hälfte über Hüttenflur herausragen. Jede Kammer kann zehn Blöcke zu 3 bis 4 t aufnehmen, also die gesamte Tieföfenanlage 100 Blöcke. Die Beheizung erfolgt nur mit Gichtgas und vorgewärmter Luft. Gas- und Luftmenge sowie Zug- und Druckverhältnisse der Ofen werden sorgfältig überwacht, um Falschlufteintritt zu vermeiden und die Zunderbildung dadurch auf ein Mindestmaß zu beschränken. Die Ueberwachung der Ofen erfolgt von einer längs über den Ofen liegenden Bühne aus. Die Schlacke wird aus zwei Schlackenlöchern abgezogen. Vor den Tieföfen liegen noch 35 Ausgleichgruben, jede für vier Blöcke, insgesamt also für eine Aufnahme von 140 Blöcken. Diese Ausgleichgruben sind aber nicht beheizbar, sie dienen zur Unterbringung warmer Blöcke, falls die Tieföfen besetzt sind.

Das Walzwerk verfügt über eine Blockstraße von der Maschinenfabrik Sack in Düsseldorf-Rath. Der Walzendurchmesser beträgt 1016 mm bei 2440 mm Länge. Die Lager bestehen aus Weißmetall mit Oelschmierung. Es werden 3-t-Blöcke auf 127 mm heruntergewalzt, bei einer Leistung der Blockstraße von 90 bis 100 t/h. In einer kontinuierlichen Morgan-Straße für die Erzeugung von Platinen und Knüppeln, die aus sechs Horizontal-Walzgerüsten mit zwei Vertikal-Stauchgerüsten besteht, werden Knüppel auf 50 × 50 mm² heruntergewalzt und Platinen auf 6,3 mm Blechstärke bis zu 406 mm Breite. Ferner ist eine aus drei Gerüsten bestehende Lambert-Triostraße von 233 mm Walzendurchmesser vorhanden. Sämtliche Straßen haben elektrischen Antrieb.

Die vorgewalzten Blöcke für die Straßen werden in einem gichtgasbeheizten, von Priest Furnaces Ltd. in Middlesbrough gelieferten Durchstoßofen mit Ober- und Unterbeheizung vorgewärmt; dem Gichtgas kann gegebenenfalls Koksofengas zugesetzt werden. Die Luftvorwärmung erfolgt in Regeneratoren, die Gasvorwärmung in Metallrekuperatoren. Der Herd besteht

aus Magnesit, der Boden ist luftgekühlt, die Gleitschienen sind wassergekühlt. Bei einem kalten Einsatz von vorgewalzten Blöcken von $20 \times 20 \text{ cm}^2$ und 4,90 m Länge beträgt die Ofenleistung 25 t/h.

Der Wärmofen für Grubenbaustahl ist von der Firma Gibbons Bros., Ltd., in Dudley nach Gibbons-Webb-Patenten erbaut worden. Bei einer Länge von 5,94 m, einer Breite von 7,32 m und einer Höhe von 3,86 m, wovon 1,5 m über Hüttenflur stehen, setzt der Ofen bei einer Wärmtemperatur von 750° stündlich 12,5 t Knüppel durch von 5,30 m Länge und 64 mm Vierkant. Stündlich werden etwa 120 Knüppel gewärmt. Die Herdflächenleistung ist mit $488 \text{ kg/m}^2 \text{ h}$ recht hoch. Die Beheizung des Ofens erfolgt durch Gichtgas, dem etwa 15 % Koks-Ofengas zugesetzt wird, und vorgewärmter Ventilatorluft mit 140 mm W.-S.-Pressung. Gas und Luft werden in U-förmigen, unter Hüttenflur liegenden Rekuperatoren vorgewärmt. Die Ofentüren sind nicht ganz geschlossen; sie sind vielmehr durch einen frei hängenden Metallvorhang abgedeckt, so daß die Arbeitsgeschwindigkeit einerseits beschleunigt und andererseits der Falschluftritt in den Ofen verhindert wird. Gas- und Luftleitungen liegen sämtlich unter Hüttenflur. Nach dem Durchgang durch die Rekuperatoren tritt das Gas an den beiden Seiten des Ofens unter Hüttenflur ein. Die Luft tritt dagegen aus kleinen lochartigen Schlitzen mehrerer im Ofengewölbe liegender Kammern zum Gasstrom. Durch diese von heißer Luft durchströmten Kammern werden Ofenwärmeverluste nach oben vermieden. Es bildet sich eine weiche Flamme, die unmittelbar über dem Wärmofen liegt und dieses schnell und gleichmäßig bei geringerer Verzunderung wärmen soll, zumal da die Wärmzeit der Knüppel etwa 10 min beträgt.

Kurt Guthmann.

Die Reaktionen des Eisens mit flüssigem Zink.

W. Püngel, E. Scheil und R. Stenkhoff¹⁾ stellten zwei Arten des Angriffes von geschmolzenem Zink auf verschiedene Stahlsorten fest. Die Gruppe I ist dadurch gekennzeichnet, daß die Auflösung des Eisens mit der Temperatur stetig und ohne Ausbildung eines Löslichkeitshöchstwertes ansteigt, wobei sich auf der Eisenoberfläche eine dichte Deckschicht der Zusammensetzung FeZn_3 (γ -Phase) ausbildet. Der Angriff des geschmolzenen Zinkes auf das Eisen erfolgt durch Diffusion durch diese Deckschicht. Die Stähle der Gruppe II zeigen dagegen einen ausgeprägten Höchstwert des Angriffes. Dieser Höchstwert wird durch die Ueberlagerung der Bildung zweier Phasen erklärt. Zunächst soll bei niederen Temperaturen die Bildung von FeZn_2 (δ -Phase) vorherrschen, während bei Temperaturen über etwa 500° die Bildung von FeZn , einsetzt. Die δ -Phase soll nicht befähigt sein, eine gegen das flüssige Zink dicht abschließende Schicht auszubilden, so daß die Lösung des Eisens ungemindert und verhältnismäßig mit der Zeit fortschreiten kann.

Wie jedoch in den Arbeiten von H. Grubitsch²⁾³⁾⁴⁾ dargelegt wurde, entstehen bei der Einwirkung von reinem Zink auf Eisen mit niedrigem Kohlenstoffgehalt bei Einwirkungstemperaturen bis zu rd. 480° vollkommen dichte und festhaftende Legierungsschichten. Der Angriff des Zinkes auf das Eisen erfolgt nach E. J. Daniels⁵⁾ sowie H. Grubitsch⁴⁾ in diesem Temperaturbereich verhältnismäßig der Quadratwurzel aus der Einwirkungszeit, so daß es sich offenbar um einen Diffusionsvorgang durch die dicht schließenden Legierungsschichten handelt, während W. Püngel, E. Scheil und R. Stenkhoff bei Stählen der Angriffsart II für dieses Temperaturgebiet einen mit der Zeit verhältnismäßig fortschreitenden Angriff des Eisens annehmen. Die Auflösung verläuft nach unseren Beobachtungen lediglich im Temperaturbereich des Löslichkeitshöchstwertes verhältnismäßig mit der Zeit. Schließlich konnte H. Grubitsch bei sonst gleichgehaltenen Versuchsbedingungen feststellen, daß die gelöste Eisenmenge mit sehr guter Annäherung unter 480° und über 520° durch dieselbe Exponentialfunktion darstellbar ist, daß mithin der Aufbau der Legierungsschichten in beiden Temperaturgebieten ähnlich sein dürfte. Auf Grund dieser Ergebnisse erstreckt sich die Angriffsart II bei niedriggekohlten, perlitischen Stählen nicht vom Schmelzpunkt des Zinks bis zum Löslichkeitshöchstwert bei 490 bis 500° , sondern setzt erst bei rd. 480° ein. Man könnte vielleicht die Ansicht von W. Püngel, E. Scheil und R. Stenkhoff durch die Annahme erweitern, daß der Angriffsart II nur ein ziemlich engbegrenztes Temperaturgebiet zukommt, wo die δ -Phase beständig ist. Solche Erscheinungen sind an Phasengrenzflächen möglich. In späteren Arbeiten

ist auf diese Fragen noch zurückzukommen. Die Temperatur des Löslichkeitshöchstwertes kann durch Legierungszusätze verschoben werden, ebenso können mehrere Höchstwerte auftreten. Derartige Erscheinungen hat H. Grubitsch³⁾ an unlegierten hochgekohlten Stählen und bei Nickelstählen festgestellt.

In Widerspruch mit den Ergebnissen von W. Püngel, E. Scheil und R. Stenkhoff, von H. Grubitsch und anderer Forscher⁵⁾⁶⁾ stehen die Angaben von I. Musatti und A. La Falce⁷⁾. Diese Forscher glauben feststellen zu können, daß bei allen von ihnen untersuchten Kohlenstoff-, Chrom-, Nickel- und Chrom-Nickel-Stählen ein mit der Temperatur vollkommen gleichmäßig ansteigender Lösungsangriff durch geschmolzenes Zink auftritt, wobei mit zunehmendem Kohlenstoff-, Silizium- und Chromgehalt eine gleichmäßige Erhöhung, hingegen mit steigendem Nickelgehalt eine allgemeine Erniedrigung der Löslichkeit eintritt. Im Gegensatz zu den Feststellungen von W. G. Imhoff⁸⁾ soll ein höherer Phosphor- und Schwefel- (Seigerungen) sowie ein höherer Manganerhalt keinen Einfluß auf die Löslichkeit des Eisens im Zink haben. I. Musatti und A. La Falce bestimmten bei achtstündiger Versuchsdauer den Gewichtsverlust

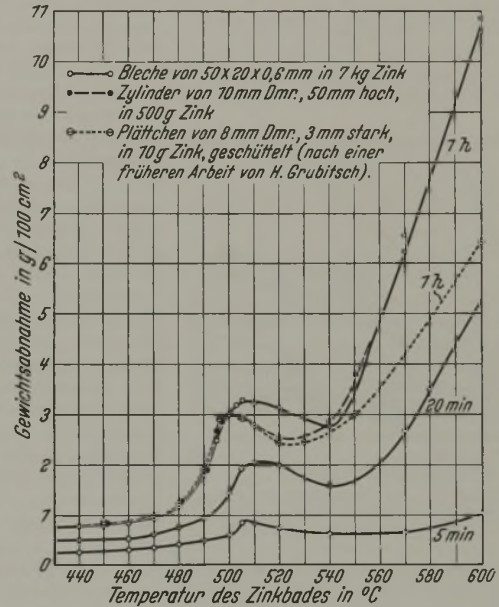


Abbildung 1. Einfluß der Temperatur auf den Angriff von flüssigem Zink auf Armcoco-Eisen.

einer Reihe zylindrischer Eisenproben verschiedener Zusammensetzung durch gleichzeitiges Eintauchen in ein Zinkbad (12 kg Zink), das sich in einem elektrisch geheizten Graphittiegel (Temperaturschwankungen $\pm 1,5^\circ$) befand. Der Gewichtsverlust der Proben wurde bei $460, 480, 500$ und 520° ermittelt. Die abweichenden Ergebnisse von H. Grubitsch führen I. Musatti und A. La Falce auf Grund eines Uebersetzungsfehlers irrtümlicherweise auf die Verwendung zu geringer Zinkmengen zurück. Sie nehmen an, daß der Löslichkeitshöchstwert bei Versuchen mit sehr großen Zinkmengen, wie sie von ihnen angewandt wurden, verschwinden dürfte, obwohl H. Grubitsch³⁾ bereits darauf hinwies, daß Löslichkeitshöchstwerte auch unter Versuchsbedingungen erhalten wurden, die sich an den praktischen Verzinkungsbetrieb anlehnen.

Zur Nachprüfung wurden die folgenden Versuche durchgeführt. Kastengeglühte Armcoco-Eisenbleche mit 0,01 % C, 0,002 % Si, 0,02 % Mn, 0,005 % P, 0,03 % S und 0,03 % Cu wurden in Tafeln von $20 \times 50 \times 0,6 \text{ mm}$ nach vorherigem Beizen (15 min in 15prozentiger Salzsäure, der 1 % einer alkoholischen Lösung von Fresol als Sparbeize zugesetzt wurde) in das Zinkbad eingebracht. Das Bad enthielt 7 kg Zink mit 0,002 % Cd, 0,001 % Pb, 0,001 % Fe und befand sich in einem elektrisch geheizten, unglasierten Porzellantiegel. Da die Lösungsgeschwindigkeit des Eisens bei der Gegenwart größerer gelöster Eisenmengen im Zink stark abnimmt, wurde das Zink während der Versuche fünfmal erneuert. Die gebeizten und sorgfältig gespülten Bleche wurden nach genauer Wägung in konzentrierte Chlorzinklösung

1) Arch. Eisenhüttenwes. 9 (1935/36) S. 301/04.

2) Berg- u. hüttenm. Jb. 84 (1936) S. 47/54.

3) Mh. Chem. 60 (1932) S. 165/80; 65 (1934) S. 122/28.

4) Angew. Chem. 48 (1935) S. 689/91.

5) J. Inst. Met., London, 46 (1931) S. 81/96.

6) C. Diegel: Z. VDI 57 (1915) S. 362; W. G. Imhoff: Iron Age 125 (1930) S. 294, 633 u. 933; F. Hausmann: Draht-Welt 23 (1930) S. 419/21.

7) Metallurg. ital. 28 (1936) Nr. 1, S. 1/17.

8) Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1113/16.

gebracht und anschließend sofort bei 300° getrocknet. Je vier Bleche wurden gleichzeitig mittels einer gläsernen Haltevorrichtung in das Zinkbad getaucht, und der entstandene Fluß wurde sofort entfernt. Die Temperaturschwankungen des Bades betragen ± 2°. Die Tauchzeiten lagen bei 1, 2, 5, 20 und 60 min. Zur Bestimmung des Gewichtsverlustes wurden die verzinkten Bleche zunächst durch Biegen von der Hartzinkschicht befreit und sodann zur Entfernung der letzten Anteile an Legierungsschichten mit einer salzsauren Antimonchloridlösung nach J. A. Aupperle⁹⁾ behandelt. Der Gewichtsverlust ergab sich durch

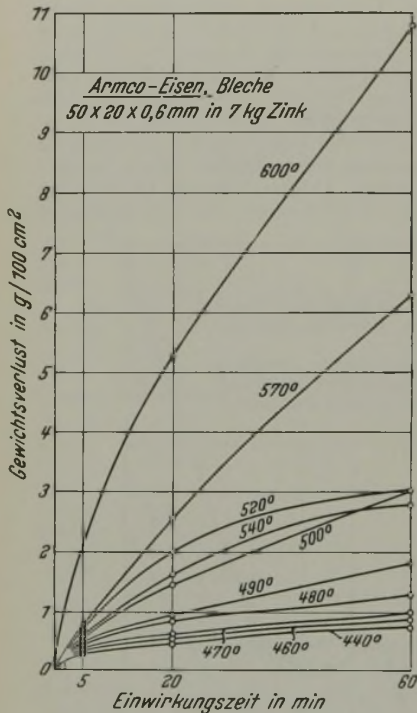


Abbildung 2. Die Löslichkeit des Eisens in Zink bei verschiedenen Temperaturen in Abhängigkeit von der Einwirkungszeit.

Die Übereinstimmung der erhaltenen Ergebnisse mit den früheren Versuchen ist trotz der verschiedenen Bedingungen gut. Infolgedessen ist es berechtigt, die Ergebnisse der Arbeiten von H. Grubitsch auch auf den Betrieb zu über-

⁹⁾ Proc. Amer. Soc. Test. Mat. 15 (1915) II. S. 119.

Rückwägen der Bleche. In Abb. 1 ist das Ergebnis dieser Untersuchungen zusammengefaßt, wobei der Mittelwert von je drei Bestimmungen eingetragen wurde. Die Streuungen der Einzelwerte betragen höchstens 3 % vom Mittelwert. Um den Verlauf der Löslichkeit genau feststellen zu können, wurden die Messungen in kleinen Temperaturzwischenräumen durchgeführt. In ähnlicher Weise wurden Versuche mit zylindrischen Armco-Eisenproben (50 mm hoch, 10 mm Dmr.) bei Verwendung von je 500 g reinem Zink für jeden Versuchspunkt vorgenommen. Zum Vergleich ist die Löslichkeitskurve von Armco-Eisen unter Verwendung der in einer früheren Arbeit⁸⁾ beschriebenen Versuchsanordnung eingetragen.

tragen. Da die Lösungsgeschwindigkeit des Eisens in geschmolzenem Zink mit steigendem Eisengehalt des Bades stark abnimmt, ist der steilere Anstieg der Löslichkeit bei Verwendung größerer Zinkmengen und bei hohen Temperaturen erklärlich. Bei Gebrauch von Hüttenroh-zink an Stelle von chemisch reinem Zink ist lediglich eine Verschiebung der Kurve nach höheren Löslichkeiten festzustellen. Der Einfluß eines bewegten Bades konnte bei der beschriebenen Versuchsanordnung wegen des Auftretens zu großer Streuungen nicht weiter verfolgt werden.



Abb. 3. Baumann-Abdruck. Abb. 4. Senkrecht beleuchtet. Abb. 5. Schräg beleuchtet. Nach der Korrosion in Zink (1 h bei 500°) und anschließendem Ablösen des Überzuges.

Abbildungen 3 bis 5. Angriff von Zink auf Seigerungen.

Abb. 2 zeigt die Abhängigkeit der aufgelösten Eisenmenge von der Einwirkungszeit bei verschiedenen Temperaturen. Unter 480 und über 520° nähert sich die Kurve einer Parabel, während die Auflösung im Temperaturgebiet des Löslichkeitshöchstwertes verhältnismäßig mit der Zeit fortschreitet, sobald eine bestimmte Tauchdauer überschritten ist. Zu denselben Ergebnissen gelangte E. J. Daniels⁴⁾. Abb. 3 bis 5 geben den Einfluß von Seigerungen wieder. Eine Eisenprobe mit 0,06 % C, 0,02 % Si, 0,40 % Mn, 0,04 % S, 0,04 % P wurde 1 h bei 500° in einem Zinkbad belassen. Die verzinkte Probe wurde mit Arsen-Schwefelsäure nach O. Bauer¹⁰⁾ abgelöst. Abb. 4 zeigt die Probe bei senkrechter, Abb. 5 bei schräger Beleuchtung. Aus dem Vergleich dieser Abbildungen mit dem Baumann-Abdruck Abb. 3 ist ersichtlich, daß Seigerungen wesentlich stärker von flüssigem Zink angegriffen werden als die seigerungsfreie Bereiche derselben Probe.

Die abweichenden Ergebnisse von I. Musatti und A. La Falce sind vielleicht in der von ihnen benutzten langen Versuchsdauer zu suchen, denn die Auflösungsgeschwindigkeit von Eisen in Zink ist von dem jeweils im Zinkbad bestehenden Eisengehalt abhängig. Die Ausbildung einer Art von Gleichgewichtszuständen, die zu Ergebnissen führen könnte, wie sie I. Musatti und A. La Falce beschreiben, wäre deshalb bei zu langer Versuchsdauer durchaus möglich. Auch das gleichzeitige Eintauchen einer Anzahl von verschieden legierten Stählen in dasselbe Bad könnte zu Störungen führen. Heribert Grubitsch und Friedrich Bruckner.

¹⁰⁾ Mitt. dtsh. Mat.-Prüf.-Anst. 32 (1914) S. 456.

100 Jahre Werk Borsig der Rheinmetall-Borsig A.-G.

Die seit dem Jahre 1936 mit der Rheinischen Metallwarenen- und Maschinenfabrik vereinigte Firma A. Borsig in Berlin-Tegel kann am 22. Juli 1937 auf ein hundertjähriges Bestehen zurückblicken. Ihr Gründer, August Borsig (23. Juni 1804 bis 7. Juli 1854), gehörte zu den Männern, denen der deutsche Maschinenbau im 19. Jahrhundert seine erste Blüte und seine kraftvolle Entwicklung verdankte. Der große Erfolg, den er mit der Ausgestaltung des Lokomotivbaues in Deutschland errang, und der seiner Firma einen Ehrenplatz verschaffte, gab seinem Namen eine Volkstümlichkeit, wie sie nur wenigen Industriellen zuteil wurde.

Ähnlich wie Franz Dinnendahl, der mehrere Jahrzehnte vorher den Maschinenbau im Ruhrgebiet begann, entwickelte sich auch Borsig vom Zimmermann zum Mechaniker. Allerdings hatte er gegenüber



Abbildung 1. Erste Werksanlage von August Borsig 1837.

Dinnendahl den Vorteil, die Gewerbeschule seiner Vaterstadt Breslau sowie später das von Peter Christian Wilhelm Beuth gegründete Gewerbe-Institut zu Berlin besucht zu haben. Aber in einem stimmten sie überein: Beide waren ausgesprochene Praktiker. Eine Anekdote will wissen, daß Beuth mit den Leistungen Borsigs auf dem Gewerbe-Institut gar nicht zufrieden war und ihm den Rat gegeben haben soll, einen anderen Beruf zu ergreifen. Statt dessen ging Borsig in die Praxis zur Maschinenfabrik von F. A. Egells in Berlin, wo er es in erstaunlich kurzer Zeit zum Montageleiter brachte, so daß er nach anderthalbjähriger Lehrzeit Faktor (Betriebsleiter) der Eisengießerei und aller davon abhängigen Werkstätten wurde.

Der Drang nach Selbständigkeit bewog jedoch Borsig, im Jahre 1836 seine bisherige Tätigkeit aufzugeben und mit seinen Erspar-

nissen von 10 000 Thalern auf einem Gelände am Oranienburger Tor eine Maschinenfabrik zu errichten. In einigen Bretterbuden begann er mit den Einrichtungsarbeiten. Sein Feuereifer ließ ihn nicht warten, bis das Gebläse für den Kupolofen fertiggestellt war; mit Hilfe von Soldaten aus der benachbarten Kaserne des 2. Garderegiments zu Fuß betrieb er ein paar Blasebälge. So gelang es denn, nach Verlauf eines halben Jahres, den Betrieb zu eröffnen und am 22. Juli 1837 den ersten Guß abzusteichen. Die Soldaten waren eine etwas unsichere „Kraftmaschine“, denn es kam vor, daß sie abends beim ersten Signal des Hornisten davonstürmten, auch wenn der Guß noch nicht beendet war. Dann mußten Meister, Gesellen und Lehrburschen fest anfassen, um ein Einfrieren des Ofens zu verhüten. Ein Roßwerk half dann in der Folge die Schwierigkeiten zu überwinden, bis eine Gebläsemaschine in eigenen Betrieb fertiggestellt worden war.

Eisengußwaren aller Art, Dampfmaschinen, Werkzeugmaschinen, Einrichtungen für Oelmühlen, Sägemühlen, Kattunfabriken, Zuckersiedereien usw. waren die ersten Erzeugnisse. Schon frühzeitig erkannte Borsig die Zukunftsmöglichkeiten der Eisenbahnen und richtete seinen Betrieb von vornherein auf den Bau von Lokomotiven ein, deren erste im Jahre 1841 an die Berlin-Anhaltische Eisenbahngesellschaft geliefert werden konnte. Nach und nach wurde der Lokomotivbau die Grundlage des Borsig'schen Unternehmens. Die wachsende Anerkennung und der dadurch bedingte größere Absatz seiner Lokomotiven erforderte außer einer wiederholten Erweiterung der Betriebsanlagen eine gesicherte Rohstoffversorgung. So sehen wir dann in den Jahren 1847 bis 1849 in Moabit ein Eisenwerk entstehen, das eine Puddel-, ein Stabeisen- und Blechwalzwerk und ein Hammerwerk umfaßte. Der Erwerb einer der Königl. Seehandlungs-Societät gehörigen Maschinenbau-Anstalt im Jahre 1850 ermöglichte es Borsig, seine Kräfte, ohne den Lokomotivbau einzuschränken, auch dem allgemeinen Maschinenbau im erhöhten Maße zu widmen. Kaum aber hatte er das neuerworbene Werk in geregelten Gang gebracht, da ging sein rastlos schaffender Geist an die Ausführung eines neuen großen Planes.

Um durch den Erwerb eigener Kohlengruben und die Errichtung einer Hochofenanlage seine Berliner Werke und vor allem das Hüttenwerk in Moabit in der Versorgung mit Kohlen und Roheisen unabhängig zu machen, erwarb er im Jahre 1854 bei Biskupitz in Oberschlesien ein großes Grubengelände. Bevor er aber an die Errichtung der Kohlenzeche und der Hochofenanlage gehen konnte, und kurz nachdem er mit seinen Arbeitern die Fertigstellung der 500. Lokomotive gefeiert hatte, rief ein plötzlicher Tod ihn am 7. Juli 1854 mitten aus seinen Plänen ab.

Sein Sohn Albert übernahm ein Werk mit über 1800 Arbeitern. Er führte den Ausbau der Anlagen im Sinne seines Vaters weiter, und in den Jahren 1862 bis 1868 entstanden die oberschlesischen Berg- und Hüttenwerke zu „Borsigwerk“. Als er im Jahre 1878 im Alter von nur 49 Jahren starb, hatte sich die Arbeiterzahl verdoppelt, und über 3000 Lokomotiven hatten bereits die Werkstätten verlassen, ganz abgesehen von den zahlreichen Dampfmaschinen bis zu den größten Abmessungen,

Dampfkesseln, Pumpen, Bergwerksmaschinen u. a., die dem Namen „Borsig“ Weltgeltung verschafften.

Albert Borsig hinterließ drei unmündige Söhne: Arnold, Ernst und Konrad, für die einstweilen ein Kuratorium die Leitung der Werke übernahm. Die Jahre von 1878 bis 1894, in denen das Kuratorium die Leitung der Werke in der Hand hatte, waren Jahre des Stillstandes. Das ganze Unternehmen empfand es als eine Erlösung, als nach Mündigkeitserklärung des jüngsten Sohnes Konrad im Jahre 1894 die drei Söhne Albert Borsigs ihr väterliches Erbe antreten konnten. Arnold Borsig erlitt in jungen Jahren den Bergmannstod bei einer Gasexplosion auf der Hedwigwünschgrube in Oberschlesien. Ernst und Konrad Borsig verdankt das Werk seine heutige Gestalt. Da die Maschinenfabrik in Moabit veraltet war und es nicht ratsam erschien, viel Geld auf ihre Neugestaltung zu verwenden, erbauten die beiden Brüder Borsig auf einem geeigneten Gelände in Tegel mit Wasser- und Bahnananschluß in den Jahren 1896 bis 1898 ein vollständig neues Werk. Der Lokomotivbau, der in der Zeit des Kuratoriums fast gänzlich zum Stillstand gekommen war, wurde neu belebt. Daneben wurden nach und nach Dampfpflüge, Schlepper, Dampfturbinen, Maschinen für die chemische Industrie, Pumpen und Kompressoren in den Erzeugungsplan aufgenommen. Nach dem Kriege wurde das Gebiet der Dampftechnik erweitert. In diesem Zusammenhang sei auf den ersten deutschen Hochdruckkessel mit 60 at hingewiesen, der im Jahre 1922 im eigenen Kraftwerk aufgestellt wurde.

Aber die großen wirtschaftlichen Schwierigkeiten der Nachkriegszeit machten sich mit der Zeit auch bei der Firma Borsig bemerkbar. Ende 1930 wurde die Lokomotivherstellung aufgegeben und einem neugegründeten Unternehmen, der Firma Borsig-Lokomotiv-Werke, G. m. b. H., überlassen. Die oberschlesischen Anlagen wurden zum Teil stillgelegt, zum Teil gingen sie in andere Hände über. Aus dem Familienunternehmen wurde auf dem Wege über eine Betriebsgesellschaft eine Aktiengesellschaft, deren Träger die Rheinische Metallwaren- und Maschinenfabrik in Düsseldorf wurde. Anfang 1936 wurden beide Unternehmungen zu einer Firma, der Rheinmetall-Borsig-Aktiengesellschaft, verschmolzen, die in ihren Werken in Düsseldorf, Berlin-Tegel und Sömmerda einen außerordentlich vielseitigen Erzeugungsplan durchführt mit einer Belegschaft von rd. 50 000 Köpfen. Damit waren die Gründungen eines August Borsig, eines Nicolaus von Dreyse und eines Heinrich Ehrhardt zu einem organischen Gebilde zusammengefügt.

Als Teil dieses Ganzen feiert das Werk Borsig seinen hundertsten Geburtstag. Wie in der Vergangenheit arbeitet es heute erfolgreich mit an der Entwicklung des deutschen Maschinenbaues¹⁾.

¹⁾ Aus Anlaß des Jubiläums ist folgende reich bebilderte Festschrift erschienen: Deutscher Maschinenbau, 1837—1937, im Spiegel des Werkes Borsig. Hrsg. von der [Firma] Rheinmetall-Borsig, Aktiengesellschaft. (Zum 100jährigen Jubiläum des Werkes. Bearb. von H. Strauss, Dr. A. Rendfordt u. a. Mit fast 400 Abb. Berlin: Rheinmetall-Borsig, A.-G., 1937. 483 S.) 4°.

Archiv für das Eisenhüttenwesen.

Veränderlichkeit der Kippmomente des Konverters durch Zustandsänderungen und Möglichkeiten zu ihrer Regelung.

Hermann König und Hermann Meinert¹⁾ behandeln die Veränderlichkeit der Kippmomente während einer Konverterreise. Die zu diesem Zweck durchgeführten Messungen ergaben ein durch Futter- und Bodenabbrand sowie durch die Mündungsansätze hervorgerufenes Streugebiet der Kippmomente. Es zeigte sich, daß im wesentlichen die obere Grenzkurve des Streugebiets mit der Kippmomentenkurve im Anfangszustand des Konverters, und daß die untere Grenzkurve mit der Kippmomentenkurve im Endzustand zusammenfällt.

Um die Gültigkeit des von H. König²⁾ angegebenen Verfahrens zur Ermittlung der Kippmomente für die praktischen Verhältnisse zu prüfen, wurden die Kippmomente für den neuzugestellten wie auch für den ausgebrannten Konverter durch Rechnung ermittelt. Aus dem Vergleich der Lage dieser Momentenkurven mit den Kippmomenten aus der Messung ergibt sich, daß nach Berücksichtigung des Mündungsansatzes und der Ausgußrinne das rechnerische Verfahren den tatsächlichen Verhältnissen gerecht wird.

Schließlich wurden verschiedene Möglichkeiten zur Regelung der Kippmomente behandelt zu dem Zweck, einen geringsten

Arbeitsaufwand beim Kippen zu erzielen unter gleichzeitiger Beachtung der Sicherheit des Kippvorgangs.

Ueber den Fließvorgang beim Warmwalzen von Stangen.

Die von früheren Forschern¹⁾ gefundenen Ergebnisse über den Werkstofffluß in Kalibern wurden von Hermann Unckel²⁾ durch Versuche über den Verformungsvorgang mit ausgewählten Proben von verschiedenem Werkstoff, bei einigen aufeinanderfolgenden Stichen, bei verschiedener Durchgangsrichtung durch die Walzen und schließlich durch Vergleich der Formänderung

¹⁾ L. Weiß: Z. Metallkde. 17 (1925) S. 229; 20 (1928) S. 302. — E. Siebel: Die Formänderung im bildsamen Zustand (Düsseldorf: Verlag Stahleisen m. b. H. 1932). — F. Kickl und F. Polak: Dinglers polytechn. J. 172 (1877) S. 465; 173 (1879) S. 257. — A. Hollenberg: Stahl u. Eisen 3 (1883) S. 421. — A. Falk: Die Theorie der Materialwanderung beim Walzen und Schmieden. Stahl u. Eisen 32 (1912) S. 816 u. 863. — G. Gredt: Stahl u. Eisen 43 (1923) S. 1443. — S. Ekelund: Einige dynamische Erscheinungen beim Walzen. Jernkont. Ann. 111 (1927) S. 39/97. — F. Körber, O. Emicke und E. Siebel: Der Walzvorgang. In: Handbuch des Walzwerkswesens, hrsg. von J. Puppe und G. Stauber. Bd. 2 (Düsseldorf: Verlag Stahleisen m. b. H. 1934). — N. Metz: Experimentelle Untersuchungen über den Materialfluß beim Walzen. Rev. metallurg. 22 (1925) S. 66. Stahl u. Eisen 46 (1926) S. 476 u. 1577. Arch. Eisenhüttenwes. 1 (1927/28) S. 193 (Walzw.-Aussch. 51).

²⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 11/17.

¹⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 1/10 (Stahlw.-Aussch. 326).

²⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 4 (1930/31) S. 177/84 (Stahlw.-Aussch. 193).

der Oberfläche und des Kernes zu erweitern gesucht. Als Versuchswerkstoffe wurden Kupfer- und Aluminiumstangen verwendet, in die Stifte eingesetzt wurden. An den geätzten Schnittflächen der gewalzten und danach aufgesägten Proben wurde die Krümmung und Entfernung der eingesetzten Stifte gemessen, die Verformung der Oberfläche durch Stromlinien des Werkstoffflusses dargestellt und die sich hieraus ergebenden Folgerungen gezogen.

Der Einfluß des Mischvorgangs auf die Verbrennung von Gas und Luft in Feuerungen. Teil II.

Kurt Rummel beschreibt im II. Teil seiner Arbeit¹⁾ die Ergebnisse der Versuche an der Brennerstrecke, aus denen folgendes hervorgeht:

a) Entscheidend für den Raum- und Zeitbedarf der Verbrennung ist unter den Größenverhältnissen der Feuerungen der Praxis bei üblichen Ausführungen der Brenner die Geschwindigkeit der mechanischen Mischung. Überall dort, wo Gas und Luft gemischt sind, verbrennen auch beide miteinander, und zwar mit einer Geschwindigkeit, die für die Feuerungspraxis als unendlich groß angesehen werden kann.

b) Dies hat zur Folge, daß sich eine Einwirkung der Temperatur im Feuerungsraum auf die Geschwindigkeit der Verbrennung zwischen 900 und 1300° nicht nachweisen ließ. Wahrscheinlich ist ein solcher Einfluß der Temperatur auch in weiteren Temperaturgrenzen, und zwar zwischen der Zündtemperatur der Gase, die um 600° herum liegt, und ihrer Dissoziationstemperatur nicht vorhanden. Bei höherer Temperatur erfolgt eine stärkere Ausdehnung der verbrennenden Gase; dies bedingt entsprechend größere Räume für die Mischung.

c) Die Gestalt des Feuerungsraumes ist von Einfluß auf die Gestalt des Raumes, in dem die Mischungsvorgänge sich abspielen.

d) Je größer die Verschiedenheit der Geschwindigkeit von nebeneinander aus einem Brenner austretenden Gas- und Luftstrahlen ist, desto weniger Raum und Zeit erfordert die Verbrennung, weil die Wirbelung in der Trennfläche zwischen Gas und Luft lebhafter wird.

e) Je kleiner die Austrittsgeschwindigkeit von Gas und Luft aus einem Brenner ist, um so größer wird der Raum- und Zeitbedarf der Verbrennung, weil weniger Energie zur Durchwirbelung zur Verfügung steht.

f) Luftüberschuß verkürzt die Verbrennung des Gases nach Raum und Zeit während des gesamten Verbrennungsvorganges, nicht nur gegen dessen Ende.

g) Der Raum, in dem die Verbrennung von Gas und Luft vor sich geht, derart, daß in diesem Raum bei der Analyse gleichzeitig Luft und Gas neben Verbranntem gefunden werden, bildet einen vom Brennermund ausgehenden Kegel. Überschuß von Gas oder Luft lenkt diesen Kegel ab.

h) Der Auftrieb innerhalb eines lebhaft strömenden Strahles gegebenen spezifischen Gewichtes in einem Feuerraum, in dem Temperaturunterschiede von wenigen 100° herrschen, ist sehr gering.

i) Liegt ein Luftstrahl über einem Gasstrahl von geringerem spezifischen Gewicht, so wirkt der Unterschied des spezifischen Gewichtes dem Auftrieb entgegen und kann ihn in sein Gegenteil verkehren. Die obliegende Luft „drückt“. Diese Erscheinung kann zur Flammenführung benutzt werden. Die durch den Unterschied der spezifischen Gewichte bedingte stärkere Mischung verkürzt die Verbrennung nach Raum und Zeit.

k) Die Zusammensetzung der „Atmosphäre“ ist, solange noch nicht eine vollkommene Mischung von Gas und Luft erfolgt ist, außerordentlich ungleichförmig; es ist zu erwägen, ob man nicht in Fällen, in denen man auf reduzierende oder oxydierende Atmosphäre an bestimmten Stellen des Ofens Wert legt, Flachbrenner an Stelle von Rundbrennern verwendet.

Die unmittelbare photoelektrische Bestimmung von Mangan und Chrom in Stählen.

Von Gustav Thanheiser und Josef Heyes²⁾ wird ein Verfahren beschrieben, das durch direkte Messung der Spektrallinienintensität von Mangan und Chrom mit Hilfe einer Photozelle und eines Elektrometers eine Bestimmung dieser Elemente ermöglicht. Zur Anregung der Linien dient die Preßluft-Azetylen-Flamme, in die die gelöste Probe durch einen Zerstäuber eingeführt wird. Im Konzentrationsbereich von 0 bis 400 mg/l besteht Proportionalität zwischen Konzentration und Photostrom. Die Ergebnisse einer Reihe von Mangan- und Chrombestimmungen in Stählen nach dem neuen Verfahren werden mitgeteilt und ihre gute Übereinstimmung mit den chemischen Analysen nach-

¹⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 19/30 (Wärme-stelle 244).

²⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 31/40 (Chem.-Aussch. 122). — Gleichzeitig Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseld., 19 (1937) Lfg. 9, S. 113/22.

gewiesen. Die Anwesenheit von anderen Legierungselementen stört die Bestimmung nicht. Die Manganbestimmung läßt sich auch auf die Untersuchung von Aluminiumlegierungen übertragen.

Das Zustandsschaubild Eisen-Eisensulfid-Mangansulfid-Mangan.

Mit Hilfe thermischer und chemischer Untersuchungen sowie durch Gefügaufnahmen wurde von Rudolf Vogel und Werner Hotop¹⁾ das Dreistoffsystem Eisen-Eisensulfid-Mangansulfid-Mangan neu bearbeitet. Hinsichtlich der Ausdehnung der Mischungslücke im flüssigen Zustand und ihrer Konodenrichtung ergab sich eine weitgehende Übereinstimmung mit Befunden von F. Körber und W. Oelsen²⁾, O. Meyer und F. Schulte³⁾ sowie H. Wentrup⁴⁾. Die Kristallisationsverhältnisse in dem System wurden durch Ausarbeitung von vier Schnitten durch die Schwefelecke aufgeklärt. Die Kristallisationsbedingungen werden wesentlich bestimmt durch das Auftreten zweier Maximallinien von Dreiphasengleichgewichten, die in der Projektion praktisch mit der Diagonalen Eisen-Mangansulfid des Systems zusammenfallen. Die eine der Linien entspricht dem Maximum-Dreiphasengleichgewicht (bei 1600°) zwischen einer sulfidischen Flüssigkeit, einer metallischen und einem Eisen-Mangan-Mischkristall, die andere dem Gleichgewicht zwischen einer eutektischen Schmelze, einem Mangansulfid-Eisensulfid-Mischkristall und einem Eisen-Mangan-Mischkristall (bei 1510°). Das Gefüge ist in kennzeichnender Weise abhängig von der Lage der Legierungen in der Konzentrationsebene zu den genannten Maximallinien. Bei 1000° tritt eine eutektische Vierphasenebene auf, deren ternärer eutektischer Punkt praktisch mit dem binären des Systems Eisen-Eisensulfid zusammenfällt. Es wird ferner die Konzentrationsgrenze für das Auftreten von freiem Eisensulfid im Gefüge ermittelt und auf ihre Verschiebung durch Schichtkristallbildung hingewiesen. Zum völligen Verständnis der Gleichgewichtsverhältnisse wird der sie bedingende theoretisch notwendige Verlauf der δ - γ -Umwandlung an Hand zweier schematischer Abbildungen klargestellt.

Einfluß von Verunreinigungen auf die Korngröße des Eisens.

Das bei der Umkristallisation von Elektrolyteisen entstehende grobkörnige Gefüge ist nach Günter Wassermann⁵⁾ auf eine besonders geringe Keimzahl bei der γ - α -Umwandlung zurückzuführen und als Zeichen besonderer Reinheit des Elektrolyteisens anzusehen. Erfolgt die Umkristallisation von Elektrolyteisen in einer Atmosphäre von Gasen, die bei hoher Temperatur in Eisen löslich sind, wie Wasserstoff und Stickstoff, so wird ein völlig feinkörniges Gefüge erhalten. Schon geringe Gasdrücke genügen, um diese Wirkung zu erzielen. Durch Einstellung eines bestimmten Gasdruckes ist die willkürliche Erzeugung bestimmter Korngrößen möglich. Das feine Korn, das bei der Umkristallisation von Karbonyl- oder Armco-Eisen selbst im Vakuum erhalten wird, ist bedingt durch geringe Verunreinigungen an Sauerstoff, Stickstoff, Kohlenstoff od. dgl., die in den Werkstoffen enthalten sind. Durch eine Reinigungsglühung bei hoher Temperatur in Wasserstoff ist es möglich, diese Eisensorten so weit von Verunreinigungen zu befreien, daß sie sich bei der Umkristallisation wie Elektrolyteisen verhalten. Der Zusammenhang zwischen Reinheit, Korngröße und magnetischen Eigenschaften des Eisens wird kurz berührt.

Die Beurteilung und Verringerung von Beanstandungen durch ein neues betriebswirtschaftliches Verfahren.

Die übliche Art der Prüfung von Werkstoffbeanstandungen reicht in Fällen, in denen die Güte des Werkstoffes von den verschiedensten Betriebseinflüssen abhängt, nicht aus. Hans Stevens⁶⁾ legt deshalb dar, wie man mit Hilfe eines mathematisch-schaubildlichen Verfahrens die Vielzahl von Größen und Betriebsbedingungen, die auf die Werkstoffgüte einwirken, unterteilen und diese — sowohl schaubildlich als auch in einer mathematischen Formel zusammengefaßt — als Werkstoffkennzahl ausdrücken kann. Diese Werkstoffkennzahl ist das Spiegelbild des betrieblichen Ablaufs. Die mathematische Behandlung gestattet die Erfassung aller, nicht nur wie bisher von ein oder zwei Einflußgrößen; hierbei können alle Erfahrungen des Betriebes berücksichtigt werden. Es wird gezeigt, wie diese mathematischen Zusammenhänge als Nomogramme für Betriebsanweisungen und damit zur Vermeidung von Mängeln im Werkstoff verwendet werden.

¹⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 41/54 (Werkstoff-aussch. 380).

²⁾ Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 433/44.

³⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 8 (1934/35) S. 187/95.

⁴⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 9 (1935/36) S. 535/42; Carnegie Scholarship Mem. 24 (1935) S. 103/66.

⁵⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 55/58.

⁶⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 11 (1937/38) S. 59/62 (Betriebsw.-Aussch. 123).

Aus Fachvereinen.

Iron and Steel Institute.

(Frühjahrsversammlung am 29. und 30. April 1937 in London. — Fortsetzung von Seite 690).

Der Unterausschuß für Stahlguß legte seinen zweiten Bericht vor, der sich besonders mit den Eigenschaften des Stahles während des Gießens und der Abkühlung befaßt. Im Rahmen dieses Berichtes behandelt R. H. Greaves¹⁾

Stahleigenschaften, die die Güte von Stahlguß beeinflussen.

Zunächst wird dabei die Volumenänderung des Stahles vor und während der Erstarrung berücksichtigt. Aus Schrifttumsangaben über die Ergebnisse von Laboratoriumsversuchen erhält man für die Schwindung von reinem Eisen die in *Zahlentafel I* aufgeführten Werte. Durch praktische Schwindungsversuche konnten nur die Gesamtschwindungswerte festgelegt werden. Die von den einzelnen Forschern gefundenen Zahlen zeigen ausreichende Übereinstimmung untereinander. Im Betrieb wird die Schwindung durch die Gießgeschwindigkeit, durch örtliche Temperaturunterschiede im Gußstück sowie durch die Gestalt des Gußstücks, welche die Schwindung hemmen kann, beeinflusst.

Zahlentafel 4. Die Schwindung von reinem Eisen im schmelzflüssigen und festen Zustand sowie während der Erstarrung.

Zustand des Eisens	Schwindung in % bezogen auf das feste Metall bei	
	20°	1530°
Flüssig, Schwindung je 100°	0,8	0,75
Während der Erstarrung	3,0	2,85
Nach der Erstarrung	7,35	6,96

Die Behinderung der Schwindung führt unter Umständen zu Warmrissen, die nach F. Körber und G. Schitzkowski²⁾ meistens bei etwa 1300° auftreten.

Im Zusammenhang mit der Warmrißbildung sind die Festigkeit, die Dehnung und die Einschnürung des Stahles bei den Temperaturen kurz unterhalb des Schmelzpunktes von Bedeutung. Nach F. L. Dupuy³⁾ beträgt die Zugfestigkeit unabhängig vom Kohlenstoffgehalt oberhalb 1250° weniger als 2 kg/mm² und fällt rasch auf den Wert Null ab. Die Einschnürung steigt oberhalb von 1000° um fast 100% bei etwa 1200° rasch an und geht dann schnell auf den Wert Null bei etwa 1400° zurück.

Der zweite Teil der Arbeit befaßt sich mit der Gießbarkeit des Stahles unter besonderer Berücksichtigung der Prüfverfahren und -ergebnisse. Die Spiralprobe soll sich am besten zur Prüfung eignen, jedoch sind hierbei die Größe des Trichters und die Gießgeschwindigkeit zu berücksichtigen. Die Formfüllfähigkeit braucht keineswegs mit dem Flüssigkeitsgrad gleichbedeutend zu sein, der eine physikalische Festzahl, nämlich den Beiwert der inneren Reibung, darstellt, während die Gießbarkeit auch noch von anderen Einflüssen abhängt. Wahrscheinlich beträgt der wahre Zähflüssigkeitsgrad des Stahles nur ein kleines Vielfaches von dem des Wassers, während der kinematische Zähflüssigkeitsgrad — das Verhältnis von wahren Zähflüssigkeitsgrad zu Dichte — wesentlich geringer ist als beim Wasser. Eine weitere Größe, welche die Gießbarkeit des Stahles beeinflusst, ist die Oberflächenspannung, deren Wirkung jedoch meist wegen des stärkeren Einflusses von Oxydfilmen nicht zur Geltung kommt. Nach den Beobachtungen an Nichteisenmetallen ist zu erwarten, daß Aluminium, Silizium und wahrscheinlich auch Chrom starke zusammenhängende Oberflächenhäute beim Stahl ergeben, die das Fließen erschweren. Wenn diese Häute beim Gießen in den Stahl geraten, führen sie zu Werkstoffehlern. Feste Körper, die im Stahl fein verteilt sind, wie Tonerde, Kieselsäure, Silikate und Sulfide, erhöhen die Gießbarkeit. Konverterstahl ist flüssiger als Elektro Stahl. Der erste enthält Oxyde in Lösung, die mit Mangan und Silizium noch reagieren können und Wärme entwickeln, in dem zweiten sind die wärmeabgebenden Umsetzungen beendet. Ein Strahl von unvollständig beruhigtem Stahl ist durch entweichende Gase geschützt und bildet wahrscheinlich keine Oxydfilme.

¹⁾ Second Rep. Steel Castings Res. Comm. Iron Steel Inst. 1936, S. 1/42.

²⁾ Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseld., 9 (1927) S. 279/94; Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 429/35 u. 172/78.

³⁾ J. Iron Steel Inst. 404 (1924) S. 94/116; vgl. Stahl u. Eisen 42 (1922) S. 433.

Der gleichen Frage gilt der dritte Abschnitt¹⁾ von J. H. Andrew, R. T. Percival und G. T. C. Bottomley über

Die Gießbarkeit von Eisen-Kohlenstoff- und anderen Eisenlegierungen.

Zur Messung der Gießbarkeit wurde die Schneckenprobe benutzt, und zwar unter solchen Versuchsbedingungen, daß die Temperatur und die Zusammensetzung des Stahles die einzigen veränderlichen Größen waren. Die Gußform bestand aus Alundum und Sillimanit und war bei 1600° gebrannt worden. Das Gewicht des Eingußtopfes wurde durch einen Ueberlauf immer gleich gehalten. Die Temperatur wurde mit einem Wolfram-Molybdän-Thermoelement gemessen. Wie durch die Untersuchung der Systeme Eisen-Kohlenstoff, Eisen-Phosphor und Eisen-Mangan gezeigt wurde, ist die Gießbarkeit um so besser, je kleiner der Abstand der Liquidus- von der Soliduskurve im Zustandsschaubild ist. Diese Feststellung wurde bei Versuchen gemacht, die 10, 30 und 50° sowohl oberhalb der Solidus- als auch der Liquiduskurve durchgeführt wurden. In allen Fällen ergibt die höhere Gießtemperatur nur eine zusätzliche Erhöhung des Flüssigkeitsgrades, sie ist demnach nicht die wichtigste Einflußgröße. Bei der gleichbleibenden Gießtemperatur von 1600° wurde die Gießbarkeit von Eisen-Kohlenstoff-Legierungen bis etwa 4% C, von Eisen-Silizium- und Eisen-Mangan-Legierungen bis etwa 20% Si bzw. Mn und von Eisen-Phosphor-Legierungen bis etwa 12% P untersucht. Dabei ergab sich durchweg mit steigendem Legierungszusatz eine Zunahme der Auslaufänge der Schnecke.

Ein weiterer Bericht von H. F. Hall²⁾ befaßt sich mit der Festigkeit und Verformbarkeit von Stahlguß während der Abkühlung aus dem flüssigen Zustand in Sandformen.

Um die Eigenschaften und das Verhalten von Stahlguß während der Abkühlung in der Gußform zu untersuchen, führte H. F. Hall in einer besonderen Prüfeinrichtung Zugversuche mit Stäben kurz nach dem Gießen durch. 6 bis 12 Stäbe wurden in einem Kasten zusammen eingeführt und durch einen in der Mitte liegenden Einguß gleichzeitig abgegossen. Am unteren Ende wurden die Stäbe durch einen eingegossenen Bolzen festgehalten, während oben an einem entsprechenden Bolzen der Kraftangriff der Maschine erfolgte. In bestimmten Zeitabständen wurde ein Stab nach dem anderen von der Maschine erfaßt und zerrissen. Die Temperatur wurde durch eingebaute Thermoelemente in der Stabmitte und an der Oberfläche gemessen. Der Stabdurchmesser betrug 25,4 mm. Die Kraftmessung erfolgte durch das Eindringen einer gehärteten Stahlkugel in eine blanke Metallfläche. Die Belastungsgeschwindigkeit war in vier Stufen von 25 bis 0,25 mm/s regelbar. Zur Untersuchung kamen unlegierte Stähle mit 0,04 bis 0,087% C und legierte Stähle verschiedener Zusammensetzung. Stähle mit etwa 0,1% C oder darunter ergaben oberhalb 1400° größere Dehnungswerte, dagegen lag die Zugfestigkeit unter 0,4 kg/mm². Die Proben mit mehr als 0,2% C hatten in dem Temperaturgebiet vom Schmelzpunkt bis zu 1300° keine Dehnung. Die Zugfestigkeit der Stähle betrug ganz allgemein, wenn 5% Dehnung erreicht waren, über 1,25 kg/mm². Der Einfluß kleiner Legierungszusätze trat gegenüber dem des Kohlenstoffs nicht deutlich hervor. Stähle mit hohem Phosphorgehalt zeigten durchweg geringe Festigkeit und Dehnung.

Peter Bardenheuer.

H. A. Miley berichtete über ein neues Verfahren zur

Ermittlung der Dicke von Oxydschichten auf Eisen,

und zwar der außergewöhnlich dünnen Oxydhäutchen, die unsichtbar auf Eisen bei niedrigen Temperaturen entstehen oder die beim Anlassen oberhalb 200° als Anlauffarben sichtbar werden. Das Verfahren lehnt sich an eine Arbeitsweise von U. R. Evans und L. C. Bannister³⁾ an, die die Dicke von Silberjodidschichten auf Silber aus der Strommenge bestimmten, die zur elektrolytischen Reduktion des Silberjodids zu Silber benötigt wird. Oxydschichten auf Eisen lassen sich nun nicht so leicht zu metallischem Eisen reduzieren; wohl aber läßt sich Eisenoxyd kathodisch zu Eisenoxydul reduzieren. Als Elektrolyt wurde 5-n-Ammoniumchloridlösung gewählt, in der Eisenoxyd praktisch unlöslich, dagegen Eisenoxydul leicht löslich ist. Wenn man bei gleichbleibender Stromstärke aus der Potentialänderung die Zeit

¹⁾ Second Rep. Steel Castings Comm. Iron Steel Inst. 1936, S. 43/64.

²⁾ Second Rep. Steel Castings Comm. Iron Steel Inst. 1936, S. 65/93.

³⁾ Proc. Roy. Soc., London, A 125 (1929) S. 370/80.

bis zur vollständigen Reduktion und Ablösung der Oxydschicht an der Kathode ermittelt, so läßt sich aus der damit bekannten, zur Reduktion erforderlichen Strommenge die Dicke der Oxydschicht errechnen.

Auf diese Weise erhaltene Dicken von Oxydhäutchen stimmen gut überein mit den nach älteren Verfahren, z. B. auf optischem¹⁾ oder gravimetrischem²⁾ Wege, ermittelten Werten. Dabei muß allerdings berücksichtigt werden, daß das gravimetrische Verfahren zu Beginn des Versuchs bereits vorhandene Schichten nicht miterfaßt und daher niedrigere Werte ergibt. Dagegen erhält man höhere Werte, wenn man nach U. R. Evans und J. Stockdale³⁾ die Oxydhaut durch Auflösen der Metallunterlage abhebt, da dabei die im Metall eingelagerten Oxyde, die von der metallurgischen Herstellung und Verarbeitung herrühren, miterfaßt werden.

Mit seinem neuen Verfahren verfolgte Miley den Verlauf der Oxydation frisch geschmigelten Eisens an trockener Luft bei Raumtemperatur. Die Oxydationsgeschwindigkeit ist anfänglich sehr hoch, wird dann aber bald sehr klein. Nach einem Tag bei 18° wurde eine 230 Å dicke Schicht gemessen. Es konnte die bereits von W. H. J. Vernon⁴⁾ mitgeteilte Beobachtung bestätigt werden, daß unterhalb 200° auf Eisen keine Anlaufschichten entstehen, obwohl Schichtdicken von 575 Å (nach 100 h bei 172°) gemessen wurden, die oberhalb 200° sehr wohl Interferenz zeigen würden. Als Ursache ist nach Miley anzusehen, daß unter 200° kubisches γ -Eisenoxyd entsteht, so daß keine optische Unstetigkeit an der Berührungsstelle mit der kubischen Eisenunterlage und somit keine Rückstrahlung und Interferenz auftreten kann. Dagegen ist das oberhalb 200° entstehende α -Eisenoxyd hexagonal, also kristallographisch verschieden von der Unterlage, so daß die Bedingungen für das Auftreten der Interferenzfarben gegeben sind. Daß sich unter 200° γ -Eisenoxyd bildet, ist auch anderwärts⁵⁾ durch Elektronenbeugungsversuch und chemische Prüfung an abgelösten Häutchen festgestellt worden.

Miley glaubt daher folgende rohe Unterteilung der verschiedenen Temperaturbereiche nach den gebildeten Oxyden auf Eisen machen zu können:

1. 20 bis 200°: γ -Eisenoxyd,
2. 200 bis 400°: α -Eisenoxyd,
3. 400 bis 575°: α -Eisenoxyd, darunter Eisenoxyduloxyd,
4. oberhalb 575°: α -Eisenoxyd-Eisenoxyduloxyd-Eisenoxydul.

Gerhard Bandel.

Mit der

β_{Mn} -Umwandlung in manganreichen Eisen-Mangan-Legierungen

befaßt sich eine Arbeit von Marie L. V. Gayler und C. Wainwright. Da für die Temperatur des Zerfalls von β_{Mn} - in γ_{Fe} - und α_{Mn} -Mischkristalle von verschiedenen Forschern¹⁾ unterschiedliche Werte gefunden wurden (vgl. Abb. 1), haben M. L. V. Gayler und C. Wainwright die Temperatur des Eutektoids nochmals zu bestimmen versucht. Die beiden Verfasser benutzten zu ihrer Untersuchung Eisen-Mangan-Legierungen mit 71, 74 und 88 % Mangan und ermittelten röntgenographisch und mikroskopisch nach verschiedenen Glühungen die in den Legierungen auftretenden Phasen. Die erste Versuchsreihe wurde in der Weise durchgeführt, daß die Proben je 22 bis 68 h steigend in Abständen von 10 bis 50° bei 573 bis 720° gegläht wurden. Die röntgenographische Untersuchung ergab in Übereinstimmung mit den Ergebnissen von F. M. Walters jr. und C. Wells⁵⁾, daß die Temperatur des Eutektoids bei 700° liegt. In der zweiten Versuchsreihe wurden

1) F. H. Constable: Proc. Roy. Soc., London, A 117 (1927/28) S. 376/86; G. Tammann: Z. anorg. allg. Chem. 111 (1920) S. 78.
 2) W. H. J. Vernon: Trans. Faraday Soc. 31 (1935) S. 1668; ferner G. Tammann und K. Bochow: Z. anorg. allg. Chem. 169 (1928) S. 42.
 3) J. Chem. Soc. 1929, S. 2651.
 4) J. Iitaka, S. Miyake und T. Iimori: Nature 139 (1937) S. 156.
 5) E. Oehman: Z. phys. Chem., Abt. B, 8 (1930) S. 81/110. M. L. V. Gayler: J. Iron Steel Inst. 128 (1933) Nr. 2, S. 293/340; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 1368. F. M. Walters jr. und C. Wells: Trans. Amer. Soc. Met. 23 (1935) Nr. 3, S. 725/50. T. Ishiwara: Sci. Rep. Tôhoku Univ. 19 (1930) S. 499/519. E. Oehman: J. Iron Steel Inst. 128 (1933) Nr. 2, S. 344/49.

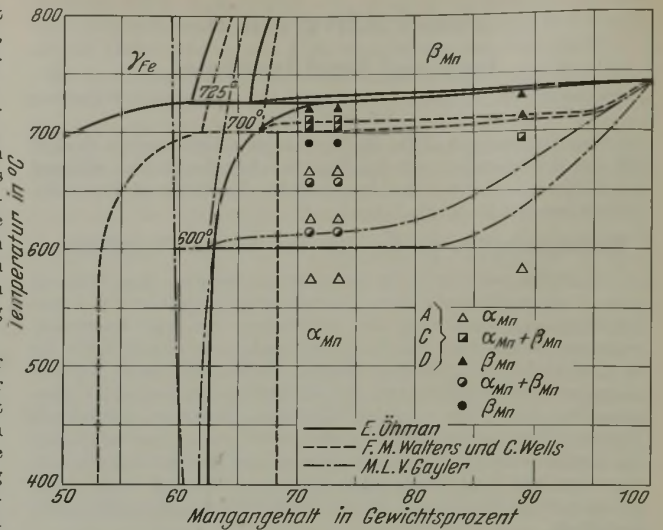


Abbildung 1. Zustandschaubild Eisen-Mangan nach den Ergebnissen von E. Oehman, F. M. Walters und C. Wells, sowie von M. L. V. Gayler und C. Wainwright.

dagegen die Proben zunächst 24 h bei 745 bis 750° gegläht, dann auf 690, 657, 635 und 620° abgekühlt und dort eine gewisse Zeit gehalten. Unter diesen Versuchsbedingungen konnten die Verfasser ihre eigenen früheren Ergebnisse bestätigen und somit feststellen, daß die β_{Mn} -Phase unterkühlbar ist, oder daß die Umwandlung mit einer gewissen Hysterisis verläuft.

Walter Tojante.

Nachprüfung des Eisen-Kohlenstoff-Schaubildes, Teil I: Vorläufige Uebersicht über das δ -Gebiet

lautete ein Bericht von F. Adcock, Teddington. Für die Untersuchung wurde ein aus Eisenchlorid auf chemischem Wege¹⁾ hergestelltes reines Eisen verwendet, das im Vakuum umgeschmolzen und dem Kohlenstoff in Form von sehr reinem Graphit zugesetzt wurde. Die Ergebnisse sind in Abb. 1 wiedergegeben, wobei

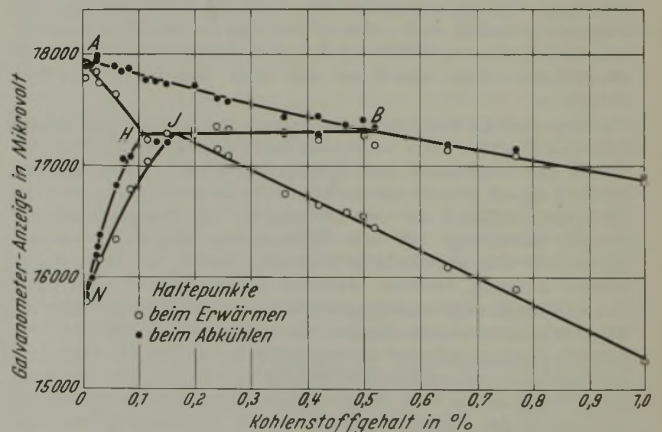


Abbildung 1. δ -Ecke des Eisen-Kohlenstoff-Schaubildes.

wegen der Schwierigkeit einer genauen Hochtemperatur-Eichung der verwendeten Platin-Platinrhodium-Thermoelemente die Mikrovolt-Ablesungen an Stelle der Temperaturen angegeben sind. Abweichungen gegenüber den älteren Untersuchungen ergeben sich im wesentlichen nur in bezug auf den Punkt B, der von Adcock bei 0,51 % C gefunden wird, während ihn R. Ruer und R. Klesper²⁾ bei 0,36 %, R. Ruer und F. Goerens³⁾ bei 0,4 %, J. H. Andrew und D. Binnie⁴⁾ bei 0,71 % C bestimmten. Hans Joachim Wiester.

1) Vgl. F. Adcock und C. A. Bristow: Proc. Roy. Soc., London, A 153 (1935/36) S. 172.
 2) Ferrum 11 (1913/14) S. 257.
 3) Ferrum 14 (1916/17) S. 161.
 4) J. Iron Steel Inst. 119 (1929) S. 309; vgl. Stahl u. Eisen 49 (1929) S. 1275.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen.

(Patentblatt Nr. 23 vom 15. Juli 1937.)

Kl. 10 a, Gr. 5/01, K 131 329. Regenerator, insbesondere für Horizontal-Kammeröfen. Heinrich Koppers, G. m. b. H., Essen.

Kl. 10 a, Gr. 19/01, D 68 731. Koksofen mit in der Kammerdecke liegendem Gassammelkanal. Didier-Werke, A.-G., Berlin-Wilmersdorf.

Kl. 18 b, Gr. 10, P 69 347. Aluminiumsilizium- und kalziumhaltiges Desoxydationsmittel für Eisen- und Stahlbäder. Thomas Pawelczyk, Düsseldorf.

Kl. 18 d, Gr. 2/20, W 86 711. Kupferstahl für gewalzte und geschmiedete Gegenstände mit rißfreier Oberfläche. Carl Wallmann und Dr.-Ing. Franz Nehl, Mülheim (Ruhr).

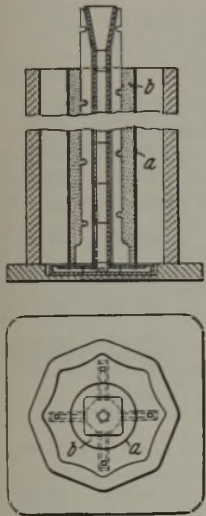
Kl. 31 c, Gr. 17, V 32 578. Verfahren zum Herstellen von Verbundgußblöcken für Schienen. Vereinigte Stahlwerke, A.-G., Düsseldorf.

Deutsche Reichspatente.

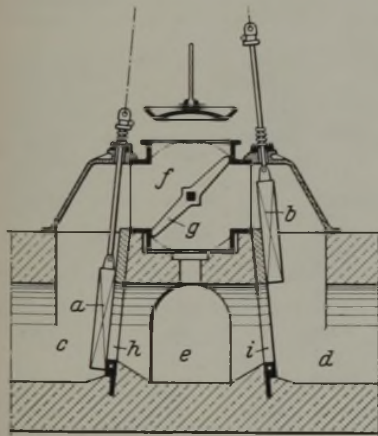
Kl. 31 c, Gr. 10₀₀, Nr. 642 560, vom 21. März 1934; ausgegeben am 8. März 1937. Großbritannische Priorität vom 24. März 1933. Arthur William Brearley und Harry Brearley in Sheffield (England). *Kern zum Gießen von schweren Stahlhohlblöcken.*

Der Blechmantel a des Kerns ist so dünn (0,5 bis 1,5 mm bei Blöcken von 7 bis 20 t) und er wird mit einem derartigen trockenen Sand b gefüllt, daß der Sand nahe dem Schmelzpunkt des Stahles sintert und der Blechmantel wegen schnellen Wärmedurchganges mit dem Hohlblock verschweiß.

Kl. 24 c, Gr. 7₀₃, Nr. 642 591, vom 3. Dezember 1932; ausgegeben am 9. März 1937. Ingenieurbüro für Hüttenbau Wilhelm Schwier in Düsseldorf. *Umsteuervorrichtung für den Frischgas- und Luftstrom sowie den Abgasstrom bei Regenerativofenanlagen.*



Die gegenläufig bewegten Schieber a und b werden in den Ofenkanälen c und d unmittelbar vor ihrer Einmündung in einen gemeinsamen Abgaskanal e angeordnet. Das Einlaßgehäuse f für das Frischgas oder die Verbrennungsluft hat eine Umsteuerklappe g. Bei einer derart großen Ausbildung der von den Schiebern a, b gesteuerten Verbindungsöffnungen h und i, daß sie zum Durchlassen der gesamten Abgasmenge ausreichen, wird der Abgaskanal e durch eine Decke gegen das die Klappe g enthaltende Einlaßgehäuse f abgeschlossen, so daß die Klappe g nur zum Umsteuern der Luft oder des Frischgases dient und die Abgase jeweils aus einem Ofenkanal, dessen Schieber geöffnet ist, unmittelbar in den Abgaskanal e entweichen. Die Oeffnung in der Decke des Abgaskanals ist sehr klein, so daß die Klappe g beim Luftventil nur zum Umsteuern der eintretenden Luft dient und nur geringe Abgasmenge führt, die zum Warmhalten des Ventils und zum Ausbrennen von Teer- oder Staubansätzen nötig sind.

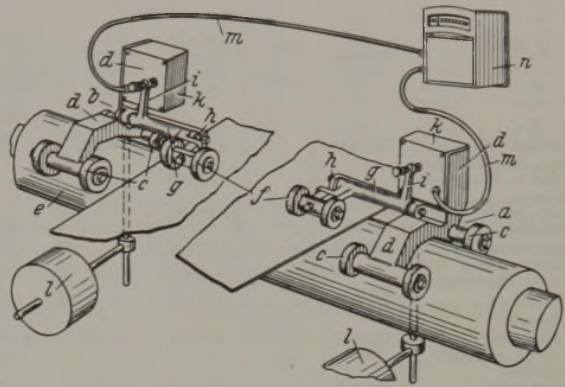


Jedes Meßgerät a, b hat einen Satz von vier Rollen c, die im Viereck paarig zueinander an einem Lagerbock d angeordnet werden und frei auf der Förderrolle e aufsitzen. Rollen f liegen auf der zu messenden Bahn und werden an einem Lagerarm g befestigt,

Kl. 42 b, Gr. 11, Nr. 642 597, vom 29. Januar 1936; ausgegeben am 10. März 1937. Großbritannische Priorität vom 14. Februar 1935. Deutsche Dunlop-Gummi-Compagnie, A.-G., in Hanau a. M. *Meßgerät zur fortlaufenden Dickenmessung langer Bahnen.*

der in Augen h des Lagerbockes d schwenkbar aufgenommen wird. Schwenkarm g hat einen aufragenden Kurbelarm i, der durch sein Verschwenken die Stärkenänderung der zu messenden Bahn auf die Anzeigeeinrichtung k überträgt. Der Reiterblock wird

durch ein Gegengewicht l frei auf der Förderrolle e gehalten. Als Anzeigegerät kann ein Elektromikrometer dienen, das durch Leitungsdrähte m mit einem Galvanometer n verbunden wird; die von den Meßgeräten ermittelte Stärkenänderung wird durch den Zeigerausschlag angegeben.

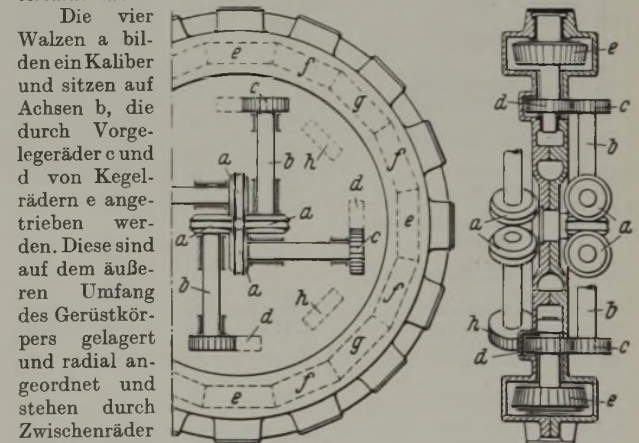


Kl. 7 a, Gr. 8, Nr. 642 642, vom 17. Mai 1933; ausgegeben am 12. März 1937. Amerikanische Priorität vom 16. Mai 1932 und 3. Mai 1933 [vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 863/64]. Hazlett Metals, Inc., in Neuyork (V. St. A.). *Regelverfahren bei der Herstellung von Blechen, Bändern, Profilstäben u. dgl. unmittelbar aus flüssigem Metall zwischen umlaufenden gekühlten Walzen.*

In den Schlitz zwischen zwei sich drehenden, in einem gewissen regelbaren Abstand voneinander angeordneten und durch Wasser gekühlten Walzen wird von oben das flüssige Metall so hineingegossen, daß es sich anstaut und einen Sumpf bildet. Da die Walzen eine Temperatur unter der Schmelztemperatur haben, erstarrt das Metall zwischen ihnen in dem Spalt und tritt als fortlaufendes Band, Streifen oder Stab aus, der in den nachfolgenden Einrichtungen weiterverarbeitet werden kann. Entsprechend dem Erstarrungsgrad des Metalles im Walzenspalt wird der Kraftverbrauch der Walzen während ihres Umlaufes gemessen (z. B. durch Amperemeter) und danach durch Sonderregler die für das Verfahren erforderliche Zuflußmenge, die Temperatur, die Kühlung und Umlaufgeschwindigkeit der Walzen einzeln oder gemeinsam geregelt. Dabei kann die mittlere Walzenzone stärker als die Randzonen gekühlt werden, oder es kann an den Seiten des Walzenspaltes mehr geschmolzenes Metall als in der Mitte des Bades zugeführt oder beim Erstarren des Metalls die Dicke des an den Seiten erstarrenden Metalls größer gehalten werden als in der Mitte. Die Sonderregler werden von einem besonderen Steuermotor in Abhängigkeit vom Kraftverbrauch des Walzenmotors gesteuert.

Kl. 7 a, Gr. 7, Nr. 642 674, vom 5. April 1933; ausgegeben am 12. März 1937. Heinrich Stütting in Witten (Ruhr). *Universalsalzwerk.*

Die vier Walzen a bilden ein Kaliber und sitzen auf Achsen b, die durch Vorgelegerräder c und d von Kegerrädern e angetrieben werden. Diese sind auf dem äußeren Umfang des Gerüstkörpers gelagert und radial angeordnet und stehen durch Zwischenräder f und g miteinander in Eingriff. Auf der anderen Seite des Gerüstkörpers ist ein zweiter Walzensatz angeordnet, der ein um 45° versetztes Kaliber bildet. Diese Walzen werden von den Kammrädern g über Zahnräder h angetrieben.



29-57

Statistisches.

Die Rohstahlgewinnung des Deutschen Reiches im Juni 1937¹⁾. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Rohblöcke						Stahlguß				Insgesamt	
	Thomasstahl	Bessemerstahl	basische Siemens-Martin-Stahl	saurer Siemens-Martin-Stahl	Tiegel- und Elektro-Stahl	Schweißstahl-(Schweiß-eisen-)	Bessemer- ²⁾	basischer	saurer	Tiegel- und Elektro-	Juni 1937	Mai 1937
Juni 1937: 26 Arbeitstage; Mai 1937 ⁴⁾ : 23 Arbeitstage												
Rheinland-Westfalen Sieg-, Lahn-, Dilgebiet u. Oberhessen	441 024		627 955	³⁾ 14 482	29 887		8 214	16 603	3 918	4 915	1 144 493	1 124 563
Schlesien	—		36 816	—	—			602			39 321	33 919
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	—		112 093	—	—		1 681	4 438	1 232	5 340	193 935	180 711
Land Sachsen	86 374		43 862	—	8 935			1 794			49 419	44 340
Süddeutschland und Bayr. Rheinpfalz			6 521	—	—		3 175	809	962		31 386	30 660
Saarland	147 829		48 444	—	—			268	—	499	200 118	194 029
Insgesamt:												
Juni 1937	675 227	—	875 691	14 482	38 822	—	13 070	24 514	6 112	10 754	1 658 672	—
davon geschätzt	—	—	—	—	1 500	—	655	—	—	330	2 485	—
Insgesamt:												
Mai 1937	667 665	—	844 792	11 787	33 343	—	11 530	24 351	5 203	9 554	—	1 608 225
davon geschätzt	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung											63 795	69 923
Januar bis Juni ⁴⁾ 1937: 149 Arbeitstage; 1936: 150 Arbeitstage												
											Januar bis Juni	
											1937	1936
Rheinland-Westfalen Sieg-, Lahn-, Dilgebiet u. Oberhessen	2 563 050		3 585 874	³⁾ 83 345	174 692		47 998	105 877	19 677	24 934	6 596 507	6 474 771
Schlesien	—		198 109	—	—			3 224			213 821	204 529
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland	—		678 994	—	—		9 929	27 754	7 309		1 125 827	1 036 615
Land Sachsen	481 667		257 199	—	50 241			11 684		30 399	289 829	289 786
Süddeutschland und Bayr. Rheinpfalz			36 157	—	—		16 119	4 712	4 948		181 916	167 630
Saarland	851 905		264 715	—	—			1 458	—	4 841	1 138 911	1 138 375
Insgesamt:												
Jan./Juni 1937	3 896 622	—	5 021 048	83 345	224 933	—	74 046	154 709	31 934	60 174	9 546 811	—
davon geschätzt	—	—	—	—	1 500	—	655	—	—	330	2 485	—
Insgesamt:												
Jan./Juni 1936	3 779 702	—	5 003 058	84 816	163 821	—	61 323	147 350	26 614	45 022	—	9 311 706
davon geschätzt	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung											64 073	62 078

¹⁾ Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie. — ²⁾ Ab Januar 1935 neu erhoben. — ³⁾ Einschließlich Nord-, Ost-, Mitteldeutschland und Sachsen. — ⁴⁾ Unter Berücksichtigung der Berichtigungen für Mai 1937.

Polens Außenhandel im Jahre 1936.

	Einfuhr						Ausfuhr					
	1935	1936	von 1936 u. a. aus				1935	1936	von 1936 u. a. nach			
			Deutschland	Großbritannien	Schweden	Tschechoslowakei			Deutschland	Oesterreich	Stidslawien	Niederlande
t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	
1. Kohle	103 415	95 788	86 114	667	—	1 408	8 906 319	8 362 310	5 907	787 924	14 875	201 095
2. Briketts	7 230	7 524	7 503	—	—	—	4 451	4 967	4 907	—	—	—
3. Koks	61 159	65 658	20 665	—	—	44 944	308 092	357 928	144	54 626	2 309	—
4. Eisenerz	304 273	413 339	563	1 512	214 070	5 060	21 758	18 118	406	—	—	—
5. Manganerz	63 431	56 706	—	—	—	—	0	—	—	—	—	—
6. Schrott	360 289	¹⁾ 451 418	50 470	41 399	600	92	394	825	94	—	—	45
7. Roheisen	1 986	2 413	918	712	496	—	—	—	—	—	—	—
8. Eisenlegierungen	1 374	2 141	361	85	186	791	9 445	9 179	—	256	—	1 118
9. Halbzeug	29 901	36 933	36 904	—	—	—	12	7	1	—	—	—
10. Eisenbahnoberbaustoffe	24	201	1	—	—	—	56 447	30 300	13 574	—	3 932	25
11. Formstahl, Stabstahl, Bandstahl	3 847	5 048	3 371	—	7	43	98 868	139 546	42 293	17	—	13 716
12. Eisen- und Stahlblech, gewöhnlich	696	716	587	10	—	2	26 015	48 060	16 988	—	—	3 143
13. Verzinnete Bleche	1 299	2 245	1 487	615	—	—	—	66	66	—	—	—
14. Sonstige Bleche	129	180	73	—	—	36	5 023	2 283	0	6	—	—
15. Draht	506	375	83	17	141	22	14 005	9 694	36	2	—	—
16. Schmiedeeiserne Röhren und Verbindungsstücke	1 024	984	99	338	460	—	34 787	26 935	0	49	15	2 292
17. Sonderstahl	1 300	1 576	99	11	499	176	8 954	2 800	1 357	—	—	—
18. Nägel, Haken, Niete, Bolzen, Schrauben	483	411	136	136	—	51	2 122	1 475	11	—	—	—
19. Eisenkonstruktionen	326	596	467	121	—	—	2 042	2 180	2 121	—	—	—
20. Guß- und Schmiedestücke	6 257	4 764	706	3 564	33	48	1 025	954	881	10	—	0
21. Gußeiserne Röhren												
22. Graugüßerzeugnisse (außer Röhren)	1 077	1 838	1 564	1	—	40	2 934	3 393	151	11	—	—
23. Sonstige Eisenwaren	638	825	—	—	—	—	2 259	2 074	—	—	—	—
6. bis 23. Eisen und Eisenwaren insgesamt	411 156	512 664	97 326	47 009	2 422	1 301	264 332	279 771	77 572	351	3 947	20 339
24. Maschinen und Apparate, Abschnitt 14	13 189	18 197	—	—	—	—	2 795	2 713	—	—	—	—
25. Fahrzeuge, Abschnitt 15	4 276	5 751	—	—	—	—	5 601	4 378	—	—	—	—

¹⁾ Davon 134 116 t aus Belgien.

Belgiens Bergwerks- und Hüttenindustrie im Jahre 1935¹⁾.

Förderung oder Erzeugung	1934		1935	
	t		t	
Kohle	26 389 190	26 506 360		
Koks	4 236 420	4 444 490		
Eisenerz	115 890	164 520		
Roheisen	2 952 520	3 029 600		
Flußstahl	2 899 360	2 965 900		
Stahlguß	44 380	57 150		
Schweißstahl	1 900	3 290		
Halbzeug zum Verkauf	680 240	679 320		
Walzwerkfertigerzeugnisse	2 263 890 ²⁾	2 397 210 ³⁾		
darunter:				
Handelsstabstahl, Formstahl, Rund- und Vierkantstahl	958 660	1 008 210		
Träger und U-Eisen	155 470	138 230		
Schienen	78 860	56 910		
Schienezubehöher	14 450	15 390		
Schwellen	34 630	50 510		
Radreifen, Achsen, Stahlschmiedestücke	14 150	21 310		
Walzdraht	161 860	176 050		
Bandstahl	208 260	202 450		
Universalstahl	16 890	38 540		
Grobbleche	216 730	207 740		
Mittelbleche	133 620	140 860		
Feinbleche	235 650	291 850		

¹⁾ Nach Comité des Forges de France, Bull. 4343 (1937). — ²⁾ Darunter 55 350 t — ³⁾ 55 300 t — Fertigerzeugnisse aus Schweißstahl.

Japans Eisen- und Stahlindustrie im Jahre 1936.

Nach Veröffentlichungen des Bergwerksamtes beim Japanischen Handelsministerium hat die Aufwärtsentwicklung der Eisenwirtschaft auch im Berichtsjahre angehalten. Wie die nachstehende *Zahlentafel 1* zeigt, hat die Roheisenerzeugung in Alt-Japan und Korea gegenüber dem Vorjahre um 5,1 %, die Erzeugung von Rohstahlblöcken um 15,8 % und die Herstellung von Halbzeug um 19,2 % zugenommen. Da die Rüstungskonjunktur weiter anhält, kann damit gerechnet werden, daß das laufende Jahr 1937 neue Höchstzahlen bringen wird.

Zahlentafel 1. Roheisen- und Stahlerzeugung Japans, Koreas und der Mandschurei in den Jahren 1935 und 1936.

	1935		1936	
	Japan und Korea metr. t	Mandschurei metr. t	Japan und Korea metr. t	Mandschurei metr. t
Roheisen	2 110 917	607 944	2 219 047	609 811
Rohstahlblöcke	4 403 704	136 818	4 914 067	344 052
Stahlguß	99 495	—	99 536	—
Knüppel zum Verkauf	109 924	26 798	132 220	74 612
Platinen zum Verkauf	225 441	27 852	357 427	38 626
Schmiedestücke	63 165	—	72 135	—
Walzzeug	3 588 897	24 746	4 173 783	136 112
			Walzzeugnisse	
Bleche, unter 0,7 mm	358 717	4 582	439 771	29 118
Andere Bleche	720 001	121	926 744	509
Weißbleche	94 852	—	138 271	—
Stabstahl	916 518	10 282	1 033 855	64 794
Baustahl	481 866	—	573 888	—
Schienen	367 188	9 425	290 250	39 160
Walzdraht	408 040	—	464 892	—
Röhren aller Art	186 383	—	184 370	—
Bandstahl	—	—	73 363	—
Sonstiges	55 332	336	48 401	2 521

Auch die Ausfuhr von Fertigerzeugnissen weist im Berichtsjahre eine beachtliche Zunahme auf (s. *Zahlentafel 2*).

Zahlentafel 2. Ausfuhr von Fertigerzeugnissen aus Japan.

	1935		1936	
	metr. t	1000 Yen	metr. t	1000 Yen
Rohblöcke und Brammen	14 066	2 454	12 048	3 243
Stab- und Formstahl	108 031	11 646	121 912	13 129
Schienen und Laschen	100 200	13 526	30 010	3 467
Verzinkte Bleche	50 238	10 517	99 291	17 531
Andere Grob- und Feinbleche	33 994	6 703	88 083	16 308
Verzinkter Draht	39 671	5 537	49 515	6 547
Anderer Draht	8 047	1 141	9 719	1 207
Drahtseile	3 116	1 324	4 635	1 803
Röhren aller Art und Verbindungsstücke	43 825	9 706	35 444	7 583
Schrott	15 849	972	12 064	780
Sonstiges	15 425	2 311	38 335	4 822
Insgesamt	432 462	65 836	500 956	76 420

Namentlich ist die Ausfuhr von Blechen und Draht gestiegen, während die Ausfuhr von Schienen und Röhren hinter der des Vorjahres zurückgeblieben ist.

Ueber die Ausfuhr nach Bestimmungsländern unterrichtet *Zahlentafel 3*.

Bis zum Jahre 1935 ging der größte Teil der Ausfuhr nach dem Kwangtung-Pachtgebiet und der Mandschurei (64 %). Im Berichtsjahre überwiegt dagegen die Ausfuhr in das eigentliche Ausland (60 %). Nach China, Hongkong, Britisch-Indien und Siam

Zahlentafel 3. Ausfuhr von Fertigerzeugnissen aus Japan nach den Bestimmungsländern.

Bestimmungsland	1935		1936	
	metr. t	1000 Yen	metr. t	1000 Yen
Mandschurei	18 615	2 562	19 979	3 320
Kwangtung-Pachtgebiet	256 948	36 747	180 133	26 023
China	60 163	7 498	114 202	13 870
Hongkong	4 677	760	8 132	1 163
Britisch-Indien	16 264	3 126	26 282	4 445
Straits Settlements	6 320	1 295	19 888	3 823
Holländisch-Ostindien	21 480	3 626	36 179	5 625
U.S.S.R.	9 581	2 019	6 679	1 457
Siam	16 961	3 094	34 145	4 941
Andere Länder	21 453	5 109	55 338	11 754
Insgesamt	432 462	65 836	500 956	76 420

hat sie sich verdoppelt, nach den Straits Settlements sogar vervielfacht. Nur nach der U.S.S.R. versandte Japan geringere Mengen, weil die Lieferungsgeschäfte aus Anlaß des Verkaufes der Ostchinesischen Bahn beendet sind.

Zahlentafel 4. Japans Einfuhr in den Jahren 1935 und 1936.

	1935	1936
	metr. t	metr. t
Rohstoffe:		
Eisenerz	3 404 099	
Schrott	1 692 056	1 497 043
Roheisen	961 914	971 968
Halbzeug:		
Platinen	163 096	134 510
Sonstiges	64 504	73 203
Fertigerzeugnisse:		
Stabstahl	29 577	25 128
Bau- und Formstahl	28 027	11 875
Schienen und Laschen	19 286	48 509
Walzdraht	44 551	37 515
Bleche unter 0,7 mm	10 642	3 841
Bleche unter 3,0 mm	17 272	12 726
Bleche über 3 mm	21 751	14 357
Verzinkte und überzogene Bleche	866	1 245
Weißbleche	53 827	51 168
Gezogener Draht	1 395	1 378
Kaltgewalzter Bandstahl	5 987	2 468
Bänder und Streifen	54 416	31 946
Draht- und gewebte Seile	246	196
Röhren aller Art	17 029	42 900
Sonderstahl	10 079	9 695
Sonstiges	47	58
Fertigerzeugnisse insgesamt	314 958	295 005
Fertigerzeugnisse und Halbzeug insgesamt	542 558	502 718

Die Lieferungen von Halbzeug und Fertigerzeugnissen sind nach *Zahlentafel 4*, insgesamt betrachtet, im Berichtsjahre gegenüber 1935 zurückgegangen, und das gleiche gilt für Schrott. Zugenommen hat lediglich die Einfuhr von Roheisen. Ueber die Herkunftsländer unterrichtet *Zahlentafel 5*.

Zahlentafel 5. Japans Einfuhr von Roheisen in den Jahren 1935 und 1936.

Herkunftsland	1935		1936	
	metr. t	1000 Yen	metr. t	1000 Yen
Mandschurei	382 728	18 812	271 224	14 659
Britisch-Indien	338 338	12 728	375 323	14 570
Großbritannien	—	—	2 263	220
Vereinigte Staaten	—	—	584	69
Sonstige Länder	236 240	9 200	322 319	12 528

Die Mandschurei hat wegen ihres wachsenden Eigenbedarfes 1936 über 100 000 t weniger geliefert als 1935; an ihre Stelle ist Britisch-Indien als hauptsächlichstes Lieferland getreten. Die Lieferungen aus „sonstigen Ländern“ dürften wohl nahezu vollständig auf die Sowjetunion entfallen.

Die Einfuhr von Schrott hat sich wie folgt entwickelt:

	1000 t	1000 Yen
1934	1412	65 730
1935	1692	84 225
1936	1497	80 866

Nach der ungewöhnlichen Steigerung im Jahre 1935 ist sie wieder auf den ungefähren Stand des Jahres 1934 zurückgegangen. Da die Schrottpreise aber im Berichtsjahre stark anzogen, entsprechen die aufgewandten Mittel ungefähr denen des Vorjahres.

Bei Halbzeug ist die Einfuhr von Platinen zurückgegangen, die von Knüppeln, Brammen usw. gestiegen. Bei Fertigerzeugnissen hat hauptsächlich eine Mindereinfuhr an Bandstahl, Formstahl, Grobblechen und Draht stattgefunden, eine Folge der erhöhten Eigenerzeugung Japans. Auch die Einfuhr von Weißblech ist gesunken. Zugenommen hat lediglich die Lieferung von Schienen und Röhren.

Wirtschaftliche Rundschau.

Der Koks-Erz-Austausch im neuen deutsch-französischen Handelsvertrag.

Die deutsch-französischen Wirtschaftsbeziehungen, die seit Jahren unter dem Unstern von Kontingentierungen und zunehmenden Verrechnungsschwierigkeiten standen, haben durch die Unterzeichnung eines neuen Handelsvertragswerkes, das dem am 28. Juli 1934 abgeschlossenen Grundvertrag eine befriedigende Ergänzung und Vervollständigung gibt, eine Aenderung erfahren. Die allgemeinen Bestimmungen des alten Grundvertrages über Meistbegünstigung, Schifffahrt, Niederlassungen usw. bleiben bestehen. An die Stelle des bisherigen Clearings, dessen Abwicklung infolge der erheblichen, durch verschiedene Aenderungen nicht ausgeräumten Schwierigkeiten schon Ende Juni 1935 beschlossen werden mußte, ist ein neues Zahlungsabkommen getreten.

Dieses neue Abkommen ist auf dem Grundgedanken aufgebaut, von dem man bei Abschluß des deutsch-englischen Vertrages vom 5. November 1934 und des deutsch-belgischen Vertrages vom 27. Juli 1935 ausgegangen ist. An die Stelle der bargeldlosen Verrechnung tritt die Bezahlung in Devisen oder Schecks oder Wechseln, die von den französischen Einfuhren an die Reichsbank zu geben sind, während diese aus den verfügbaren Frankenbeträgen die vertraglich festgelegten Verpflichtungen erfüllt. Aus den Erlösen der deutschen Ausfuhr nach Frankreich werden, soweit aus ihr Devisen anfallen, vorweg 10 % zur freien Verfügung der Reichsbank gehalten; 40 % dienen zur Bestreitung der Nebenkosten und etwa je 200 Mill. Fr zur Abdeckung der Außenstände und zur Erfüllung geldlicher Verpflichtungen, wie beispielsweise des Zinsendienstes für die Dawes- und Young-Anleihe. Der danach verbleibende Betrag, der im Falle der erwarteten Steigerung des deutsch-französischen Warenaustausches entsprechend zunehmen würde, steht für die Einfuhr von Waren aus Frankreich zur Verfügung (nach dem gegenwärtigen Stand rund zwei Drittel des Gegenwertes der devisenbringenden deutschen Ausfuhr nach Frankreich). Damit ist die Einfuhr französischer Waren ebenso wie im deutsch-englischen Abkommen von dem Umfang der deutschen Ausfuhr nach Frankreich abhängig gemacht.

Neben diesem Zahlungsabkommen enthält das Vertragswerk, das am 1. August 1937 für die Dauer von zwei Jahren in Kraft tritt, noch ein Abkommen über den Warenverkehr, das eine Lockerung französischer Einfuhrkontingentierungsbestimmungen, ferner Ermäßigungen oder Bindungen von Zöllen neben anderem bringt. Außerdem umfaßt es das am 16. April 1937 bereits unterzeichnete Reiseabkommen und eine Reihe von Zusätzen zur Regelung verschiedener Sonderfragen.

Wichtig sind vor allem die Vereinbarungen über den deutsch-französischen Koks-Erz-Austausch. Frankreich, das in den letzten Jahren etwa drei Fünftel der Hüttenkoks-Einfuhr aus Deutschland bezogen hat, wird von nun an seinen Koksbedarf fast ausschließlich in Deutschland decken, daher künftig in entsprechendem Maße die Bezüge aus Holland und Belgien ein-

schränken. In Anbetracht der zunehmenden Koksverknappung an den Ausfuhrmärkten darf man hier wohl von einem Entgegenkommen beider Seiten sprechen. Frankreich hat monatsdurchschnittlich im Jahre 1935 rd. 116 000 t Koks aus Deutschland bezogen, im Jahre 1936 dagegen 131 000 t und im Durchschnitt der ersten fünf Monate des laufenden Jahres 185 000 t. Nach dem neuen Abkommen sollen die monatlichen Kokslieferungen Deutschlands 275 000 t betragen, also auf mehr als das Doppelte der im Jahr 1936 gelieferten Mengen steigen, obschon der deutsche Inlandsbedarf an Koks tatsächlich zugenommen hat. — Leider ist es nicht möglich gewesen, in gleichem Umfang auch die französischen Erzlieferungen nach Deutschland, das in den letzten Jahren etwa ein Drittel der französischen Erzausfuhr aufgenommen hat, zu verstärken. Dem standen nicht nur die innerfranzösischen Versorgungsschwierigkeiten, sondern auch eine Verordnung entgegen, wonach Minetteerze nur in einer Menge, die den Lieferungen des Jahres 1935 entspricht, ausgeführt werden dürfen. Das Abkommen sieht daher nur vor, daß Frankreich jährlich 7,2 Mill. t Erze liefert. monatlich demnach 600 000 t, was etwas weniger ist als die in den letzten (jeweils nur auf einige Monate abgeschlossenen) Vorabkommen vereinbarten Mengen. Angeblich soll diese Liefermenge von jährlich 7,2 Mill. t auch nur eine Höchstgrenze darstellen, während die mit 3,3 Mill. t festgesetzte Kokslieferung an Frankreich als Mindestverpflichtung zu gelten habe. Auch heißt es, daß für die deutsche Einfuhr französischer Erze der aus dem gesamten Devisenerlös bereitzustellende Betrag auf 17 % begrenzt worden sei, und daß überschüssige Mengen in voller Höhe durch verstärkte Kokslieferungen abgedeckt werden sollen. Der Wortlaut des neuen Abkommens liegt aber noch nicht vor, so daß es abzuwarten bleibt, ob das richtig ist oder nicht.

Eine Uebersicht über die Entwicklung in den letzten Jahren ergibt folgendes Bild

	Deutsch-französischer Erz-Koks-Austausch			
	Monatsdurchschnitt in 1000 t		Vorabkommen Handelsvertrag	
	1935	1936	1937	1937
Deutsche Erzeinfuhr . . .	468	572	620	600
Deutsche Koksausfuhr . .	116	131	205	275

Wertmäßig werden sich Koks- und Erzlieferungen etwa die Waage halten. Für die deutschen Kokslieferungen dürften nach dem bisherigen Preisstand etwa 40 bis 45 Mill. *RM* zu Erlösen sein, während die vorgesehenen Erzlieferungen einen Gegenwert von 35 bis 40 Mill. *RM* darstellen. Geringe Verschiebungen in diesem Wertverhältnis sind natürlich nicht ausgeschlossen. Andererseits stehen Koks- und Erzpreise in enger Wechselwirkung, die im großen und ganzen nur vorübergehend ausgesetzt werden kann.

Die luxemburgische Eisenindustrie im zweiten Vierteljahr 1937. — Während des verlossenen Vierteljahrs war auf den Ausfuhrmärkten eine gewisse Beruhigung festzustellen. Das Abflauen der Nachfrage ist großenteils durch jahreszeitliche Einflüsse bedingt, doch dürfte andererseits die Rückkehr zu einer gemesseneren Betrachtung der Marktlage und die immer noch ausgedehnten Lieferfristen der Werke ebenfalls zu der Beruhigung beigetragen haben. Vielleicht hat auch bis zu einem gewissen Grade die Hoffnung auf eine Abschwächung der Preise die Zurückhaltung verschiedener Käufer veranlaßt. Daß derartige Erwartungen unbegründet sind, geht allein schon daraus hervor, daß die Werke noch sehr gut mit Aufträgen versehen sind und daß in vielen Ländern nach wie vor eine ausgesprochene Eisenknappheit herrscht. Das neuerliche Lieferungsabkommen mit England hat den Markt günstig beeinflusst.

Die Marktlage kann als durchaus gesund bezeichnet werden, und die luxemburgischen Werke sind für mehrere Monate mit Arbeit versehen. Erzeugung und Versand erreichten im Juni Höchstzahlen.

Auf Grund von Verhandlungen zwischen den Vertretern der Industrie und der Arbeitergewerkschaften, unter Vorsitz eines Regierungsvertreters, wurden die Kollektivverträge erneuert, wobei den Arbeitern größere Vorteile, wie z. B. eine 10prozentige Lohnerhöhung, zugestanden wurden. Gegenwärtig arbeiten etwa 75 % der Industriearbeiter Luxemburgs unter den Bestimmungen der Kollektivverträge.

Auf dem Thomasmehlmarkt blieb die Lage im April ziemlich ruhig. Im Mai und Juni hingegen herrschte rege Nachfrage.

Die Roheisenerzeugung betrug im zweiten Vierteljahr 682 385 t gegen 622 393 t im ersten Vierteljahr. Die Rohstahlgewinnung stellte sich insgesamt auf 690 616 t gegen 633 149 t im Vorvierteljahr; hiervon entfielen 685 333 (628 784) t auf Thomasstahl, 2906 (2165) t auf Siemens-Martin-Stahl und 2372 (2203) t auf Elektrostahl.

Die Durchschnittsgrundpreise ab Werk der hauptsächlichsten Erzeugnisse stellten sich wie folgt:

	30. Juni 1937		31. März 1937	
	in belg. Fr je t			
Roheisen	750	750	700	700
Knüppel	750	750	650	650
Platinen	750	750	650	650
Formstahl	950	950	850	850
Stabstahl	1100	1100	900	900
Walzdraht	1150	1150	850	850
Bandstahl	1100	1100	900	900

Am 30. Juni 1937 waren im Großherzogtum Luxemburg folgende Hochöfen vorhanden oder in Betrieb:

	Bestand	in Betrieb			
		30. Juni 1937		31. März 1937	
		1937	1937	1936	1936
Arbed					
Düdelingen	3	2	2	2	2
Esch	3	3	3	3	3
Belval	6	5	4	4	4
Terre Rouge	5	5	5	4	4
Hadir					
Differdingen	10	7	6	6	6
Rümlingen	3	—	—	—	—
Ougrée Roddingen	5	4	4	3	3
Steinfort	3	—	—	—	—

Die Zahl der in Betrieb befindlichen Hochöfen betrug somit 26 und hat sich im Vergleich zum 31. März 1937 um 2 vermehrt.

Aus der italienischen Eisenindustrie. — Den Geschäftsgang der italienischen Eisenindustrie in den ersten fünf Monaten des Jahres 1937 haben die folgenden, schon mehrmals hervorgehobenen Umstände beeinflusst: die Erzeugungsüberwachung, die auf der Beschränkung der Rohstoffzuteilung und des Absatzes beruht, und die Frage der Rohstoffbeschaffung selbst.

Im Gegensatz zu den Vermutungen auf Grund der Lage im vergangenen März ist die Eisen- und Stahlerzeugung noch gestiegen. Zu dieser Steigerung sahen sich die Industriellen infolge der großen Nachfrage nach Fertigerzeugnissen genötigt. Um diese zu befriedigen, mußte die Rohstahlerzeugung auf einem höheren Stand gehalten werden als während des gleichen Zeitraums im Vorjahre.

Die Roheisenerzeugung stieg, wie vorauszusehen, allmählich an, besonders wegen des Aufschwungs der Erzeugung in den Elektroöfen.

	Roheisen- erzeugung im Hochofen		Roheisen- erzeugung im elektrischen Ofen		Insgesamt	
	1936 t	1937 t	1936 t	1937 t	1936 t	1937 t
Januar	59 281	52 461	1 638	669	60 919	53 160
Februar	56 977	47 177	643	831	57 620	48 008
März	58 292	53 943	2 328	252	60 620	54 195
April	60 041	54 574	8 791	6 601	68 832	61 175
Mai	59 316	57 164	11 496	13 077	70 812	70 241
	293 907	265 319	24 896	21 460	318 803	286 779

Im Vergleich zu 1936 war zwar die Roheisenerzeugung geringer; aber da man sie fördern will, vor allem als Grundlage für die Stahlerzeugung und somit als wichtigen „Autarkiefaktor“, rechnet man mit einer Erzeugungssteigerung, die, aufs Jahr umgerechnet, die Gesamtmenge des Vorjahres erreichen oder vielleicht noch übertreffen wird.

Eine Beurteilung der Tätigkeit in den Stahl- und Walzwerken ermöglichen die folgenden Zahlenangaben.

	Rohstahlerzeugung		Herstellung von Walzzeug	
	1936 t	1937 t	1936 t	1937 t
Januar	176 517	165 531	134 012	118 645
Februar	176 428	165 424	143 084	132 269
März	189 242	191 114	148 346	160 048
April	177 355	195 762	132 350	154 644
Mai	185 239	201 716	142 330	153 966
	904 781	919 347	700 122	719 572

Die Walzzeugherstellung war in den letzten beiden Monaten, obschon sie einen Rückschritt gegen den Monat März bedeutet, erheblich und hielt sich auf einer Höhe, wie sie seit Monaten nicht mehr erreicht worden war.

Infolge der ständigen Preissteigerung der Rohstoffe hat das Generalkommissariat für Heereslieferungen am 28. Mai eine weitere Preiserhöhung für Eisen- und Stahlerzeugnisse bewilligt, so z. B. von dem genannten Zeitpunkt ab eine Erhöhung von 75 Lire je t auf den Roheisenpreis, von 195 Lire für Formstahl, von 230 Lire für Grob- und Feibleche sowie für wärmegewalzte Röhren, und von 245 Lire für kaltgewalzte Röhren, Schraubenbolzen usw. Auch für Sonderstähle hat man eine Preiserhöhung von 250 Lire je t bewilligt zuzüglich eines Zuschlags, der der Preissteigerung für Legierungsmetalle wie Chrom, Nickel, Molybdän, Wolfram usw. entspricht.

Wir geben nachstehend die gegenwärtigen Preise der hauptsächlichsten Stahlerzeugnisse in Italien wieder:

	In Lire je t Frachtgrundlage Chiasso
Gießereirohisen (Frachtgrundlage Mailand)	700
Stahlisen (Frachtgrundlage Mailand)	665
Gewöhnlicher Stahl:	
rund und vierkant	1205
Formstahl	1255
Siemens-Martin-Stahl:	
rund und vierkant	1245
Formstahl	1295
Bandstahl bis 80 mm	1295
Bandstahl über 80 mm	1345
Knüppel zwischen 40 und 130 mm □ und 1700 mm größter Länge	1205
Draht in Bündeln zwischen 5 und 16 mm	1315
Doppel-T- und U-Stahl über 80 mm und Zoresstahl	1225

1) Vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 804.

	In Lire je t Frachtgrundlage Chiasso
Stahl über 50 kg/mm ² Festigkeit:	
Rund- und Stabstahl	1345
Bandstahl	1465
Knüppel zwischen 40 und 130 mm □ und 1700 mm größter Länge	1265
Grobbleche (6 mm)	1460
Mittelleche (4 mm) (Frachtgrundlage Mailand)	1459
Verzinkte Feibleche 0,3 mm (Frachtgrundlage Mailand)	2549
Verzinkte Feibleche 0,4 bis 0,45 mm (Frachtgrundlage Mailand)	2369
Verzinkte Feibleche 0,8 bis 0,9 mm (Frachtgrundlage Mailand)	2094
Verzinkte Feibleche 2,0 bis 2,5 mm (Frachtgrundlage Mailand)	1959
Weißblech (Normalkiste 20 x 14) (Frachtgrundlage Mailand) je Kiste	135,05
Geschweißte Röhren 1/2" schwarz (Frachtgrundlage Mailand)	2900
Geschweißte Röhren 1/2" verzinkt (Frachtgrundlage Mailand)	3505
Nahtlose Röhren 1/2" schwarz (Frachtgrundlage Mailand)	4260
Nahtlose Röhren 1/2" verzinkt (Frachtgrundlage Mailand)	4865
Rohrer blanker Draht (Frachtgrundlage Mailand)	1630
Verzinkter blanker Draht (Frachtgrundlage Mailand)	1919,50

Auf industriellem Gebiete erregte die Gründung der „Hütten-technischen Finanzierungsgesellschaft“ (Società Finanziaria Siderrurgica „Finsider“) beträchtliches Aufsehen¹⁾. Bekanntlich hat heute die italienische Eisenindustrie, teilweise wegen ihrer natürlichen Lebensbedingungen und aus Gründen ihrer geschichtlichen Entwicklung, einen Aufbau, der insofern wesentlich von dem der Hüttenindustrie in den wichtigsten Erzeugungsländern abweicht, als die Grundlage ihrer Erzeugung der Eisen- und Stahlschrott statt das Eisenerz ist. Die „Finsider“ hat sich das Ziel gesteckt, die einheimische Eisen- und Stahlerzeugung mehr auf Eisenerze einzustellen. Deshalb sollen die gegenwärtig ruhenden Hochofen wieder in Betrieb genommen werden (von insgesamt 14 Öfen sind 9 in Tätigkeit); außerdem beabsichtigt man zwei oder drei neue zu bauen. Ferner will man der Gewinnung einheimischer Eisenerze neuen Antrieb geben unter gleichzeitiger Vorsorge für die Einfuhr der nötigen ausländischen Eisenerze, um so die Roh-eisen- und Stahlerzeugung unbedingt sicherzustellen.

Fiat Soc. An., Turin (Aktienkapital 400 Mill. Lire). — Im Jahre 1936 war die Erzeugung geringer als im Vorjahre, erfuhr jedoch erheblichen Zuwachs in einigen Unterabteilungen, insbesondere in der Feiblecherzeugung für Flugzeug- und Kraftwagenbau sowie für legierte Sonderstähle. Die Gesellschaft erzielte einen Reingewinn von 41 340 865 Lire. Hiervon werden 30 Mill. Lire Dividende (15 Lire je Aktie) verteilt. Der Rest wurde nach den satzungsmäßig vorgeschriebenen Ueberweisungen an die Rücklage (rd. 2 Mill. Lire) und an den Verwaltungsrat (675 000 Lire) zur weiteren Stärkung der Rücklagen verwendet.

Soc. Italiana Ernesto Breda. Mailand (Aktienkapital 85 Mill. Lire). — Diese Gesellschaft konnte ihre Erzeugung von legierten Sonderstählen beträchtlich steigern. Aus dem Reingewinn von 12 350 400 Lire werden 7 560 000 Lire an die Aktionäre und 308 700 Lire an den Verwaltungsrat gezahlt, 1 235 000 Lire der Rücklage zugeführt, während der Rest auf neue Rechnung vorgetragen wird.

Soc. An. Stabilimenti di Dalmine, Mailand (Aktienkapital 60 Mill. Lire). — Die ungewöhnlichen Ereignisse des Kriegsjahres 1936 übten auch auf diese Firma, bekannt auf dem Gebiete der Röhrenerzeugung, einen merklichen Einfluß aus. Denn da ihre Erzeugung im wesentlichen für nichtmilitärische Zwecke bestimmt ist, trat im abgelaufenen Jahre, in dem die italienische Eisenindustrie hauptsächlich mit der Herstellung von Heeresgerät beschäftigt war, eine Schrumpfung der Erzeugung gegen früher ein. Die Gesellschaft hat inzwischen verschiedene Neuanlagen errichtet, die zur Herstellung von Röhren mit großem Durchmesser bestimmt sind. Die Bilanz schloß mit einem Reinerüberschuß von 7 193 289 Lire, wovon 6 600 600 Lire Gewinn ausgeteilt, 359 664 Lire der Rücklage zugeführt und 153 345 Lire an den Verwaltungsrat gezahlt wurden.

Terni-Società per l'Industria e l'Elettricità, Rom (Aktienkapital 430 Mill. Lire). — Im Jahre 1936 waren die verschiedenen Betriebe der Gesellschaft sehr gut beschäftigt. Die Erzeugung nahm beträchtlich zu und erreichte einen bisher unbekanntem Höchststand. Besonders stark beschäftigt waren die Braunkohlengruben von Spoleto, die in großem Umfang die Stahlwerke der Gesellschaft mit dem nötigen Brennstoff versorgten. Das Jahr 1936 schloß mit einem Betriebsgewinn von 30 078 480 Lire, wovon insgesamt den Aktionären 29 453 924 Lire, der ordentlichen Rücklage 1 503 924 Lire und dem Verwaltungsrat 27 745 Lire zuflossen.

Fonderia Milanese di Acciaio Vanzetti S. A., Mailand (Aktienkapital 5 Mill. Lire). — Die Gesellschaft hat im Jahre 1936 ihre Betriebsanlagen erneuert, um ihre Erträge zu steigern und die Erzeugungskosten zu verringern. Aus dem Ueberschuß von 379 886 Lire wurden als Gewinn 300 000 Lire gezahlt, 18 994 Lire der Rücklage zugeführt und 37 988 Lire an den Verwaltungsrat überwiesen.

Ruhrgas Aktiengesellschaft, Essen. — Dem Geschäftsbericht über das Jahr 1936 entnehmen wir folgendes:

Der Plan, die Ferngasversorgung von den Zechen des Ruhrgebietes gemeinsam durchzuführen, wurde in größerem Kreise erstmals am 29. Juli 1926 Vertretern des rheinisch-westfälischen Bergbaues vorgetragen. Am 11. Oktober 1926 wurde die Gesellschaft unter Beteiligung nahezu aller Bergbauunternehmungen des Ruhrbezirks gegründet. Wenn auch bei einem auf lange Sicht geschaffenen Unternehmen eine Spanne von zehn Jahren weniger bedeutet als bei anderen, sich schneller erneuernden Werken, so seien doch einige wichtige Angaben über die Entwicklung in diesem Zeitraum hier wiedergegeben.

	Fernleitungsnetz km	Zahl der ange- schlossenen Kokereien	Gasabsatz Mill. m ³
1927	—	—	—
1928	417	8	130
1929	326	15	420
1930	141	23	718
1931	37	26	796
1932	1	26	843
1933	22	27	1076
1934	84	29	1398
1935	37	32	1672
1936	63	32	2026
	1128		

In den ersten zehn Jahren wurde ein Fernleitungsnetz von 1128 km Länge in Betrieb genommen. Bei etwa 80 % der Leitungen liegt der Durchmesser zwischen 300 und 800 mm. Die Leitungen sind für Betriebsdrücke von etwa 3 bis 36 at bestimmt. Zwischen den Kokereien und dem Rohrleitungsnetz sind Kompressoren, Schwefel- und Naphthalin-Reinigungsanlagen sowie Gasbehälter eingeschaltet. Die Leistung dieser Anlagen beträgt heute rd. 9 Mill. m³ täglich. 31 Kokereien des rheinisch-westfälischen Steinkohlenbezirkes und die Kokerei des Gesamtbergamtes Obernkirchen in der Nähe der Leitung nach Hannover wurden angeschlossen. Das Netz der Ruhrgas A.-G. ist weiter durch einen Anschluß an das Ferngasnetz der Thyssenschen Gas- und Wasserwerke, G. m. b. H., mit dem Aachener Kohlenbezirk verbunden. Ein mehrere Jahre vor der Saarbefreiung geschlossener Vertrag sieht ferner eine spätere Verbindung und Gemeinschaftsarbeit mit dem Saargebiet vor.

Bei der Planung des Ferngasnetzes wurden die Durchmesser der Leitungen für einen erst nach Jahren zu erwartenden Gasdurchsatz bemessen. Erst die Aufwärtsentwicklung der deutschen Wirtschaft seit der Machtübernahme durch unseren Führer Adolf Hitler hat den Gasdurchsatz erreichen lassen, der nach der ursprünglichen Planung schon mehrere Jahre vorher erwartet wurde. Daß gleichwohl die tiefgreifenden Wirkungen der Krise die Aufwärtsentwicklung zwar hemmten, aber nie völlig unterbrachen, zeigen die Gasabsatzzahlen. Im Jahre 1936 ist die Zwei-Milliarden-Kubikmeter-Grenze überschritten worden. Die Steige-

rung gegenüber dem Vorjahre betrug rd. 354 Mill. m³ oder 21,2 %. Es ist dies der höchste bisher erreichte Mehrabsatz. Die Steigerung entfällt vornehmlich auf das zweite Halbjahr; sie ist zum kleineren Teil auf neuangeschlossene Gasabnehmer, zum größeren Teil auf die stärkere Abnahme der bisherigen Bezieher zurückzuführen. Der größte Teil der Steigerung entfällt wiederum auf den Industriegasabsatz, der damit sein Schwergewicht gegenüber dem Gemeindegasabsatz noch weiter verstärkte. Die Entwicklung der einzelnen Abnehmergruppen zeigt die nachfolgende Zusammenstellung:

Abnehmergruppen	Abnahme 1936 in Mill. m ³	Abnahme 1935 in Mill. m ³	Steigerung rund %
Städtische Gaswerke (Haushalt- und Geweragas)	202,7	193,6	4,7
Chemische Industrie	145,3	138,8	4,7
Eisenschaffende Industrie	707,1	594,2	19,0
Eisenverarbeitende Industrie	846,5	664,7	27,3
Metallverarbeitung	42,9	28,2	52,1
Glas- und keramische Industrie	67,9	43,6	55,9
Sonstige Industrie	14,3	9,1	56,5

Das Energiewirtschaftsgesetz und die von der Reichsregierung gesteckten Ziele im Berichtsjahre gaben Veranlassung, neue Gebiete für das Ferngas zu erschließen. Dies war um so leichter, als die Gesellschaft seit langem bestrebt war, in Bezirken größeren Gasbedarfes, vor allem im rhein-mainischen Wirtschaftsraum, unter Beteiligung der leistungsfähigen Großgaswerke eine den Belangen der Allgemeinheit dienende Gasverbundwirtschaft aufzubauen. Im Zuge der Leitung nach Frankfurt-Rüsselsheim wurden im Berichtsjahre eine Anzahl von Verträgen mit größeren industriellen Werken abgeschlossen. Die von der mainfränkischen Industrie gezeigte Bereitwilligkeit zum Ferngasanschluß war ein Beweis, welch dringendes Bedürfnis nach dem Energieträger Gas vorlag. Mit dem Bau der Leitung zunächst bis in die Gegend von Wetzlar wurde Ende des Berichtsjahres begonnen. Auch die Verlängerung der Rheinleitung bis in das Bonner Gebiet stellt eine Ausdehnung des Lieferbereiches von größerem Umfange dar. An dieser bereits im August 1936 in Betrieb genommenen Leitung sind die in enger Zweckgemeinschaft mit der Gesellschaft arbeitenden Thyssenschen Gas- und Wasserwerke beteiligt. Es gelang hier ebenfalls, eine größere Anzahl industrieller Werke für den Gasverbrauch zu gewinnen.

Die Gesamtlänge der im Jahre 1936 neuverlegten Leitungen beträgt 62,7 km. Der Betrieb des Leitungsnetzes verlief ohne Störungen. Der Ueberwachungsdienst wurde noch weiter verstärkt und in Einzelheiten verbessert.

Der gestiegene Geschäftsumfang und namentlich die neuen Bauaufgaben machten es notwendig, die Gefolgschaft weiter zu verstärken. Im Laufe des Berichtsjahres wurden 35 Angestellte und 26 Arbeiter neu eingestellt. Im Dezember 1936 hatte die Gesellschaft 236 Angestellte und 224 Arbeiter.

Der Braunkohlenbergbau im Jahre 1936.

Dem Bericht der Bezirksgruppe Rheinland der Fachgruppe Braunkohlenbergbau, Köln, für das Jahr 1936/37 entnehmen wir folgendes.

Im Rahmen des Vierjahresplanes wurde Ende Januar 1937 als Gemeinschaftsgesellschaft mehrerer Unternehmungen des rheinischen Braunkohlenbezirks die „Union Braunkohle Kraftstoff Aktiengesellschaft“ ins Leben gerufen, deren Zweck die Herstellung und Verarbeitung von Kraftstoffen, Schmierölen und ähnlichen Erzeugnissen unter Verwendung von Braunkohle sowie der Vertrieb dieser Erzeugnisse ist. Damit trägt der linksrheinische Braunkohlenbergbau nicht nur durch geldliche Beteiligung an der im Jahre 1934 gegründeten Braunkohle-Benzin A.-G., sondern auch durch Bau eines Braunkohlen-Benzin-Unternehmens in seinem eigenen Gebiet zur Lösung der Treibstofffrage unmittelbar bei.

Die Braunkohlenförderung der Welt betrug im Jahre 1936 222,2 Mill. t gegenüber 205,2 Mill. t im Vorjahre, erhöhte sich also um 8,3 %. Die Braunkohlenförderung Europas nahm von 195,8 Mill. t auf 212,2 Mill. t, also um 8,4 %, zu. Dieses günstige Förderergebnis ist hauptsächlich der namhaften Steigerung der deutschen Braunkohlenförderung zu verdanken, die sich von 147,1 Mill. t auf 161,4 Mill. t, d. h. um 9,7 % erhöhte. Von den übrigen braunkohlefördernden Ländern Europas nahmen an der Aufwärtsbewegung noch Ungarn mit einer Förderzunahme von 6,7 Mill. auf 7,2 Mill. t und die Tschechoslowakei mit einer Fördersteigerung von 15,2 Mill. auf 16,1 Mill. t teil. Dagegen hielt sich die Braunkohlenförderung Frankreichs — 0,9 Mill. t — nur auf der Höhe des Vorjahres, und die Oesterreichs hatte sogar einen kleinen Rückgang von 3 Mill. auf 2,9 Mill. t aufzuweisen.

Während sich die rheinische Braunkohlenförderung von 45,4 Mill. auf 48,7 Mill. t, d. h. um 7,3 % erhöhte, nahm die Förde-

rung in Mittel- und Ostdeutschland von 99,50 Mill. auf 110,55 Mill. t, also um 11,1 % zu.

Auch die deutsche Braunkohlenbrikettherstellung erfuhr im Berichtsjahr eine weitere Erhöhung, und zwar im Rheinland von 10,05 Mill. auf 10,54 Mill. t, d. h. um 4,88 %, und in Mitteldeutschland — der Osten eingeschlossen — von 22,72 Mill. auf 25,37 Mill. t, d. h. um 11,7 %.

Die Zahl der beschäftigten Arbeiter ist von 13 663 Ende 1935 auf 13 387 Ende 1936 zurückgegangen. Dieser leichte Rückgang ist dadurch zu erklären, daß Ende November 1936 die Betriebe der Grube Bergeist wegen Erschöpfung des Kohlenvorkommens stillgesetzt werden mußten. Im Durchschnitt des Jahres 1936 betrug die Zahl der angelegten Arbeiter 13 577 gegenüber 13 606 im Jahre vorher. Erfreulicherweise ging die Zahl der Feierschichten wegen Absatzmangels je durchschnittlich angelegten Arbeiter, die im Jahre 1933 noch 25,1 betragen hatte, weiter von 9,1 im Jahre 1935 auf 7,6 im Jahre 1936 zurück.

Zahlentafel 1 gibt einen Ueberblick über die Entwicklung der Braunkohlenförderung Deutschlands sowie der rheinischen Braunkohlenindustrie im besonderen.

Zahlentafel 1. Gesamt-Braunkohlenförderung Deutschlands und Anteil der rheinischen Braunkohlenindustrie.

Jahr	Gesamt-Braunkohlen- förderung im Deutschen Reiche	Förderung der rhein. Braunkohlenindustrie	Anteil der rhein. Braunkohlenindustrie an der Gesamt- förderung %
	in 1000 t	in 1000 t	
1933	126 794	39 720	31,3
1934	137 274	42 568	31,0
1935	147 072	45 370	30,8
1936	161 372	48 700	30,2

Die Verteilung der Braunkohlenförderung auf die Braunkohlenbergbau treibenden Länder Deutschlands geht aus *Zahlentafel 2* hervor.

Zahlentafel 2. Braunkohlenförderung in den einzelnen Ländern Deutschlands.

	1933	1934	1935	1936
Förderung in 1000 t				
Preußen	104 960	112 949	120 628	130 329
Bayern	1 645	2 013	2 125	2 060
Sachsen	10 900	11 584	12 566	15 799
Thüringen	4 699	5 131	5 253	5 456
Hessen	963	1 011	729	757
Braunschweig	3 627	4 581	5 771	6 971
Anhalt und Lippe				
Deutschland zusammen . .	126 794	137 274	147 072	161 372

Zahlentafel 3. Gesamt-Brikettherstellung Deutschlands und Anteil der rheinischen Braunkohlenindustrie.

Jahr	Gesamt-Brikettherstellung im Deutschen Reiche	Brikettherstellung der rhein. Braunkohlenindustrie	Anteil der rhein. Braunkohlenindustrie an der Gesamt-Brikettherstellung
	in 1000 t	in 1000 t	%
1933	30 065	9 052	30,1
1934	31 384	9 391	29,9
1935	32 838	10 046	30,6
1936	36 007	10 538	29,3

Zahlentafel 3 veranschaulicht die Entwicklung der deutschen Brikettherstellung insgesamt sowie derjenigen der rheinischen

Braunkohlenindustrie. Aus *Zahlentafel 4* ist zu ersehen, wie sich die deutsche Brikettherstellung auf die deutschen Länder verteilt.

Zahlentafel 4. Brikettherstellung¹⁾ in den einzelnen Ländern Deutschlands.

In 1000 t	1933	1934	1935	1936
Preußen	24 576	25 733	26 883	28 230
Sachsen	2 758	2 852	3 090	4 673
Thüringen	2 019	2 058	2 096	2 154
Hessen	—	—	—	—
Bayern	712	741	76	71
Braunschweig			653	842
Anhalt			40	37
Deutschland zusammen . .			30 065	31 384

¹⁾ Einschl. Naßpreßsteine.

Der Braunkohlenabsatz und der Gesamtabsatz an Briketts konnte gegenüber dem Vorjahre weiter gesteigert werden (s. *Zahlentafel 5*).

Zahlentafel 5. Absatz der rheinischen Braunkohlenindustrie an Braunkohlen und Braunkohlenbriketts.

	1934 t	1935 t	1936 t
Selbstverbrauch an Braunkohlen	32 436 600	34 998 700	36 969 900
Durch Verkauf abgesetzte Braunkohlen	10 304 500	10 573 400	11 958 500
Gesamtabsatz an Braunkohlen .	42 564 400	45 368 500	48 699 600
Selbstverbrauch an Briketts . .	336 600	371 200	375 100
An das Syndikat gelieferte Briketts	9 026 400	9 699 000	10 199 600
Gesamtabsatz an Briketts . . .	9 363 000	10 070 200	10 574 700

Buchbesprechungen¹⁾.

Gmelins Handbuch der anorganischen Chemie. 8. Aufl. Hrsg. von der Deutschen Chemischen Gesellschaft. Begonnen von R. J. Meyer, fortgeführt von Erich Pietsch. Berlin: Verlag Chemie, G. m. b. H. 4^o.

System Nr. 59: Eisen. Teil D.

Auwers, Otto, v.: Magnetische und elektrische Eigenschaften der legierten Werkstoffe. Mit 342 Fig. 1936. (XLVIII, 466 S.) 77 RM.

Diese Lieferung stellt sich als Fortsetzung des entsprechenden Abschnittes im Teil A dar²⁾ und trägt den fast unübersehbaren Beobachtungstoff über die Legierungen des Eisens zusammen. Der Anlage des Gesamtwerkes entsprechend werden, soweit bekannt, zunächst die einzelnen magnetischen und dann die elektrischen Eigenschaften für die verschiedenen Zwei-, Drei- und Mehrstoffsysteme jeweils gesondert besprochen, wobei naturgemäß Wiederholungen und Verweisungen unvermeidlich sind. Das Nachschlagen nach dem Stande einer bestimmten Einzelfrage bei einer gegebenen Legierungsgruppe wird dadurch erleichtert oder überhaupt erst möglich. Darüber hinaus hat sich der Verfasser in dankenswerter Weise bemüht, allgemeine Gesichtspunkte entweder in besonderen Abschnitten oder bei den hauptsächlich dafür in Betracht kommenden Legierungen herauszustellen. In dieser Hinsicht besonders anregend sind die Abschnitte am Schlusse des Werkes, von denen nur die Stichwörter „Schwachstromtechnik, Starkstromtechnik, Reinheit des Werkstoffes, Relais- und Dauermagnete, magnetisch weiche Werkstoffe, leitende Gesichtspunkte der Forschung“ hervorgehoben seien. Eine praktische Hilfe für den Stahlwerker bedeutet schließlich die nach Legierungssystemen geordnete Patentübersicht, die auf die Grütznersche Patentsammlung³⁾ verweist, sowie das Markenverzeichnis bekannter Eisen- und Stahlegierungen mit besonderen magnetischen oder elektrischen Eigenschaften. Selbstverständlich kann eine so umfassende Stoffsammlung nicht in allen Einzelheiten gänzlich frei von Unstimmigkeiten sein (z. B. haben die Nickel-Aluminium-Legierungen die übrigen Magnetstähle bei weitem noch nicht „verdrängt“); auch über manche theoretischen Ausführungen ließe sich vielleicht noch streiten. Dies fällt indessen nicht ins Gewicht vor der Tatsache, daß der Verfasser das gesamte zum Teil schwer zugängliche einschlägige Schrifttum nach einheitlichen Gesichtspunkten geordnet und bearbeitet und damit jedem auf diesem Gebiet Arbeitenden eine wertvolle, unentbehrliche Hilfe in die Hand gegeben hat.

Fritz Stäblein.

Schmaltz, Gustav, Dr.-Ing. Dr. med. h. c., Honorar-Professor an der Technischen Hochschule zu Hannover, Inhaber der Maschinenfabrik Gebrüder Schmaltz, Offenbach/Main: **Technische**

¹⁾ Wer die Bücher zu kaufen wünscht, wende sich an den Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664.

²⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 102.

³⁾ Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 900; 55 (1935) S. 839.

Oberflächenkunde. Feingestalt und Eigenschaften von Grenzflächen technischer Körper, insbesondere der Maschinenteile. (Mit 395 Abb. im Text und auf 32 Taf., 1 Stereoskopbild u. 1 Ausschlagtafel.) Berlin: Julius Springer 1936. (XV, 286 S.) 8^o. 43,50 RM., geb. 45,60 RM.

Die gesteigerten Anforderungen an die Festigkeits- und Laufeigenschaften der Maschinenteile bedingen eine sorgfältige Beachtung der Oberflächengüte, für deren Prüfung mehrere Verfahren, zum Teil vom Verfasser selbst, entwickelt worden sind. Die Verwendbarkeit des mechanischen Abtastverfahrens mit Fühlstift unter optischer Vergrößerung des Nadelweges wie auch des auf rein optischer Grundlage arbeitenden Lichtschnitt- und des Interferenzverfahrens ist durch den Feinheitegrad der zu prüfenden Fläche begrenzt. Die Zweckmäßigkeit und Richtigkeit des einzelnen Verfahrens kann in Grenzfällen umstritten werden. In vielen Fällen wird man trotz der durch die Abrundung der Spitze der Tastnadel unvermeidlichen Fehler diesem Verfahren wegen seiner größeren Einfachheit den Vorzug geben. Das Wesentliche der Arbeit des Verfassers ist für den Werkstoffhersteller und den Konstrukteur die Darlegung der Zusammenhänge zwischen Oberflächenbeschaffenheit einerseits und Festigkeit, Reibung, Abnutzung und Erhaltung der Präzision andererseits. Der Betriebsmann wird aus den Herstellungen wichtige Erkenntnisse über die Beziehung zwischen Herstellungsbedingungen und Oberflächenbeschaffenheit gewinnen können. Der Einfluß der Verformungsgeschwindigkeit bei der spanabhebenden Bearbeitung bedarf noch weiterer Untersuchungen, doch stellen die Ausführungen des Verfassers einen wertvollen Beitrag zu dieser Frage dar. Der Vorschlag für die Normung technischer Oberflächen verdient Beachtung und wird bei der weiteren Behandlung der Sache als Grundlage benutzt werden.

Hervart Opitz.

Meyerson, Åke: Stockholms Bössmakare. Gösta Malmborgs efterlämnade anteckningar på uppdrag fullständigade och utgivna. (Kungliga Livrustkammaren Akter och Utredningar.) Stockholm: (Selbstverlag der Kungl. Livrustkammaren) 1936. (X, 467 S.) 4^o. 15 Kr.

Die Anfertigung der Handfeuerwaffen entwickelte sich bekanntlich seit dem Aufkommen der stehenden Heere zu einer Industrie, die in Deutschland ihren Sitz besonders in Suhl und in Essen hatte, aber auch in den größeren Städten handwerksmäßig betrieben wurde. Die Gewehrmacherei in alter Zeit ist für die Geschichte der Technik bedeutsam, weil sie eine frühe Anwendung der Massenherstellung eines Präzisionsgerätes darstellt und das Schmieden und Schweißen der Rohre aus einer Platine sowie das saubere Ausbohren der Läufe große Geschicklichkeit erforderte. Bemerkenswert ist auch die frühe Anwendung von Gesenken beim Schmieden der Hähne.

Auf Grund von Vorarbeiten des jung verstorbenen Gösta Malmborg hat Åke Meyerson im Auftrage der Königl. Leibrüst-

kammer im vorliegenden Bande die Geschichte der Stockholmer Büchsenmacher geschrieben und dadurch einen wertvollen Beitrag zur Handwerks Geschichte Schwedens geliefert, der auch in Deutschland Beachtung finden wird, weil unter den Stockholmer Büchsenmachern viele Deutsche waren. Die Stockholmer Meister waren der Kleinschmiedezunft angeschlossen; zu ihnen gehörten auch die eigentlichen Schlosser, mit deren Arbeit die Büchsenmeisterei seit der Erfindung der „Schlösser“ an den Gewehren technisch verwandt war. Ähnlich wie es Warncke bei den Lübecker Goldschmieden gemacht hat, verfolgt Meyerson die einzelnen Büchsenmacher durch die Jahrhunderte hindurch von etwa 1530 an und zeigt ihre verwandtschaftlichen Verflechtungen untereinander und mit den anderen Kleinschmieden. Ausführliche Nachlaßaufzeichnungen geben ein anschauliches Bild davon, wie man in alter Zeit in den Kreisen gelebt hat, in denen die Wiege der heutigen Technik stand. Möge die Geschichte des Handwerks noch viele so fleißige Bearbeiter finden wie Åke Meyerson und Gösta Malmberg.

Otto Johannsen.

Dickinson, H. W.: Matthew Boulton. (Mit 14 Bildbeil., 1 Planbeil. u. 7 Textabb.) Printed for Babcock and Wilcox, Ltd., at the University Press, Cambridge 1936. (XIV, 218 S.) 8°. Geb. sh 10/6 d.

Zu der vor zehn Jahren erschienenen Lebensbeschreibung von James Watt¹⁾ ist kürzlich die vorliegende, die des Gesellschafters von Watt, erschienen. Es ist erfreulich, daß dem Manne, der häufig nur als Geldgeber Watts betrachtet wurde, der dabei aber ein

¹⁾ H. W. Dickinson and Rhys Jenkins: James Watt and the Steam Engine. Oxford: Clarendon Press 1927.

starkes Eigenleben als Kaufmann und Fabrikant geführt hat, in diesem Buche eine ihm gebührende Würdigung zuteil wird.

Sein Vater, ein Metallwarenfabrikant, nahm ihn schon mit 18 Jahren als Teilhaber auf. Unter den Verbesserungen, die Boulton trotz seiner Jugend im väterlichen Betrieb einführt, sei die Herstellung von Schnallen aus Stahl für Schuhe und Kleider genannt. Nach dem Tode seines Vaters in den Besitz eines beträchtlichen Vermögens gelangt, baute er in Soho bei Birmingham eine größere Fabrik, die die Herstellung silberplattierter Tafelgeschirre, Leuchter, Uhren aus Goldbronze u. ä. aufnahm.

Mitte der 1760er Jahre trat James Watt in den Gesichtskreis Boultons. Im Jahre 1775 gründeten beide die Firma Boulton & Watt, die erste Dampfmaschinenfabrik der Welt. Aber noch war die Zeit des Kampfes für die Dampfmaschine nicht vorüber, und als endlich, nach Jahren angestrengtester Arbeit, der Erfolg winkte, begannen die Gegner mit ihren Angriffen auf das Patent. In den 25 Jahren ihrer Zusammenarbeit haben rd. 500 Dampfmaschinen mit einer Gesamtstärke von 7500 PS die Werkstätten von Soho verlassen. Als Watt im Jahre 1800 nach Ablauf seines Patentes als persönlicher Teilhaber ausschied, waren Boulton nur noch wenige Jahre bis zu seinem Tode vergönnt. Die Verbesserung beim Münzprägen, die Errichtung einer eigenen Münze, die Gründung einer Lebensversicherungsgesellschaft und seine sonstige Tätigkeit zum Wohle aller bleibt noch nachzutragen, um das Bild dieses Mannes wenigstens zu umreißen.

Wie man es bei den Arbeiten von H. W. Dickinson nicht anders gewöhnt ist, zeichnet sich auch das Lebensbild Boultons durch Klarheit und Zuverlässigkeit des Inhalts sowie durch verständnisvolles Einfühlen in die Eigenart der Persönlichkeit aus. Die äußere Gestaltung des Buches ist gut. *Herbert Dickmann.*

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Änderungen in der Mitgliederliste.

- Arbeit, Hans*, Dr. phil., Dipl.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Gatterstr. 52.
Baedeker, Hans, Dipl.-Ing., Berlin-Schöneberg, Nymphenburger Straße 2.
Becker, Heinz, Dr.-Ing., Betriebsleiter, Stahlwerke Harkort-Eicken G. m. b. H., Hagen (Westf.); Wohnung: Dömbergstraße 31.
Beckmann, Hugo, Dr. phil., Chemiker, Sächsisch-Thüringische Portland-Zement-Fabrik Prüssing & Co., A.-G., Göschwitz (Saale); Wohnung: Jena-Winzerla über Jena, Gotthard-Prüssing-Weg 2.
Blauel, Max, Dr. phil., Dipl.-Ing., August-Thyssen-Hütte A.-G., Werk Thyssenhütte, Duisburg-Hamborn; Wohnung: Duisburg-Laar, Rheinstr. 52.
Böhringer, Eugen, Dr.-Ing. E. h., Dipl.-Ing., Geh. Landesbaurat, München 27, Newtonstr. 4.
Fischer, Erich, Dipl.-Ing., Städt. Fachschule für die Stahlwarenindustrie, Solingen; Wohnung: Maltesserstr. 27.
Flesch, Hans, Dipl.-Ing., The Steel and General Mills Co. Ltd, Lahore (Brit. Indien), 61, MacLeod Road.
Fresno, Carlos del, Dr., Professor, Salamanca (Spanien), Avenida Federico Anaya 4.
Heine, Adolf, Dipl.-Ing., Preß- u. Walzwerk A.-G., Düsseldorf-Reisholz; Wohnung: Ferdinandstr. 7.
Heischkeil, Werner, Dipl.-Ing., Betriebsführer, Fried. Krupp A.-G., Essen; Wohnung: Essen-Bredeneu, Alfredstr. 268.
Jaeger, Paul, Dipl.-Ing. Hüttendirektor, Ilseder Hütte, Peine.
Jessen, Paul, Dipl.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Adolf-Hitler-Str. 33.
Kergel, Max, Fabrikdirektor i. R., Beuthen (Oberschles.), Wermundstr. 8.
Kleinhuis, Heinrich, Dipl.-Ing., Deutsche Solvay-Werke A.-G., Bernburg; Wohnung: Karlsplatz 36.
Kröner, Wilhelm, Oberingenieur i. R., Gelsenkirchen, Düppelstr. 5.
Lasius, Richard, Direktor a. D., Duisburg, Akazienhof 3.
Lincke, Adolf, Oberingenieur, Keller u. Knappich G. m. b. H., Augsburg; Wohnung: Augsburg-Oberhausen, Lerchenweg 61.
Lobkowitz, Günther Bertram, Oberingenieur, London (England), Harrow-on-the-Hill, 8, Littleton road.
Lueg, Ernst Günther, Dipl.-Ing., Stahlwerksassistent, Klöckner-Werke A.-G., Abt. Georgs-Marien-Werke, Georgsmarienhütte (Kr. Osabrück).
Mäurer, Hugo, Ingenieur, Wuppertal-Barmen, Hünefeldstr. 1.
Meier, Otto Herbert, Direktor, Mannesmannröhren-Werke, Hauptverwaltung, Düsseldorf 1; Wohnung: Meererbush (Post Buderich b. Düsseldorf), Rothdornstr. 3.

- Moeller, Bruno*, Dipl.-Ing., Werksdirektor, Nordseewerke, Emden; Wohnung: Nordertorstr. 19.
Müller, Heinz, Betriebsingenieur, Ruhrstahl A.-G., Henrichshütte, Hattingen (Ruhr); Wohnung: Welper über Hattingen (Ruhr), Brucherstr. 12.
Richards, Jack, B. E., B. A., Hagen-Haspe, Kölner Str. 21 a (b. Kröning).
Rupp, Josef, Ingenieur, Rheinmetall-Borsig A.-G., Werk Düsseldorf; Wohnung: Düsseldorf 10, Kanonierstr. 6.
Schmidt, Carl, Ingenieur, Duisburg, Nahestr. 53.
Schulz, Carl, Betriebsdirektor, Eisenwerk-Ges. Maximilianshütte, Abt. Unterwellenborn, Unterwellenborn (Thür.).
Schwalbe, Rolf, Dipl.-Ing., Schwelmer Eisenwerke Müller & Co., Schwelm; Wohnung: Josef-Wagner-Str. 21.
Sprosec, Karl, Dipl.-Ing., Betriebsassistent, Österreichisch-Alpine Montanges., Kindberg-Aumühl (Steiermark), Österreich.
Steck, Günter, Dipl.-Ing., Dortmund-Hoerder Hüttenverein A.-G., Werk Hörde, Dortmund-Hörde; Wohnung: Hüttenkasino.
Wlodasch, Karl, Hütteninspektor a. D., Wartha (Bez. Breslau), Am Rosenkranzberg 140.
Wortner, Hermann, Dr.-Ing., Kugelfischer, Schweinfurt; Wohnung: Nürnberg-S, Melancthonplatz 13.

Gestorben.

- Rittershaus, Hans*, Oberingenieur, Essen. * 19. 6. 1873, † 2. 7. 1937.
Uhde, Otto, Baurat, Altona-Othmarschen. * 26. 2. 1872, † 14. 6. 1937.

Neue Mitglieder.

A. Ordentliche Mitglieder.

- Geck, Hans*, Betriebsleiter, Stahlwerk Kabel C. Poupier jr., Hagen-Kabel; Wohnung: Hagen-Boele, Oststr. 28.
Grix, Otto, Berlin W 35, Margaretenstr. 7.
Hartart, Balhasar, Ingenieur, Abt.-Leiter, Vereinigte Stahlwerke A.-G., Hütte Ruhrort-Meiderich, Duisburg-Meiderich; Wohnung: Quadtstr. 2.
Langenbach, Friedrich, Dr.-Ing., Oberingenieur, Deutsche Eisenwerke A.-G., Mülheim (Ruhr); Wohnung: Lembkestr. 36.
Melot de Beauregard, Werner, Dipl.-Ing., Betriebsführer, Fried. Krupp A.-G., Essen; Wohnung: Hans-Niemeyer-Str. 3.
Nettelhorst, Peter Baron v., Dipl.-Ing., Berlin-Lichterfelde-West, Hindenburgdamm 93 c.
Poeh, Walter, Ing., Wien XIII (Österreich), Maxingstr. 8.
Schramm, Eduard, Ingenieur, Schloemann A.-G., Düsseldorf 1; Wohnung: Morsestr. 20.
Verres, Hans, Dr., Bergwerksdirektor, Gräflich Schaffgotsch'sche Werke G. m. b. H., Gleiwitz; Wohnung: Ring 18.

B. Außerordentliche Mitglieder.

- Mintrop, Robert*, stud. rer. met., Essen-Werden, Barkhovenallee 36.