STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

GELEITET VON KARL PETER HARTEN

Heft 13/14 | 19. Juni 1947 | 66./67. Jahrgang

Die Aufbereitung als Grundlage für die Verhüttung armer saurer Erze

Von Carl Paul Debuch in Salzgitter

[Bericht Nr. 47 des Erzausschusses und Nr. 226 des Hochofenausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Gesamtvorräte an Eisenerz in Deutschland und ihre Beschaffenheit. Vor- und Aufbereitung der Erze durch Brechen und Sieben, Naßwäsche, reduzierende Röstung und Sinterung. Physikalische Möllerung. Verbesserungsmöglichkeiten und Leistungssteigerung. Wirtschaftlichkeit.

In der Oeffentlichkeit sind durch Presse und Rundfunk Mitteilungen über die deutschen Eisenerze besonders über die armen sauren Erze und ihre Verarbeitungsmöglichkeiten gemacht worden, welche Veranlassung zu Trugschlüssen und Fehlurteilen gaben. Es soll deshalb hier versucht werden, namentlich auf Grund der Erfahrungen in Watenstedt einige Klarheit zu schaffen.

Die Angaben über die Gesamtvorräte an Eisenerzen in Deutschland weichen erheblich voneinander ab. Nach einer Zusammenstellung belaufen sich die Gesamtvorräte an sichtbaren, wahrscheinlichen und möglichen deutschen Vorräten auf rd. 2,5 Mrd. t; davon entfallen 2,2 Mrd. t auf saure und 0,3 Mrd. t auf basische Erze. 2 Mrd. t umfassen allein die Vorkommen des Salzgitterer Horizonts. Hier sollen nur die sauren Salzgitter-Erze näher behandelt werden, weil sie anteilmäßig und nach ihrer Charakteristik für die Deckung des deutschen Bedarfs im Vordergrund stehen.

Geologisch treten die Salzgitter-Erze in Schichten der unteren Kreide im Raum südlich Braunschweig auf. Dieses Gebiet wird durch die Städte Salzgitter, Börßum und Goslar begrenzt. Die Schichten treten an Salzstöcken und geologischen Sätteln zutage, besonders am Salzgitterer Höhenzug, wo sie seit Mitte des vorigen Jahrhunderts abgebaut werden. Zwischen den Satteln und Salzhorsten liegen die Erze flach eingemuldet und erreichen Teufen bis zu 1000 m. Die Mächtigkeit der Erzlager schwankt von schwachen Erzeinstreuungen bis zu Lagern von 100 m Mächtigkeit. Die besonderen Mächtigkeitsanschwellungen werden im örtlichen bergmännischen Sprachgebrauch Kolke genannt.

Einem geologisch jüngeren Horizont gehören die Peiner Eisenerze an, die in Schichten der oberen Kreide abgelagert sind. Sie treten in drei räumlich getrennten Mulden auf, nämlich in der von Peine, von Bülten-Ilsede südlich Peine und von Lengede-Broistedt südwestlich von Braunschweig. Die Peiner Erze erreichen Teufen bis zu 500 m und Mächtigkeiten bis zu 20 m.

Die Salzgitter-Erze sind gekennzeichnet durch ihren hohen Kieselsäuregehalt, der im Durchschnitt bei 25% liegt, während die Peiner Erze Kalküberschuß aufweisen und die Lengeder Erze etwa neutral sind. Bei den Peiner Erzen sind der hohe Mangangehalt von 2 bis 3% und der Phosphorgehalt von etwa 1% wichtig.

Die Salzgitterer Erze sind in Küstennähe des Unterkreidemeeres durch natürliche Aufbereitungs- und Sedimentationsvorgänge im Flachwasserbereich entstanden. Es sind zwei Erzarten zu unterscheiden, die sowohl rein als auch in jedem Mischungsverhältnis auftreten. Einmal sind es oolithische Erze, deren Ooide durch Ausfällung aus wässeriger Lösung um einen mikroskopischen oder makroskopischen Kern entstanden sind. Die sichtbaren Kerne bestehen aus gelbem Toneisenstein, dunklem Limonit, verkieseltem Eisenkarbonat, Feinsandstein, Quarzsplittern, Oolithrinden-Bruchstücken oder organischen Trümmern. Das einzelne Ooid hat im allgemeinen Gehalte von über 45% Fe. Die Größe der Ooide ist bedingt durch die Gesetze der Gleichfälligkeit im Wasser. Sie haben meist die gleiche Größe von 0,5 mm. Ihr Bildungsvorgang ist abgeschlossen, wenn sie auf Grund ihrer Schwere auf den Meeresboden gesunken sind. Die andere Erzart besteht aus groben Trümmern oder Rollstücken. Die Erzträger sind entweder als kugelige oder diskenförmige Gerölle oder als mehr oder minder kantengerundete Polyeder und flache Scherben vorhanden. Die kleinen Trümmer können besonders stark vererzte Oberflächen aufweisen. Das Eisenerz stammt in beiden Fällen aus aufbereiteten limonitisierten Toneisensteinen der liegenden Juraschichten (Lias, Dogger). Das Bindemittel des Erzes besteht aus Tonen, Mergeln, Feinsanden und ihren Uebergangsarten. Oertlich besonders in dem meist unbauwürdigen Basislager kommt auch Kalk als Bindemittel vor. Die Grundmasse ist in vielen Fällen eisenhaltig oder ist unreiner Brauneisenstein.

An Vorräten wurden durch Bohrungen und bergmännische Aufschlüsse in den Feldern der Erzbergbau Salzgitter G. m. b. H. 1,76 Mrd. t (sichere, wahrscheinliche, mögliche Vorräte) nachgewiesen. Diese Vorratszahlen beziehen sich nur auf Erze bis zu 23% Fe. 50% dieser Vorräte liegen zwischen 23 und 30% Fe, und 50% haben über 30% Fe, wobei Teile der Lagerstätte bis auf 42% Fe ansteigen. Die Vorräte im gesamten Salzgitterer Horizont, d. h. mit den Feldern der Vereinigten Stahlwerke und Ilseder Hütte, werden mit 2 Mrd. t angegeben. Nicht enthalten sind in diesen Angaben die Erze der in der weiteren Umgebung von Salzgitter bekannten, aber noch nicht näher untersuchten Lagerstätten, ferner die in großen Mengen vorhandenen Erze mit 15 bis 23% Fe.

Die Roherzförderung aus den Gruben der Reichswerke hat sich mengenmäßig wie folgt entwickelt:

Geschäftsjahr	Gesamtförderung in		Tiefbau in		Tagebau in	
	1000 t	%	1000 t	%	1000 t	%
1939/40	2385	100	961	40,3	1424	59,7
1940/41	3522	100	1726	49,0	1796	51,0
1941/42	3508	100	2110	60,1	1398	39,9
1942/43	5016	100	3056	60,9	1960	39,1
1943/44	4262	100	3175	74,5	1087	25,5
1. 7.—31. 12. 44	2178	100	1615	74,2	563	25,8

Die Förderhöhe der Gruben war festgelegt durch den Bedarf der Hütte Watenstedt und durch die Erzmenge, die als Rückfracht für die mit Kohle beladenen Kähne nach dem Westen gehen sollte, d.h. die Salzgitter-Gruben sind nicht für eine Versorgung der gesamten deutschen Eisenindustrie mit Erzen errichtet worden, sondern in der Hauptsache für die Versorgung der Hütte Watenstedt.

Die Fördermöglichkeit der Gruben auf Grund der vorhandenen Aus- und Vorrichtung und der erstellten An-

*) Vorgetragen in der gemeinsamen Sitzung des Erzausschusses und des Hochofenausschusses am 7. Mai 1947 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke dieses Aufsatzes sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postfach 669, zu beziehen.

lagen beträgt rund 20 000 t/Tag; zur Zeit liegt sie auf Grund der vorhandenen Belegschaft bei 10 000 t/Tag. Das Erz hat folgende Zusammensetzung:

a) Gutes Roherz

Fe	SiO_2	CaO	Mn	P	S
31—35	24—20	4—6	0,2	0,4	0,1—0,25%

b) Aufzubereitendes Erz

24—30	30—25	4—6	0,2	0,4	0,1—0,25%

Es gibt silikatische (Eisenhydroxydsilikat) und oxydische Ooide sowie kieselsäureärmere und -reiche Grundmassen. Dabei liegt erfahrungsgemäß die Summe von Fe + SiO_2 bei rd. 55%.

Das Erzlager hat in den seltensten Fällen homogenes Gefüge, sondern besteht meist aus einer Wechsellagerung weicherer Schichten mit härteren Bänken unter Einschaltung tauber Bergemittel, die bei der bergmännischen Gewinnung größtenteils nicht ausgehalten werden können. Entscheidend für die physikalische Beschaffenheit des Erzes ist in der Hauptsache das Bindemittel, d. h. in welchem Anteil und Verwachsungsgrad die eisenhaltigen und die tauben Bestandteile miteinander verbunden sind. Davon allein hängt die Wahl eines geeigneten Aufbereitungsverfahrens ab. Denn teils sind der niedrige Gehalt an Eisen und der hohe Gehalt an Kieselsäure und sonstigen Schlackenbildnern bei niedrigem Kalkgehalt die Ursache, weshalb eine direkte Verhüttung dieser unter b genannten Salzgitterer Erze nie in Frage gestanden hat, zum anderen Teil ihr physikalischer Zustand, indem schon im rohen Erz weit über die Hälfte der Gesamtförderung als Feinerz anfällt, deren Anteil durch das Brechen und Sieben bis auf 80% der gesamten Erzförderung gesteigert wird. Nicht zuletzt sind die großen Unregelmäßigkeiten in der Zusammensetzung je nach der Stelle des Abbaues der Grund für die Schaffung einer großzügigen Anlage für die Erzvorbereitung. Ihre Aufgabe besteht darin, einen großen Teil der Kieselsäure und der Schlackenbildner auszuscheiden, gleichzeitig damit die Erze anzureichern, um ein höheres Möllerausbringen und geringeren Koksverbrauch zu erreichen. Das für die Sinterung bestimmte Feinerz wird durch geeignete Mischung in der Zusammensetzung gleichförmig und stückig gemacht.

Die *Bilder 1 und 2* zeigen in einem Lageplan und einem Mengenflußbild den Aufbau der Erzvorbereitungsanlagen in Watenstedt. Dem Flußbild ist die gegenwärtige Leistungsfähigkeit zugrunde gelegt. Ueber einen Abstellbahnhof gelangen die Roherze sämtlicher Gruben auf eine quer durch die Erzvorbereitung laufende Hochbahn, von der aus sie den Einzelanlagen zugeführt werden. Den gleichen Weg gehen die Zuschläge, Brennstoffe, Fremderze und Gichtstaub. Für die Beförderung werden ausschließlich Großraumwagen mit Seitenentleerung und einem Inhalt von 50 bis 75 t Erz benutzt. Diese können über sechs hintereinander liegenden Betonbunkern entleert werden, aus denen der Inhalt mit kräftigen Plattenbändern langsam in die Brecher der Erzbrech- und Siebanlage abgezogen wird. Unter und neben jedem Bunker befindet sich je ein Walzenbrecher für das Vorbrechen. Jeder Brecher hat zwei einzeln angetriebene Walzen von 1500 mm Dmr. bei 1300 mm Breite. Diese nehmen größte Stücke von 700 mm Kantenlänge auf und brechen das Gut auf 150 mm. Die Leistung eines jeden Brechers beträgt 300 t/h; je nach dem physikalischen Verhalten der Erze sind auch Stundenleistungen mit 450 t zu erreichen. Mit Gummiförderbändern geht das gebrochene Erz zur Nachbrechanlage, wo es auf Universalschwingsieben in die Kornklassen über und unter 50 mm abgesiebt wird. Das Ueberkorn wird auf Nachbrechern gleicher Bauart wie die Vorbrecher mit Walzengrößen von 1000 mm Dmr. und 800 mm Breite auf unter 50 mm gebrochen. Zu jedem Vorbrecher gehören zwei Nachbrecher. Ueber- und Unterkorn werden wiederum zusammen in die eigentliche Siebanlage gebracht. Das Erz eines jeden Nachbrechers geht über ein weiteres Förderband zu je einem Doppeldecker-Vibrosieb; das obere Sieb hat eine Maschenweite von 25 mm², das untere von 15 mm². Das gesamte angelieferte Roherz wird also in drei Kornklassen zerlegt, 50 bis 25, 25 bis 15 und unter 15 mm. Die groben und die feinen Kornklassen gehen wieder über Gummibänder auf die Erzbettenanlage, während das Mittelkorn von 25 bis 15 mm in einen besonderen Hochbunker gefördert wird, von dem aus es in die Sinteranlage gelangt und als Rostbelag auf den Sinterbändern Verwendung findet. Diese drei großen Erzströme durchlaufen selbsttätige Probenehmer, von denen das Gut in ein besonderes Gebäude zur Probenvorbereitung für die Analyse gelangt.

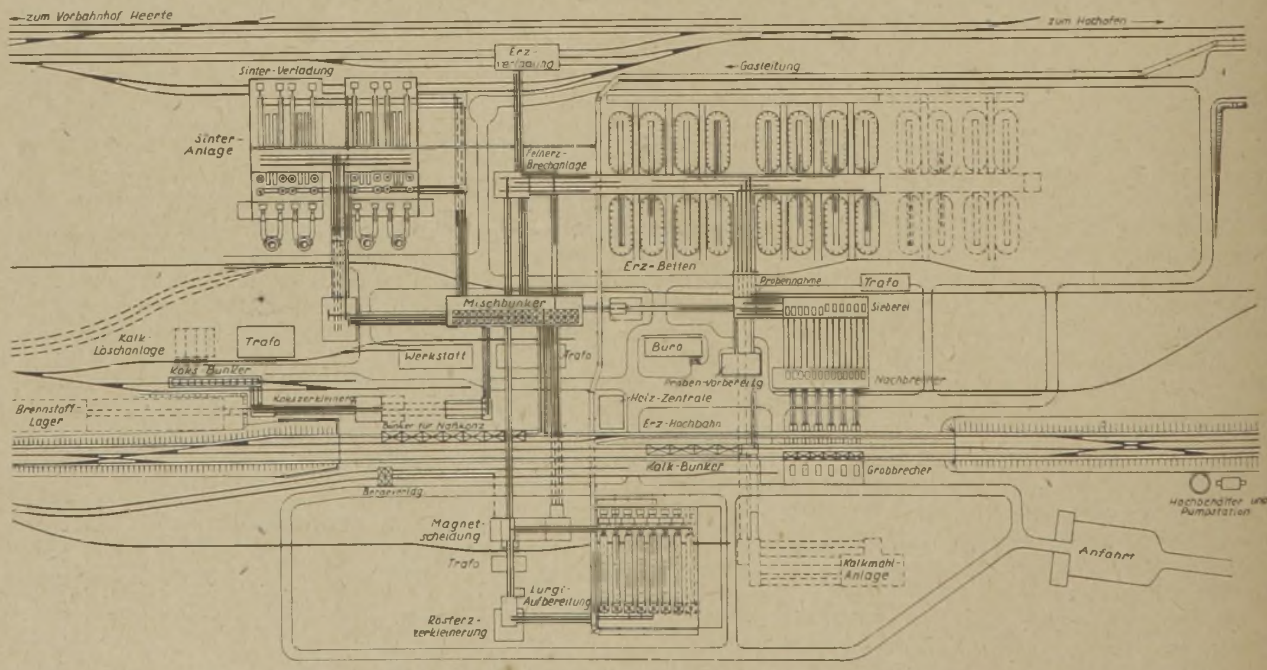


Bild 1. Lageplan der Erzvorbereitung „Hütte Braunschweig", Ausbau I und II.

Bild 3 zeigt ein treffendes Beispiel für den Erfolg der Zerkleinerungs- und Siebarbeit. Das Aufgabegut ist ein Roherz der Grube Haverlahwiese, im Tiefbau gewonnen, mit rund 30% Fe, 24% SiO_2 und 4,6% CaO. Nach der Zerkleinerung des Erzes zeigt die Kornklasse 50 bis 25 mm noch 27,8% Fe, 28,7% SiO_2 und 6,3% CaO. Es tritt also

eine Verarmung in dieser Kornklasse gegenüber dem Roherz an Eisen und eine entsprechende Anreicherung an Kieselsäure und Kalk ein. Die Kornklasse 25 bis 0 mm weist dagegen eine Anreicherung auf 33,8% Fe und eine Verminderung an Kieselsäure auf 22,7% und an Kalk auf 4,2% auf. Die Tatsache, daß von dem Feinkorn allein 61,8% unter 2 mm liegen und diese Kornklasse einen Gehalt von 36% Fe aufweist, zeigt, daß sich hier die bei der Zerkleinerung ausfallenden Oolithe wiederfinden. Man hat es also in der Hand, durch Wahl der Siebscheide ein wesentlich reicheres Feinerz und ärmeres Groberz zu gewinnen.

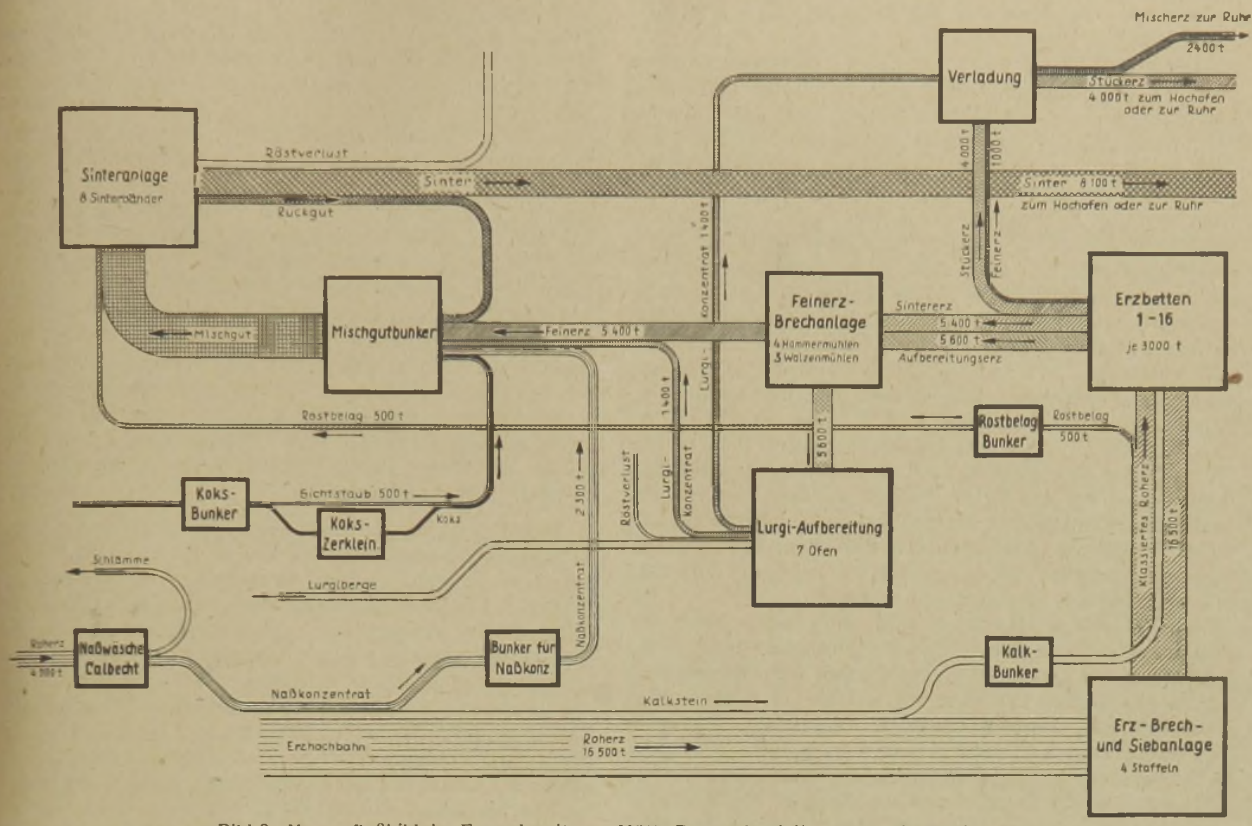


Bild 2. Mengenflußbild der Erzvorbereitung „Hütte Braunschweig". (Mengen je Arbeitstag.)

Die Erzbettenanlage hat 16 Betten. Ueber selbsttätig gesteuerte, sich langsam hin und her über jedem Erzbett bewegende umkehrbare Abwurfbänder werden auf jedem Erzbett prismenförmige Erzhaufen von etwa 45 m Länge, 16 m Fußbreite und 6 m Höhe schichtweise aufgeschüttet, so daß jedes Bett etwa 3000 t Erz faßt. Das Abräumen des Erzes erfolgt mit Hilfe der aus Amerika stammenden Robins-Messiter-Räumer[1]). Diese sind mit einem dreieckigen in der Winkellage verstellbaren Rechen versehen, welcher den ganzen ebenfalls dreieckigen Querschnitt des Erzhaufens deckt und nun durch langsame Hin- und Herbewegung gleichzeitig den ganzen Querschnitt von oben bis unten gewissermaßen scheibenförmig abräumt. Das vom ganzen Querschnitt gleichzeitig abrieselnde Erz wird am Boden mit einem Kratzband mit pflugscharartigen Schaufeln seitlich auf unter Flur liegende Förderbänder abgeworfen, die für die Weiterleitung sorgen. Damit wird eine so innige Mischung erreicht, daß die 3000 t Erz jedes Erzbettes in allen Teilen die gleiche chemische Zusammensetzung aufweisen, und so die früher notwendige Möllerung am Hochofen fortfällt. Unter der Hochbahn liegen im dritten Gleis Bunker mit schlitzförmigem Boden und automatischer Abstreiferentleerung für Kalk. Dieser Kalk kann in groben und in feinen Kornklassen über eine gesonderte Kalkzuteilungsanlage entweder unmittelbar auf den Feinerzstrom mit dem Erz auf die Erzbetten geleitet oder als Stückkalk in der Kornklasse 50 bis 25 mm gesondert auf die Erzbetten befördert werden, so daß er ganz gleichmäßig unter die schichtenweise übereinander gelagerten Erze verschiedener Herkunft eingemischt wird.

Die Erzbettenanlage ist insofern das Herz der ganzen Erzvorbereitungsanlage, als von hier aus die Verteilung des Mischgutes beliebig geleitet werden kann: Entweder zur Verladung in Waggons, z. B. das Stückerzgemisch für den Hochofen, oder ein meist aus Lurgi-Konzentraten und reichen Roherzen bestehendes Erzgemisch für die Ruhr, oder

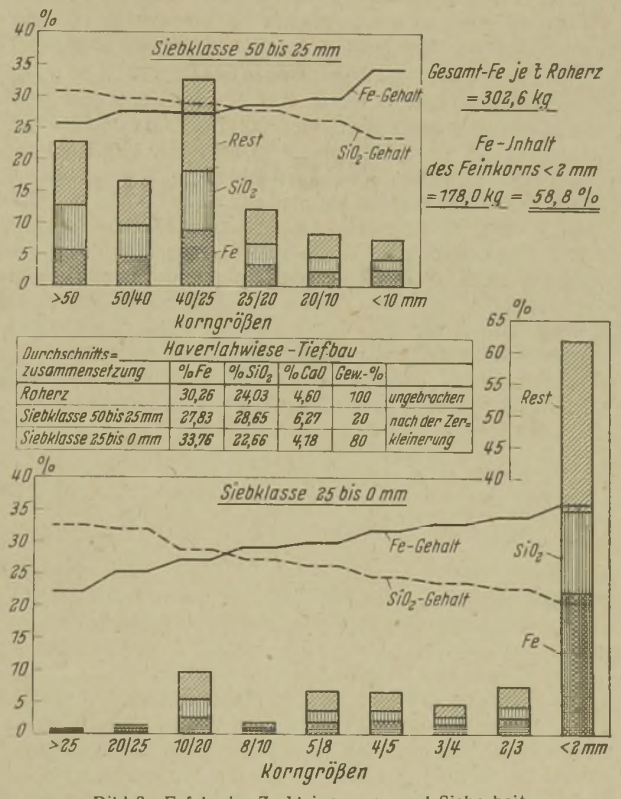


Bild 3. Erfolg der Zerkleinerungs- und Siebarbeit.

[1]) Vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 842/43.

reiches Feinerz von 0 bis 15 mm für die Sinteranlage in die nachgeordnete Feinerzzerkleinerung, oder Feinerz oder armes Stückerz in die Feinerzzerkleinerung zur Weiterleitung in die Lurgi-Aufbereitungsanlage. Gleichzeitig dient die Erzbettenanlage als Vorratspuffer, eine Eigenschaft, für die sie zwar nicht vorgesehen war, für die sich jedoch später die Notwendigkeit ergab.

Der größte Teil des Erzes von den Erzbetten ist für die Sinteranlage bestimmt und geht durch die Feinerzzerkleinerung in die Mischbunkeranlage. Die Zerkleinerung erfolgt mit großen Hammermühlen von 1100 mm Dmr. und 1200 mm Breite, welchen zur Vermeidung des Verklebens mit feuchtem Erz 8-mm-Siebe vorgeschaltet sind. Die Leistung jeder der vier Hammermühlen beträgt unter Einrechnung der Vorsiebung 100 t/h. So wird das gesamte für die Sinterung bestimmte Erz auf unter 8 mm zerkleinert. In der gleichen Anlage erfolgt die Zerkleinerung der für die Lurgi-Aufbereitungsanlage bestimmten Stückerze von 50 bis 25 mm auf unter 20 mm mit Walzwerken, denen neuerdings gleichfalls Vibrosiebe mit 20 mm Lochung vorgeschaltet sind, um die Leistung zu steigern. Die Leistung jeder der vier Walzenmühlen mit 1150 mm Dmr. und 700 mm Breite beträgt 50 t/h. Das für die Lurgi-Anlage bestimmte Feinerz von 15 bis 0 mm gelangt ohne Nachzerkleinerung und Siebung unmittelbar auf das Zubringerband zu den Bunkern der Drehrohrofenanlage. Es sei aber schon hier bemerkt, daß für die Reduktion im Drehrohrofen eine solche Zerkleinerung nicht notwendig ist, daß sie sich aber empfiehlt, um die Nachzerkleinerung des Röstgutes zu schonen.

Die Mischgut-Bunker sind vorgesehen für vier Systeme, von denen zwei fertig ausgebaut sind. Jedes dieser Bunkersysteme entspricht einem System der Sinteranlage. Die zu mischenden Produkte wie Roherz von 0 bis 8 mm, Naßkonzentrat, Lurgi-Konzentrat, Gichtstaub, Rückgut, Brennstoff, sind anteilmäßig ihrer verwendeten Menge in 18 Bunkern von je 100 m³ Inhalt untergebracht und werden gleichzeitig auf ein Sammelband ausgetragen. Als Austragsvorrichtungen haben sich je nach dem physikalischen Verhalten des Erzeugnisses Drehteller, Walzen und Buckelbänder als geeignet erwiesen. Ein 1200 mm breiter Gummigurt bringt das Mischgut in die Mischtrommelanlage.

Die Sinteranlage besteht aus zwei Systemen zu je vier Sinterbändern Bauart Lurgi von 2,5 m Breite und 30 m Länge mit je einer Leistung von 1000 bis 1200 t und Spitzenleistungen bis zu 1500 t Sinter je Tag. Ihre Bau- und Betriebsweise ist so weitgehend bekannt, daß hier auf Einzelheiten verzichtet werden kann. Unmittelbar hinter dem Abwurf der Sinterbänder erfolgt das Brechen des Sinterkuchens und die Absiebung nach Rück- und Fertiggut für den Hochofen. Das Rückgut wird bis zu den Kühltrommeln mit Wuchtförderern bewegt, von da an mit Gummibändern in die Mischgut-Bunkeranlage. Die Verladung des fertigen Sinters geschieht unmittelbar in Sonderwagen, die den Sinter in die Hochofenbunker bringen. Folgende Betriebsangaben vermitteln die wichtigsten Kennwerte der Erzeugung:

Monat	Erzeugung in t	kWh/t	Koksgrus/t	Gichtgas m³/t	Lohn RM/t
Jan. 1944	145 311	27,7	0,102	43,7	0,45
Sept. 1944	178 521	31,3	0,108	40,0	nicht ermittelt

Bei diesen Angaben ist zu berücksichtigen, daß ein regelmäßiger Betrieb infolge häufiger Störungen durch Fliegeralarme und Bedienung durch ungelernte und andere Arbeitskräfte nicht möglich war.

Erwähnenswert in diesem Zusammenhang ist die Kokszerkleinerungsanlage als Teil der Sinteranlage. Gleichgültig, ob der Koksgrus aus dem eigenen Betrieb der Kokerei stammt oder von auswärts bezogen wird, ist die Korngröße etwa 0 bis 15 mm. Es ist bekannt, daß für die Sinterarbeit nach Möglichkeit nur Koksgrus in der Korngröße von 0 bis 3 mm, höchstens 0 bis 5 mm zugelassen werden soll, weil das Ueberkorn die Leistung der Sinterbänder und die Güte des erzeugten Sinters nachteilig beeinflußt. Der Koksgrus zeigt jedoch fast immer recht erhebliche Mengen von Ueberkorn. Deshalb ist vor der Aufgabe beim Abwurf vom Förderband ein Rost mit 20 mm Spaltweite der Zerkleinerung vorgeschaltet. Die Zerkleinerung wird nur mit Walzenmühlen von 1000 mm Dmr. und 500 mm Breite durchgeführt. Das vorzerkleinerte Gut wird auf Vibrosieben mit 3 mm Langlochbespannung abgesiebt und das gesamte Ueberkorn auf gleichen Walzwerken nachzerkleinert. Das zerkleinerte Gut fällt zusammen mit dem abgesiebten Unterkorn auf einen Gurtförderer, der es unmittelbar in die Mischgut-Bunkeranlage bringt. Die Innehaltung der gewährleisteten Korngröße unter 3 mm hat Schwierigkeiten gemacht, die nie ganz behoben werden konnten. Als Folge des hohen Feuchtigkeitsgehaltes war eine genaue Absiebung nicht möglich. Aber auch der schnelle Verschleiß der Walzenringe und Siebe war die Ursache für starke Schwankungen in der Siebanalyse des Feinkokses. Erhöht wurden die Unregelmäßigkeiten durch Schwierigkeiten in der Beschaffung geeigneter Drahtgewebe; sie wurden noch verstärkt, seitdem es im Kriege keine Walzenringe aus Manganhartstahl mehr gab und diese durch Ringe aus Hartguß ersetzt werden mußten. Eine Ausweichmöglichkeit hat sich in teilweiser Versorgung mit Schwelkoks ergeben. Auch wurde gelegentlich eine Mischung von Feinkohle und Feinkoks verwendet. Nachteile in der Sinterleistung und von Verbrauchsmengen sind dadurch nicht entstanden.

Zur Entwicklung der Lurgi-Aufbereitungsanlage ist zunächst zu bemerken, daß von W. Kaufmann, Magdeburg, der Gedanke ausging, Schwefelkies im Drehrohrofen zu rösten. Um für diese exotherme Reaktion die Temperaturspitze, die zu einer Verflüssigung des Kieses und zur Schwefelsublimation führte und damit das Rösten unmöglich machte, zu beseitigen, versah er den Ofen mit in den Ofenmantel eingesetzten Düsen für eine in den Einzelphasen gedrosselte Luftzuführung. Nachdem dem Verfasser die Uebertragung dieses Gedankenganges in große Maßstäbe gelungen war, wurde der Bau eines Drehrohrofens für diese endothermen Reaktionen derart durchgeführt, daß man die Luftdüsen durch Brenner mit getrennter Gas- und Luftführung ersetzte. Dabei war zunächst an die Reduktion von schwachmagnetischem Fe_2O_3 zu aktiv magnetischem Fe_3O_4 zur Aufbereitung eisenarmer saurer Eisenerze gedacht. Ein solches Verfahren konnte nur dann Aussicht auf Erfolg haben, wenn es gelang, einen Ofen für große Leistungen zu erstellen. Das Ergebnis in der letzten Vollendung ist die Anlage bei den Reichswerken in Watenstedt. Sie besteht aus acht Drehrohröfen von 3,6 m Dmr. und 50 m Länge, die mit teils seitlich durch die Ofenwand, teils am unteren Ende eingeführtem Gichtgas auf die günstigste Reduktionstemperatur von 800° beheizt werden. Diese Oefen sind ideale Wärmeaustauscher, indem am oberen Ofenkopf kaltes Erz in den Ofen gelangt und sozusagen kaltes Abgas mit einer Temperatur von etwa 180° den Ofen verläßt, während am unteren Ende kaltes Gichtgas in den Ofen tritt und stark abgekühltes Erz mit rd. 200° den Ofen verläßt. Die Reduktion von Fe_2O_3 nach Fe_3O_4 (Magnetit) verläuft schnell; sie nimmt nach eingehenden Versuchen nur eine Zeit von rd. 20 min in Anspruch. Das Durchwandern des Ofens dauert für das Erz etwa 6 h. Die Länge des Ofens ist notwendig, um im oberen Teil die Trocknung, die Kalzination und das Aufheizen des Erzes auf Reaktionstemperatur zu erreichen, im unteren Teil um das Erz im Strom von kaltem Gichtgas möglichst weit abzukühlen. Leistungsversuche haben ergeben, daß ohne Schwierigkeit bis zu 1150 t/24 h durchgesetzt werden können. Zur größeren Treffsicherheit, Minderung des Staubanfalles und Schonung der Innenausrüstung des Ofens wurden die Oefen meist nur mit 800 t/24 h belastet. Vierjähriger Betrieb hat gezeigt, daß alle Bauteile einschließlich Innenausrüstung der Oefen den hohen Anforderungen voll Genüge geleistet haben. Reparaturen oder Aenderungen grundsätzlicher Art haben sich nicht ergeben. Neu ist die Wiederverwertung des anfallenden gröberen Staubes durch seine Rückführung mit Fullerpumpen.

Zahlentafel 1 enthält die Betriebsergebnisse der Drehrohrofen-Anlage für die Vergleichsmonate Januar und Sep-

tember 1944. Diese Monate wurden gewählt, weil in den anderen die Unregelmäßigkeiten infolge von Fliegeralarmen und anderen Kriegseinwirkungen noch größer waren und keine Uebersicht gestatten. Sind doch auch in diesen beiden Monaten Stillstände in Höhe von 26,7 und 30,8% auf Betriebsstunden zu verzeichnen. Der nachteilige Einfluß solcher Stillstände durch Abkühlung und Zeit für Wiederaufheizen, Rückoxydation des Röstgutes hat in den Angaben qualitativ keine Berücksichtigung gefunden; in der Mengenleistung kommt er selbstverständlich zum Ausdruck. Wenn trotzdem Leistungen von 710 und 777 t je Ofen in 24 Betriebsstunden, Mengenausbringen im Konzentrat von 56,4 und 51,5% bei einem Eisenausbringen von 84,9 und 81,9% erreicht wurden, so sind damit die Erwartungen reichlich erfüllt. Selbstverständlich kann auf Kosten eines gesenkten Ausbringens eine höhere Anreicherung erzielt werden.

Es liegt die Frage nahe, ob das Lurgi-Verfahren nun im Großbetrieb das gehalten hat, was es nach den Ergebnissen früherer Versuchsanlagen mit den meisten deutschen Eisenerzen versprach. Ergebnisse von Versuchen und Berichten aus dem Jahre 1939 lassen erkennen, daß beispielsweise die Versuche mit den Doggererzen von Zollhaus Blumberg bei etwas höherer Anreicherung ein beachtlich niedrigeres Ausbringen hatten. *Zahlentafel 2* zeigt, daß die Ergebnisse der Versuche mit den Salzgitter-Erzen durchweg günstiger waren, als sie für den Großbetrieb in den Reichswerken oben angegeben sind. Trotzdem kann gesagt werden, daß die Ergebnisse des Großbetriebes in Watenstedt keineswegs hinter den Ergebnissen der früheren Versuche zurückblieben; im Gegenteil, die Anlage hat sich bewährt und eine Anpassungsfähigkeit gezeigt, wie sie besser nicht erwartet werden konnte. Die weniger guten Ergebnisse haben hauptsächlich ihre Ursache darin, daß der Lurgi-Aufbereitung grundsätzlich nur solche Erze zugeführt wurden, für welche sich diese Aufbereitung als unvermeidlich ergab, also Erze, die auf keinem anderen Wege aufbereitet werden konnten, sich also nicht für die Naßwäsche eigneten, und teilweise sogar infolge ihres Gefüges für die Lurgi-Anlage ganz besondere Schwierigkeiten boten. Eine andere Ursache liegt darin, daß großenteils Groberze aufbereitet wurden, denen durch die einfachste Art der Aufbereitung, nämlich Zerkleinerung und Siebung, ein großer Teil an wertvollen Eisenträgern (Oolithe) bereits entzogen war. Gegenüber den Versuchen erhielt die Großbetriebsanlage keine Erze mehr im Rohzustand, wie sie den Versuchen zugrunde gelegt waren. Hier gilt ganz besonders, wie für jede Art Aufbereitung, daß Anreicherung und Ausbringen wesentlich von dem Metallgehalt des Aufbereitungsgutes abhängen. Wenn trotzdem ein Ausbringen von 82 bis 84% im Mittel erreicht wurde, so ist das unter Berücksichtigung des Gesagten als gut anzusprechen. An andrer Stelle wird auf Verbesserungsmöglichkeiten hingewiesen.

Zahlentafel 1. Betriebsergebnisse der Lurgi-Aufbereitung auf thermisch-magnetischem Wege

Erzeinsatz	Januar 1944 t (feucht)	Anteil %	Fe	SiO_2	H_2O	September 1944 t (feucht)	Anteil %	Fe	SiO_2	H_2O
Haverlah, Lurgi Fein	41 875	30,3	30,75	19,66	9,22	12 239	9,1	30,08	20,32	8,72
Haverlah, Lurgi Grob	9 235	6,6	23,18	27,25	8,07	9 765	7,2	22,74	28,03	7,65
Haverlah, Sieb Grob	9 786	7,1	26,76	23,01	8,78	18 274	13,5	24,23	26,00	8,42
Hannoversche Treue Grob	122	0,1	20,84	25,54	6,50	7 571	5,6	23,81	24,77	7,44
Schacht Georg Fein	25 330	18,3	25,07	27,11	7,72	31 145	23,0	25,48	25,32	8,25
Schacht Georg Grob	5 656	4,1	20,96	32,85	6,99	17 325	12,8	22,85	28,96	6,82
Finkenkuhle Fein	—	—	—	—	—	34 375	25,3	25,11	27,37	9,58
Finkenkuhle Grob	—	—	—	—	—	4 103	3,0	19,06	36,66	8,39
Finkenkuhle Normal	46 369	33,5	25,81	25,59	8,74	—	—	—	—	—
Schacht Worthlah Grob	11	—	22,34	29,48	5,64	622	0,5	24,70	23,32	5,72
Peine-Erz	10	—	20,55	8,18	7,17	—	—	—	—	—
Erz vom Hochofen	—	—	—	—	—	91	0,0	20,92	24,83	6,60
Summe:	138 394	100,0	27,04	24,30	8,58	135 510	100,0	24,81	26,44	8,37
Konzentratgewinnung	78 038		40,38	23,05	0,03	69 780		39,44	22,43	0,21

	Januar 1944	September 1944		Januar 1944	September 1944
Erzdurchsatz	138 394 t	135 510 t	Mengenausbringen	56,4%	51,5%
Betriebsstunden	4 755	4 191	Röstverlust	19,4%	17,2%
Störungsstunden	1 193 = 26,7%	1 269 = 30,8%	Fe-Ausbringen	84,9%	81,9%
Umgerechnete Leistung auf 24 h ohne Störung	710 t	777 t	Gichtgasverbrauch je t Roherz	288 Nm^3	288 Nm^3
Roherzverbrauch je t Konzentrat	1 773 kg	1 942 kg	Gichtgasverbrauch je t Konzentrat	510 Nm^3	558 Nm^3
			Stromverbrauch je t Konzentrat	11,6 kWh	14,0 kWh
			Lohn je t Konzentrat	0,67 RM	nicht ermittelt

Zahlentafel 2. Aufbereitung von Finkenkuhle-Roherz nach dem Lurgi-Verfahren
(Flüchtige Bestandteile einschließlich Wasser = 19,1 %)

Bestandteile	Gew.- %	Fe %	Fe Ausbr.	Mn %	Mn Ausbr.	V %	V Ausbr.	P %	P Ausbr.	As %	As Ausbr.	S %	S Ausbr.
Feuchtes Roherz		25,8		0,143		0,10		0,26		0,031		0,25	
Konzentrat	55,0	47,71	85,45	0,24	77,0	0,21	91,7	0,43	74,2	0,033	48,7	0,14	23,4
Berge	4,50	9,94	14,55	0,10	23,0	0,04	8,3	0,18	25,8	0,044	51,3	0,53	76,6
Rösterz	100,0	30,71	100,0	0,17	100,0	0,12	100,0	0,031	100,0	0,037	100,0	0,30	100,0

Bestandteile	Gew.- %	SiO_2 %	SiO_2 Ausbr.	TiO_2 %	TiO_2 Ausbr.	Al_2O_3 %	Al_2O_3 Ausbr.	CaO %	CaO Ausbr.	MgO %	MgO Ausbr.	Alkalien %	Alkalien Ausbr.	CO_2 %
Feuchtes Roherz		32,4		0,19		5,94		4,3		1,67		1,54		
Konzentrat	55,0	17,94	25,55	0,33	64,3	7,26	56,52	2,90	31,1	1,88	51,8	1,36	40,4	0,98
Berge	45,0	63,85	74,45	0,23	35,7	6,83	43,48	7,86	68,9	2,15	48,2	2,44	59,6	1,41
Rösterz	100,0	38,59	100,0	0,28	100,0	7,06	100,0	5,12	100,0	1,99	100,0	1,83	100,0	1,16

Das Röstgut wird in einer gesonderten Rösterz-Zerkleinerungsanlage möglichst schonend ausschließlich mit Walzenbrechern auf eine Korngröße unter 3 mm gebrochen und mit Gleichstrom-Trommelscheidern in Konzentrate und Berge geschieden. Von den verschiedenen Möglichkeiten bei der Magnetscheidung wurde folgende als die zweckmäßigste betrieben:

Auf der oberen Magnettrommel wird mit niederer Induktion ein hochwertiges Konzentrat mit 50 bis 55% Fe ausgeschieden, während der gesamte Ueberlauf auf der unteren Magnettrommel nachgeschieden und ein Konzentrat mit etwa 34 bis 36% Fe erzeugt wird; die Abfälle werden über eine Bergeverladeeinrichtung zur Halde gefahren. Die Verwertung dieser Berge ist nach den verschiedensten Richtungen hin erwogen worden; über die beste Lösung ist eine Entscheidung bis jetzt nicht gefallen. Die erzeugten Konzentrate haben im Mittel folgende Zusammensetzung: 40,28% Fe, 22,68% SiO_2, 4,75% CaO, 0,21% Mn, 0,45% P, 8,90% Al_2O_3, 2,15% MgO, 0,1% S.

Außerhalb des baulichen Bereiches der Erzvorbereitung, etwa 5 km entfernt, liegt die Naßaufbereitung Calbecht, ein wichtiges Glied in der Verarbeitung der sauren Erze. Sie wurde gebaut nach den Entwürfen und unter enger Mitwirkung der Doggererz-Studiengesellschaft. In der Naßwäsche Calbecht werden besonders die weichen tonigen Erze verarbeitet. Das Wesentliche des Verfahrens besteht darin, durch eine möglichst schonend durchgeführte Zerkleinerung in mehreren Stufen die Eisenträger im Roherz

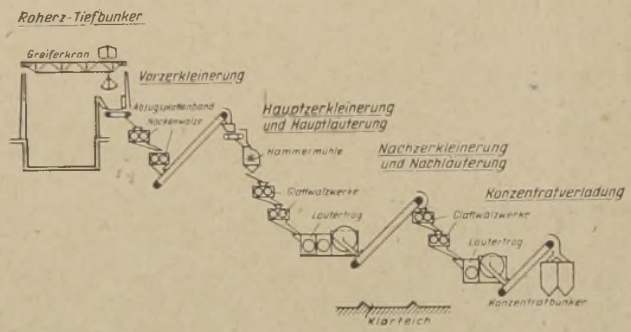


Bild 4.
Schema der Wäsche Calbecht. Jahresdurchsatz = 1 000 000 t.

so weit frei zu bekommen, daß eine Auflösung des sandig-tonigen Bindemittels im Wasser möglich ist. Das Waschen erfolgt in Läuterwerken *(Bild 4)*, die von der Doggererz-Studiengesellschaft entwickelt worden sind. *Bild 5* zeigt ein Mengenflußbild der Erzwäsche. Die Wiedergabe von Einzelheiten dürfte sich erübrigen, weil die ähnlich ausgebildeten Wäschen in Gutmadingen, auf den Gruben Fortuna und Ida bekannt sein dürften[2]). Wichtig für das Eisenausbringen und die Anreicherung ist die Verwachsungsart. Wenn eine mechanische Anhäufung vorliegt, ist die Trennung des Eisenerzes vom Bindemittel gut durchführbar. Wichtig beim Betrieb der Naßwäsche ist die

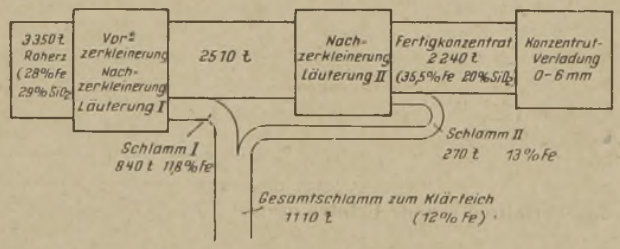


Bild 5.
Flußbild der Wäsche Calbecht. Roherzdurchsatz = 3350 t je Tag.

Schlammwirtschaft und die Klärteichfrage, deren Lösung nicht immer einfach ist. Die Leistung der Anlage beträgt 3600 bis 4000 t Roherz/24 h. Die tatsächlichen Leistungen gehen aus folgenden Ergebnissen hervor:

Betriebsjahr		t	Fe %	SiO_2 %	CaO %	H_2O %	Ausbringen Gew.-%	Ausbringen Fe %	SiO_2-Fortbrg. %
1943	Roherz	1 264 800	27,20	27,06	5,89	8,80			
1943	Konz.	729 017	38,80	13,64	5,62	15,60	53,4	76,6	73,1
1944	Roherz	1 288 000	28,07	26,61	5,29	8,40			
1944	Konz.	764 240	38,90	14,69	4,99	15,80	54,6	75,6	69,9

Ebenfalls außerhalb des Bereiches der Erzvorbereitung wurde nachträglich eine Krupp-Rennanlage zur Verarbeitung hochsaurer und stark verwachsener Erze, der Erzvorbereitung unmittelbar benachbart, errichtet, die ein hochwertiges metallisches Erzeugnis mit 90 bis 95% Fe liefert[3]). Die in Watenstedt von der Firma Krupp, Essen, errichtete Anlage umfaßt drei Oefen mit einer Leistung von je 500 t/Tag und einem Jahresdurchsatz von 450 000 t Roherz. Dieses Verfahren stellt in der Anwendbarkeit auf Erze jeder Art keine besonderen Anforderungen an die physikalischen Eigenschaften. Dagegen müssen in chemischer Hinsicht gewisse Voraussetzungen zur Vermeidung der Bildung von leichtflüssigen Schlacken gegeben sein. Ueber solche Erze verfügen die Reichswerke im Bereich des Salzgitterer Horizonts besonders in ihren Gruben Worthlah und Gitter in ausreichenden Mengen, um die Rennanlage auf lange Zeit zu versorgen. Das Verfahren ist deshalb besonders geeignet für die Anwendung auf solche Erze, deren Aufbereitung nach dem einen oder anderen vorgenannten Verfahren auf Schwierigkeiten stößt. Für die Erzeugung von Roheisen im Hochofen ist diese Anlage nicht wirksam geworden, weil sie aus kriegsbedingten Verhältnissen heraus mit zwei Oefen ausschließlich niederschlesische Nickelerze verarbeitete. Immerhin wurden wertvolle Erfahrungen gesammelt und Mittel und Wege gefunden, um die Schwierigkeiten in der Haltbarkeit der Ausmauerung der Drehöfen sowie in dem schnellen Verschleiß der Einrichtungen für die Freilegung und Gewinnung der Luppen und Granalien zu überwinden.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, daß sowohl die räumliche Anordnung als auch die Zweckmäßigkeit der gewählten Maschinen und Einrichtungen den Anforderungen genügten und darüber hinaus mit den geringen aufgezählten Abweichungen nach jeder Richtung den Verarbeitungsnotwendigkeiten für die Salzgitter-Erze sehr gut angepaßt sind. Die Aufbereitungsanlagen ermöglichen in jedem Fall und aus jeder Grube ein Erz oder ein hochofenfähiges Konzentrat zu liefern. Wenn einleitend gesagt wurde, daß die chemische Zusammensetzung und die physikalischen Eigenschaften der eisenarmen sauren Erze im Salzgitter-Gebiet die Schaffung einer solchen Erzvorbereitungsanlage notwendig machten, so ist die Frage, ob denn das Ziel, dem diese umfangreichen Bauten dienen sollten, erreicht wurde, dahin zu beantworten, daß die Salzgitter-Erze nach den Betriebsergebnissen der Reichswerke zu gut verblasbarem Thomasroheisen verschmolzen wurden, wobei unter Berücksichtigung der ungünstigen Kriegsverhältnisse Koksverbrauch, Schlackenmenge und Erzeugungskosten in tragbarem Rahmen blieben.

Dieser Erfolg der Erzvor- und -aufbereitung der Reichswerke findet seine Erklärung in folgenden Feststellungen:

a) Aus einem Roherz mit 30% Fe und weniger wird ein Sinter mit 40 bis 42% Fe hergestellt.

b) Von der vorhandenen Kieselsäure und den übrigen Schlackenbildnern wird mehr als die Hälfte ausgeschieden; gleichbedeutend mit der entsprechenden Verminderung der Schlackenmenge beim Schmelzen.

c) An die Stelle eines leicht zerreiblichen staubigen zum großen Teil feinkörnigen Roherzes tritt ein Sinter mit den besten Eigenschaften für die Verschmelzung im Hochofen.

d) Durch die Möllerung der Erze und Zuschläge vor dem Sintern wird Gleichförmigkeit für den Sintervorgang und in der chemischen Zusammensetzung erzielt.

e) Auch für den Teil der Roherze, der über den Anteil an Sinter hinaus als Stückerz in den Hochofen gelangt, wird eine vollkommene physikalische Möllerung erreicht.

Ueber die Erfolge der Verhüttung der so gewonnenen Erzeugnisse bei den Reichswerken wird später berichtet werden.

An verschiedenen Stellen wurde darauf hingewiesen, daß Erweiterungs- und Ergänzungsbauten geplant waren, die einer Fortbildung in dem gesamten Arbeitsvorgang dienen sollten. Damit ist gesagt, daß das Tempo, in dem die umfangreichen Neuanlagen errichtet wurden und der Krieg dem Unternehmen keine Zeit ließen, einen ruhigen, folgerichtigen Weg der Entwicklung zu gehen. Die Möglichkeiten sind noch nicht erschöpft. Es wird in Zukunft gelingen, das Eisenausbringen im Möller zu erhöhen, die Schlackenmenge und dadurch den Koksverbrauch noch weiter beachtlich zu senken. Als wichtige Maßnahmen im Bereich der Erzvorbereitung Watenstedt, die diesem Ziel dienen, mögen folgende genannt werden:

1. Zur Erreichung einer größeren Menge Erz als Puffer und Vorrat war geplant, die Erzbettenanlage für den Ausbau I und II zu verdoppeln. Die Ausführung ist weit fortgeschritten.

[2]) Vgl. Kaup, K.: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1169/74 (Erzaussch. 44).
[3]) Johannsen, F.: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1041/46 (Hochofenaussch. 187).

2. Für die Erweiterung der Koksmahlanlage war der Einbau von sieblosen Stabrohrmühlen wegen ihrer besseren Eignung und größeren Leistung vorgesehen. Die Vorstudien und Planungsarbeiten waren beendet. Die Beschaffung scheiterte an Materialschwierigkeiten.

3. An Stelle der versuchsweise eingebauten Kühlvorrichtung Bauart Dango & Dienenthal sollten Kühltrommeln eingebaut werden, um die mit starker Schwaden- und Staubbildung verbundene Kühlung des Sinter-Rückgutes in diese Einrichtungen zu verlegen.

Diese Arbeiten waren schon in Angriff genommen, konnten jedoch bei Kriegsende noch nicht vollendet werden.

4. In dem Lageplan der Erzvorbereitung *(Bild 1)* ist rechts neben der Drehrohrofen-Anlage eine Kalkmahlanlage vorgesehen, weil sowohl die in der Hochbahn gelegenen Kalkbunker als auch die Kalkverteilungs-Anlagen und Erzbetten von dieser Stelle aus leicht erreichbar waren, und weil die Vergrößerung der Drehrohrofen-Anlage um die Systeme 3 und 4 mit je vier Drehrohröfen spiegelbildlich um die Mittelachse der Rösterzzerkleinerung nach Westen hin geplant war. Diese Anlage hatte die Aufgabe, den gesamten für die Möllerung notwendigen Kalk, der bis dahin in ungebranntem Zustand aufgegeben wurde, in die Kornklassen von 0 bis 3 mm zu zerkleinern, um ihn dem Sintererz beizumischen, mit einzusintern und auf diese Weise zu kalzinieren[4]). Sobald eine Entscheidung über den zukünftigen Betriebsumfang der Hütte Watenstedt gefallen ist, wird der bei der Behandlung des beabsichtigten Neubaus der Kalkmahlanlage geschilderte Plan wieder neu geprüft, zu dessen Durchführung einstweilen auch ohne den Neubau der Kalkmahlanlage durch Vorhandensein der Kalkverteilungsanlage die wichtigsten Voraussetzungen gegeben sind.

5. In dem Lageplan ist ferner am linken Rande des Bildes ein Brennstofflager angedeutet. Neben den geschilderten Schwierigkeiten bei der Kokszerkleinerung hat sich bezüglich dieses Anlagenteiles der Nachteil mangelnder Lagerhaltung deutlich erwiesen. Schon bei den erreichten Sinterleistungen wurde die Abhängigkeit von den Zufuhren sowohl aus den eigenen als auch aus fremden Betrieben recht nachteilig spürbar.

6. Höhere Anreicherung der zur Sinterung gelangenden feinen Roherze, wie sie bei der Absiebung gewonnen werden. Ein einfacher Weg dazu besteht darin, in der Siebanlage statt mit 25 mm beispielsweise mit 10 oder 8 mm abzusieben. Es tritt dann eine Erhöhung des Eisengehaltes in dem zur Sinteranlage gehenden Feingut ein, und außerdem bleibt das Ueberkorn, das zur thermischen Aufbereitung geht, reicher als die bisher über 25 mm abgesiebten Stücke. Die Folge davon ist, daß bei gleichbleibendem, vielleicht etwas gesenktem Gesamtausbringen eine höhere Anreicherung eintritt.

7. Der Uebergang von Gleichstrom- auf Wechselstromscheider und die dadurch erst möglich werdende Staubverwertung werden außerdem ein höheres Gesamtausbringen zur Folge haben. Die bei der Beschreibung der Drehrohrofen-Anlage bereits erwähnte Rückführung des gröberen Staubes in den Ofen kann erst zu einem Erfolg führen, wenn die Magnetscheidung des Staubes auf Wechselstromscheidern durchgeführt wird. Der bessere Wirkungsgrad findet seine Begründung in der Tatsache, daß beim Gleichstromscheider vom Einschalten ab ein dauernd gleich starkes Magnetfeld, während beim Wechselstromscheider ein Wechselfeld erzeugt wird, das nach der Sinuslinie ständig Richtung und Dichte wechselt. Diese Aenderung des Feldes bewirkt ein ständiges Durchrütteln des zu scheidenden Gemisches, wodurch die eingeschlossenen unmagnetischen Bergeteilchen aus dem Konzentrat herausfallen können. Der Sinter wird also zukünftig mit höheren Eisengehalten auskommen.

8. Es ist beabsichtigt, von der bekannten Erscheinung einer wesentlichen Leistungssteigerung durch Zuschlag von gebranntem Kalk oder Kalkhydrat Gebrauch zu machen. Vorarbeiten dazu sind durchgeführt; die Stillegung der Sinteranlage über den Winter hat Großversuche unmöglich gemacht; sie werden zu gegebener Zeit wieder aufgenommen.

9. Von vornherein bestand die Absicht, den Anteil an Sinter im Hochofen gegenüber dem Einsatz an Roherz erheblich zu steigern. Der Hundertsatz hat bisher höchstens 64 erreicht, während die Versuche in Dortmund mit 100% Sinter durchgeführt wurden. Die günstigsten Verhältnisse dürften mit Rücksicht auf Vermeidung zu heißen Ofenganges und zwecks Erreichung eines normalen Koksdurchsatzes, bezogen auf den Gestelldurchschnitt, zwischen 75 und 80% liegen. In diesem Zusammenhang muß die Angabe, daß ein starker Rückgang der indirekten Reduktion auf die Verwendung von Sinter zurückzuführen sei, bezweifelt werden, weil nach häufigen Prüfungen im Sinter nur 18% des gesamt vorhandenen Eisens in Form von FeO und 82% in Form von Fe_2O_3 festgestellt worden sind.

10. Wie schon früher bemerkt, sind in dem Salzgitter-Erzlager auch Teile mit eisenhaltigem Bindemittel und Ooiden, die mit Kieselsäurekörnern eng verwachsen sind, deren Aufbereitung nach den aufgezählten Verfahren auf Schwierigkeiten stößt. Bei Wiederinbetriebsetzung der Hütte Watenstedt sollte deshalb die Aktivierung der vorhandenen Rennanlage erstrebt werden.

Bis hierher wurden nur die Verfahren der Erzvor- und -aufbereitung für eisenarme saure Erze beschrieben, die im Dienst der Reichswerke angewandt werden. Daneben haben jedoch eine Anzahl anderer Verfahren entweder bereits Anwendung im Großbetrieb gefunden oder sie sind infolge des Krieges in der Entwicklung steckengeblieben. Dahin gehört auf dem Gebiete der nassen Aufbereitung das in Lengede in Anwendung befindliche Verfahren, nach dem die Erze in Wiedemannschen Aufweichtürmen von je 800 t Inhalt Erz mit durch Druckluft bewegtem Wasser längere Zeit bespült und dann in Meixnerschen Waschmaschinen gewaschen werden; ferner ist hier das von E. Bierbrauer, Leoben, entwickelte Setzverfahren mit Schwerflüssigkeit zu erwähnen. Diese Schwerflüssigkeit besteht jedoch nur aus Schlämmen des eigenen Waschvorganges. Durch die Anwendung der Schwerflüssigkeit beim Setzen können die Grenzen der Wichte wesentlich enger gezogen werden als beim Waschen im Wasser; dabei spielt außerdem die Viskosität des Setzmittels eine große Rolle. Bei der Anwendung auf die komplizierten Eisenerze des steirischen Erzberges hat das Verfahren schöne Erfolge gezeigt. Der Bau einer Großversuchsanlage befand sich bei Kriegsende in ziemlich weit vorgeschrittenem Stande.

Auf dem Gebiete der Magnetscheidung sind noch bemerkenswert die von der Studiengesellschaft für Doggererze entwickelten und in Pegnitz auf der Grube Kleiner Johannes betriebenen Starkstromscheider zur Aufbereitung des getrockneten, aber schwachmagnetischen Erzes, und nicht zuletzt das vom Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung entwickelte Magnetscheidesystem, bei dem die Eisenträger durch voraufgegangene Reduktion und nachfolgende Oxydation in Gammaoxyd übergeführt werden, dessen starkmagnetische Eigenschaft auf die Beibehaltung des Fe_3O_4-Gitters beruht. Eine mittlere Versuchsanlage dieses Verfahrens war in Schlesien in Betrieb.

Es kann und soll nicht bestritten werden, daß die Verhüttung ausländischer reicher Eisenerze, aber auch gutartiger ärmerer Erze, wie z. B. der selbstgängigen Minette, einfacher ist als die der eisenarmen sauren Erze. Die Frage nach den Grenzen der Wirtschaftlichkeit kann zur Zeit nicht einwandfrei beantwortet werden, weil eine stabile Währung als Maßstab fehlt. Jedoch darf nicht übersehen werden, daß den höheren Aufbereitungskosten der eisenarmen sauren Erze auch eine Verteuerung der Auslandserze, hervorgerufen durch Erhöhung der Löhne auch im Ausland sowie der See- und Landfrachten, gegenübersteht. Die Untersuchung der Wirtschaftlichkeit wird gegenüber den kostenmäßigen Untersuchungen der Einzelvorgänge ein-

[4]) Siehe Schumacher, H.: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 353/63 (Hochofenaussch. 181).

facher, wenn einmal eine gerechte Preisregelung für hüttenfähige Roherze, Aufbereitungskonzentrate und Sinterprodukte erfolgt ist. Der Mangel einer solchen Bewertung macht es zur Zeit auch unmöglich, die Grenzen für die Aufbereitungsmöglichkeiten der eisenarmen sauren Erze nach der wirtschaftlichen Seite hin zu untersuchen. Das bezieht sich sowohl auf den niedrigst zulässigen Eisengehalt einer bestimmten Erzsorte als auch auf die Frage, ob es wirtschaftlicher ist, eine Aufbereitung mit höherem Ausbringen oder mit höherer Anreicherung zu betreiben. Wie sehr die örtlichen Verhältnisse für die Beantwortung dieser Frage ausschlaggebend sein können, mag folgende kurze Betrachtung zeigen:

Der Preis für die Tonne Koks beläuft sich augenblicklich frei Hochofen Watenstedt auf 27 RM, der Preis je t im Tagebau gewonnenes Aufbereitungserz auf 3,50 RM. Es kann somit keinem Zweifel unterliegen, daß es wirtschaftlicher ist, etwas mehr Erz zur Erzeugung möglichst hoch angereicherter Konzentrate aufzuwenden, als durch sinkende Konzentration und geringeren Erzverbrauch das Eisenausbringen zu steigern. Ganz anders gestalten sich die Verhältnisse vom Standpunkt der Ruhrhütten aus betrachtet. Eben weil an der Ruhr die Tonne Koks frei Hochofen nur 19 RM kostet und der Preis je t 30prozentiges saures Erz mit 8,50 RM frei Hochofen Ruhr anzusetzen ist, scheidet diese Möglichkeit für die Ruhr aus, selbst wenn dort geeignete Aufbereitungsanlagen zur Verfügung ständen.

Bei dieser Sachlage ist es unverständlich, daß die Verarbeitung eisenarmer saurer Erze so wenig verständnisvolle Förderung findet; handelt es sich doch um eine Frage, die für Deutschland wichtig bleibt, auch wenn, wie es notwendig ist, Auslandserze unter günstigen Bedingungen etwa im Austausch mit Fertigerzeugnissen wieder eingeführt werden können. Für das Ausland taucht die gleiche Frage heute schon hier und dort auf wie für die englischen Doggererze, für die großen russischen Lagerstätten um Kriwoj Rog, und in absehbarer Zeit sowohl für die saure Minette als auch für die großen Lagerstätten um den Oberen See in den Vereinigten Staaten von Amerika[5]). An einer Wiederinbetriebnahme der Hütte Watenstedt müßte die Eisen schaffende Industrie der ganzen Welt interessiert sein.

Zusammenfassung

Nach Schilderung der bergmännischen Grundlagen der Erzvorräte und Förderung im Salzgitter-Gebiet werden die Maßnahmen und Einrichtungen beschrieben, die von den Reichswerken zur Vorbereitung der zu verhüttenden Erze getroffen werden. Auf Grund von schematischen Darstellungen und Betriebsergebnissen wird der Zweck der verschiedenartigen Anlagen erläutert und der erreichte Erfolg nachgewiesen. Dabei sind auch einige bei den Reichswerken nicht angewandte Verfahren mit berücksichtigt und ihre Aufgaben und Anwendungsgebiete umrissen.

[5]) Siehe auch S. 226/27 dieses Heftes.

Die Entwicklung des basischen Windfrischverfahrens

Von Walter Bading in Duisburg-Huckingen

[Bericht Nr. 425 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute. — Schluß zu Seite 186*).]

III. Herstellung von Phosphor-Doppelschlacke

Bei der Herstellung der Phosphor-Doppelschlacke wird eine Schlacke verlangt, deren Eisengehalt nicht über 6 % und deren Phosphorsäuregehalt mindestens 30 % beträgt. Als Ausgangsroheisen dient ein Vanadin-Phosphor-Roheisen, das im Hochofen durch Zumöllern von größeren Mengen Thomasschlacke erblasen wird. Als Möllerbeispiel seien die Einsätze von Homécourt und Huckingen in *Zahlentafel 12* erwähnt.

Zahlentafel 12. Möllerbeispiel

		Homécourt (Werk I)	Huckingen (Werk 4)
Schweden-Erze	%	—	12,05
Normandie-Erze	%	—	3,65
Vanadin-Agglomerat	%	—	24,10
Thomas-Agglomerat	%	—	14,46
Salzgitter-Roherz	%	—	18,07
Umschmelzeisen + Schrott	%	—	6,07
Thomasschlacke	%	50,00	21,69
Hochsaure Minette	%	50,00	—
Koksverbrauch	kg/t	1800	1480
Schlackenmenge	kg/t	2200	1071
Erz- und Möllerausbringen	%	—	35,61

Das in Huckingen eingesetzte Thomas- und Vanadinagglomerat hatte folgende Zusammensetzung.

Thomasagglomerat: 41,00 % Fe, 0,55 % Mn, 0,65 % P.
Vanadinagglomerat: 31,00 % Fe, 1,50 % Mn, 3,00 % P, 0,30 % V.

Schon aus diesen beiden Beispielen ist zu ersehen, daß es nicht notwendig ist, von einem gleichbleibenden Möller auszugehen, sondern daß auf greifbaren Erzen aufgebaut werden kann. Vorhandene Erze, Koksverbrauch und Schlackenmenge im Verein mit günstigstem Ofengang sind in Einklang zu bringen mit den im Thomaswerk vorliegenden Bedingungen. Das nach den angegebenen Möllersätzen oder in ähnlicher Weise in Huckingen erblasene Roheisen hat die in *Zahlentafel 13* aufgeführte Zusammensetzung.

Roheisen 4 und 5 kommen aus der eigenen Erzeugung. Die Analyse des Roheisens 4 ist der Durchschnitt von 1900 t Roheisen des oben angegebenen Möllers. Roheisen 5 ist normales Vanadin-Roheisen, mit dem einige Versuchsschmelzen auf Phosphor-Doppelschlacke geblasen wurden, worauf noch weiter unten eingegangen wird. Die Arbeitsweise, die auch schon von K. Eiberle[23]) beschrieben wurde, ist folgende.

Im ersten Konverter, der basisch oder sauer zugestellt sein kann, wird das Roheisen in an sich bekannter Weise auf Vanadinschlacke vorgeblasen. Das hierbei anfallende Vanadinresteisen, das in *Zahlentafel 13* als Beispiel im Roheisen 2

Zahlentafel 13. Roheisenzusammensetzung

	C %	Si %	Mn %	P %	S %	V %
Roheisen 1	1,0–1,3	0,30	0,3–0,6	10—12	0,05—0,07	0,6–0,8
Roheisen 2 (Vanadinresteisen)	1,2	—	0,06	8,1	0,05	—
Roheisen 3	1,85	0,57	3,58	9,61	0,016	0,98
Roheisen 4	2,51	0,36	1,20	5,85	0,057	0,50
Roheisen 5	3,00	0,28	1,08	3,85	0,029	0,37

angeführt ist, wird entweder über den Mischer oder unmittelbar im zweiten Konverter unter Zugabe von Kalk und Schrott auf Phosphor-Doppelschlacke verblasen. Das hierbei anfallende Phosphor-Resteisen enthält zweckmäßig noch 1 bis 2 % P, um der Bedingung zu genügen, die Phosphor-Doppelschlacke nicht über 6 % Fe enthalten zu lassen. Das Phosphor-Resteisen ist dann weiter auf Duplexmetall oder Thomasstahl zu verblasen.

In Homécourt wurde das Vanadin-Resteisen mit 30 % Kalk und 30 bis 40 % Schrott auf Phosphor-Doppelschlacke verblasen. Der Kalksatz beträgt dabei ungefähr 3 kg/kg P im Eisen. In Huckingen — Phosphorgehalt im Roheisen nur 5,85 % — wurde bei den ersten Schmelzen der gleiche Kalksatz gewählt wie in Homécourt, jedoch lagen die Phosphorsäurewerte nur bei 28 bis 30 %. Durch Herabsetzen des Kalksatzes auf 2,5 kg/kg P gelang es dann, den verlangten Mindestwert von 30 % Phosphorsäure stets zu überschreiten, ohne daß dabei der Eisengehalt der Schlacke angestiegen war. Ein weiterer Versuch, aus einem Vanadin-Roheisen mit 3,5 bis 4 % P eine Phosphor-Doppelschlacke zu erzeugen, ergab einen Phosphorsäurewert von 26 bis 28 %, obwohl der

*) Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

[23]) Unveröffentlicht.

Kalksatz auf 2,1 kg/kg P gesenkt wurde. In *Bild 20* ist der steigende Kalkbedarf bei anwachsenden Phosphorwerten im Roheisen dargestellt. Es ergibt sich also, daß mit fallendem Phosphorgehalt im Roheisen auch der Phosphorsäuregehalt in der Schlacke sinkt *(Bild 21)*. Auf der Abszisse ist hier nicht der Phosphorgehalt des Ausgangsroheisens, sondern nur die bis zur Erzeugung der Phosphor-Doppelschlacke verschlackte Phosphormenge angegeben. Wenn einesteils der Phosphorsäuregehalt der Schlacke mit steigendem Phosphorgehalt des Roheisens auf wünschenswert hohe Werte ansteigt, so ist doch zu untersuchen, mit welchen niedrigsten Werten die Phosphor-Doppelschlacke anfallen darf, da anderseits der niedrige Phosphorgehalt im Roheisen infolge geringen Koksverbrauchs den Preis des Eisens verbilligt, wie der Zusammenstellung der Möllerzusammensetzung in *Zahlentafel 12* zu entnehmen ist. Roheisenpreis und Phosphorwert in der Doppelschlacke müssen gegeneinander abgewogen werden.

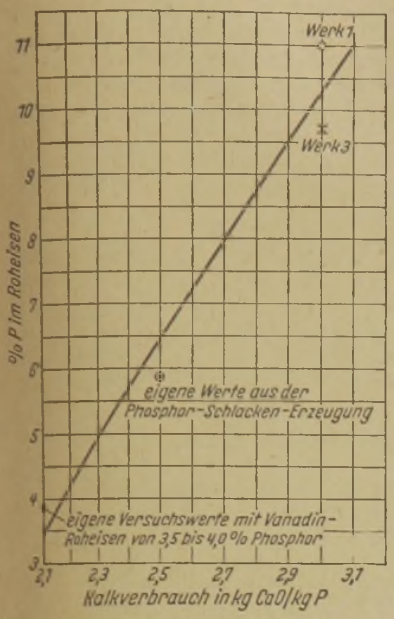


Bild 20. Aenderung des Kalkverbrauchs bei verschiedenen Phosphorwerten im Roheisen.

Die einzelnen Stufen der Arbeitsweise zur Herstellung von Phosphor-Doppelschlacke sind aus *Zahlentafel 14* zu ersehen. Die Analysen sind die Durchschnittswerte von den in Huckingen verblasenen 1900 t Roheisen.

Zahlentafel 14
Stufen bei der Herstellung von Phosphor-Doppelschlacke

	C %	Si %	Mn %	P %	S %	V %	N_2 %
Ausgangs-Vanadin-Phosphor-Roheisen	2,51	0,36	1,20	5,85	0,057	0,50	—
Vanadin-Vorblaseeisen	0,40	0,04	0,09	5,43	0,047	0,04	—
Phosphor-Vorblaseeisen	—	—	0,07	1,55	0,059	—	0,016
Phosphor-Doppelschlacke	Fe = 2,74 %, P_2O_5 = 32,77 %						

Bei der Erörterung der Arbeitsweise ist zunächst auf eine besondere Schwierigkeit in Huckingen hinzuweisen, die darin bestand, daß alles Roheisen ohne Zwischenschaltung des Mischers verblasen werden mußte. Dadurch war jeder Abstich nach seiner häufig in weiteren Grenzen schwankenden Ausgangsbeschaffenheit zu behandeln. Beim Arbeiten aus dem Mischer können die angestrebten Werte viel genauer eingehalten werden.

Mit Rücksicht auf den höheren Siliziumgehalt im Vanadin-Phosphor-Roheisen gegenüber den niedrigen Siliziumwerten im Vanadin-Roheisen wurde die Vanadinvorblasezeit von 0,2 min/t Roheisen auf 0,33 min/t Roheisen erhöht. Hieraus erklärt sich der niedrige Kohlenstoffgehalt von 0,40 % im Vanadinvorblaseeisen und der Abfall des Phosphorgehaltes von 5,85 auf 5,43 %; überdies wurde im basisch zugestellten Vanadinkonverter vorgeblasen. Beim sauer zugestellten Vanadin-Vorblasekonverter würde der Phosphorabfall nicht auftreten. Bei Siliziumgehalten im Roheisen unter 0,35 % blieb die Vanadinvorblasezeit mit 0,2 min/t bestehen, da bei diesen Siliziumgehalten stets eine trocken krümelige Schlacke anfällt, die als feste Phase mit dem Bad kein Gleichgewicht anstrebt und so die einmal gebundene Vanadinmenge quantitativ hält. Bei diesen niedrigen Siliziumwerten bleiben die Phosphorwerte beim Vanadinvorblasen gleich und der Kohlenstoffgehalt fällt nicht so stark ab. Die Phosphorschlackenblasezeit beträgt weitere 0,30 min/t und die Fertigblasezeit auf Duplexmetall und Thomasstahl 0,19 min/t, so daß sich die reine Blasezeit auf 0,82 min/t stellte. Der durchschnittliche Roheiseneinsatz im ersten Konverter war 26,7 t, die Blasezeit demnach 22 min. Die Gesamtzeit für alle Arbeitsvorgänge wurde mit 68 min ermittelt, so daß also die reine Blasezeit nur ein Drittel der Gesamtzeit beträgt. Dabei ist jedoch zu bedenken, daß die Thomaswerksanlagen nicht auf solche Gewinnungsverfahren eingerichtet sind und Vanadin- und Phosphorschlackengewinnung in den bestehenden Anlagen zu Arbeitsschwierigkeiten führen muß und nur dann durchgeführt werden kann, wenn die Leistung der Anlage die Normalhöhe stark unterschreitet. Auf Grund dieser langen Gesamtzeit konnte mit Rücksicht auf die verlangte Erzeugungshöhe ein quantitatives Abziehen der Phosphor-Doppelschlacke nicht durchgeführt werden. Die Phosphor-Doppelschlacke wurde lediglich wie eine Thomasschlacke abgeschlackt und das Phosphor-Resteisen zusammen mit der auf dem Bad verbliebenen Schlacke und neu zugegebenem Kalk fertiggeblasen. Um

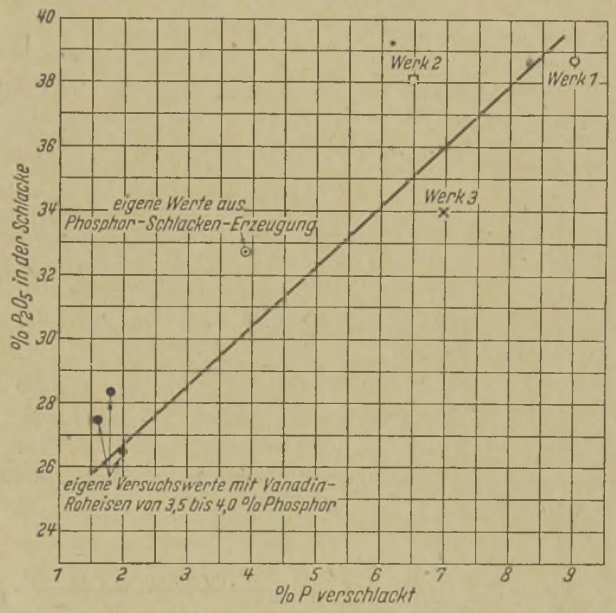


Bild 21. Abhängigkeit des Phosphorgehalts der Phosphor-Doppelschlacke von der verschlackten Phosphormenge im Roheisen.

eine vollständige Trennung von Eisen und Schlacke zu erreichen, hätte eine Umfüllung über Kipp- oder Stopfenpfanne vorgenommen werden müssen, was jedoch wegen des noch größeren Zeitverlustes durch vermehrte Kranarbeit nicht möglich war.

Ueber die ersten Schwierigkeiten bei der Verarbeitung von Vanadin-Phosphor-Roheisen und ihre Ueberwindung berichtete K. Eiberle ausführlich, worauf weiter unten im einzelnen eingegangen wird. Die für die Weiterverwendung der Phosphor-Doppelschlacke gestellten Bedingungen durch Begrenzung des Eisengehaltes von 6 % als obere Grenze und des Phosphorsäuregehaltes mit 30 % als untere Grenze konnten leicht erfüllt werden, wenn der Phosphorgehalt im Phosphor-Resteisen bei 1 bis 2 % lag. Der Kalksatz betrug bei 10 % P im Vanadin-Phosphor-Roheisen rd. 30 % des Vanadinresteisens unter gleichzeitiger Zugabe großer Schrottmengen, die bis zu 40 % anstiegen. Für den Anfang ist es schwierig, den Zeitpunkt des Abbrechens der Blasezeit zu finden; jedoch ist nach einiger Uebung in der Zeit, die nach dem Auftreten der ersten Rauchentwicklung geblasen werden muß, ein gutes Hilfsmittel gegeben, die den Zeitpunkt des Endes des Blasens verhältnismäßig leicht bestimmen läßt. Dazu wurde in Huckingen die Beobachtung gemacht, daß die Schlacke erst in den letzten 30 sek flüssig wird, es also in Zweifelsfällen immer zweckmäßig ist, den Konverter etwas

früher umzulegen und noch einmal kurz hochzustellen. Die Häufigkeitskurve des Phosphorgehaltes im Phosphor-Resteisen in *Bild 22* zeigt, daß beim gewünschten Phosphorgehalt leicht abzubrechen ist, auch wenn, wie in diesem Fall, gleich die ersten Schmelzen mit einbezogen sind.

Die Angaben über das Phosphorausbringen gehen stark auseinander. Während K. Eiberle ein Ausbringen von 85 bis 90 % angibt, ermittelte A. Harr[24]) nur ein Ausbringen von 60 bis 70 % bei dem erwähnten 10prozentigen Vanadin-Phosphor-Roheisen. Für Huckingen ließen sich folgende Ergebnisse ermitteln.

Gesamtmenge an verblasenem Vanadin-Phosphor-Roheisen: 1900 t × 5,85 % P = 110,5 t P. Erzeugte Schlackenmenge 320 t × 32,77 % P_2O_5 = 105 t P_2O_5 = 45 t P. 1900 t Vanadin-Phosphor-Roheisen = 1700 t Vanadin-Resteisen × 5,43 % P = 93,0 t P. Demnach Verlust in der ersten Blasestufe 17,5 t P. Schrottverbrauch im Phosphorschlackenkonverter 19 % = 363 t. 1700 t + 363 t = 2063 t × 95 % Ausbringen angenommen = 1970 t Phosphor-Resteisen × 1,55 % = 32,1 t P. Die Bilanz lautet also:

Inhalt Vanadin-Phosphor-Roheisen	110,5 t P	= 100,0 %
Verlust beim Vanadinschlackeblasen	17,5 t P	= 15,8 %
Inhalt der Phosphor-Doppelschlacke	45,0 t P	= 41,0 %
Inhalt im Phosphor-Resteisen	32,1 t P	= 28,9 %
Verlust durch nicht erfaßte Phosphor-Doppelschlacke und Nebenverluste	15,9 t P	= 14,3 %
	110,5 t P	= 100,0 %

Eine Verbesserung des Phosphorausbringens ist also zu erreichen, wenn die Vanadinschlacke im sauren Konverter erblasen wird und das Abschlacken der Phosphor-Doppelschlacke durch Umfüllen quantitativ erfolgt. Da ein sauer zugestellter Konverter für die Vanadinschlackengewinnung wünschenswert ist, sollte diese Zustellungsart, wenn eine Ausnutzung des Konverters gegeben ist, gewählt werden.

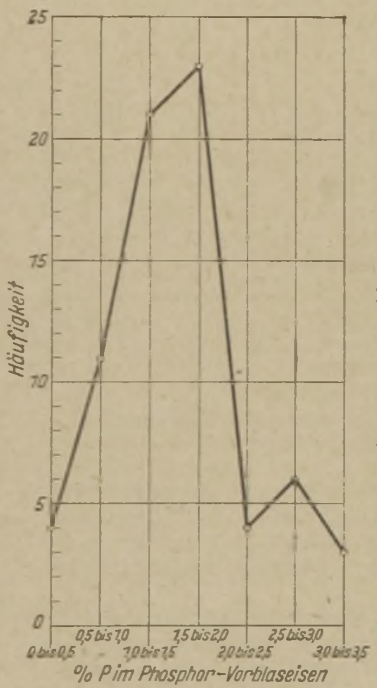


Bild 22. Phosphorgehalte im Phosphor-Vorblaseeisen.

Schwierig bei diesem Verfahren ist die schlechte Konverter- und Bodenhaltbarkeit, die K. Eiberle mit 50 %, A. Harr mit nur 25 % angibt. Ein außerordentlich hoher Rückgang der Konverterhaltbarkeit von 50 bis 70 % und der Bodenhaltbarkeit von 30 % konnte in Huckingen ebenfalls festgestellt werden, wobei hier noch besonders erschwerend hinzukommt, daß das Huckinger Thomaswerk gezwungen ist, das Duplexmetall zum Siemens-Martin-Werk aus metallurgischen Gründen ungewöhnlich heiß zu liefern und daß der Thomasstahl nur im Gespann vergossen wird. Hieraus erklärt sich auch der geringe Schrottverbrauch von 19 %, der nicht ausschließlich auf den Phosphorgehalt von 5,85 % im Ausgangsroheisen zurückzuführen ist. Wäre darüber hinaus zur gleichmäßigeren Arbeitsweise ein Mischer vorgeschaltet gewesen, so hätte auch durch bessere Temperaturführung die Konverterhaltbarkeit beeinflußt werden können.

Das Phosphor-Resteisen wurde in Homécourt mit 4 bis 8 % Kalk auf Duplexmetall fertiggeblasen, während eine Verarbeitung zu Thomasstahl anfänglich nicht gelang, weil die Stickstoffwerte im Stahl bis auf 0,038 % anstiegen und die Blöcke in der Blockwalze zerbrachen, obgleich ein Manganverbrauch von 5 kg/t notwendig war. Durch Aluminiumzugabe gelang es zwar, die Stickstoffwerte um 0,010 % zu senken, aber der halbberuhigte Stahl zeigte starke Tonerdeeinschlüsse und verhielt sich in der Blockwalze noch schlechter als der unberuhigte. Diese Schwierigkeit konnte behoben werden, als dem Phosphorvorblaseeisen noch Thomaseisen vor dem Fertigblasen zugegeben wurde. In Homécourt wurde festes Thomaseisen zugegeben, in Rombach flüssiges, und zwar hier bis zu 65 %. Hierdurch wurden zwei Vorteile erreicht. Einmal konnte durch die Kohlenstoffverbrennung in der letzten Blasestufe ein klarer Uebergang erkannt werden, dann bewirkte die infolge der hohen Temperatur sehr stürmisch einsetzende Kohlenoxydentwicklung eine gute Auswaschung des Stickstoffs, wodurch die Stickstoffwerte, die im Phosphor-Resteisen 0,02 % betrugen, auf 0,013 bis

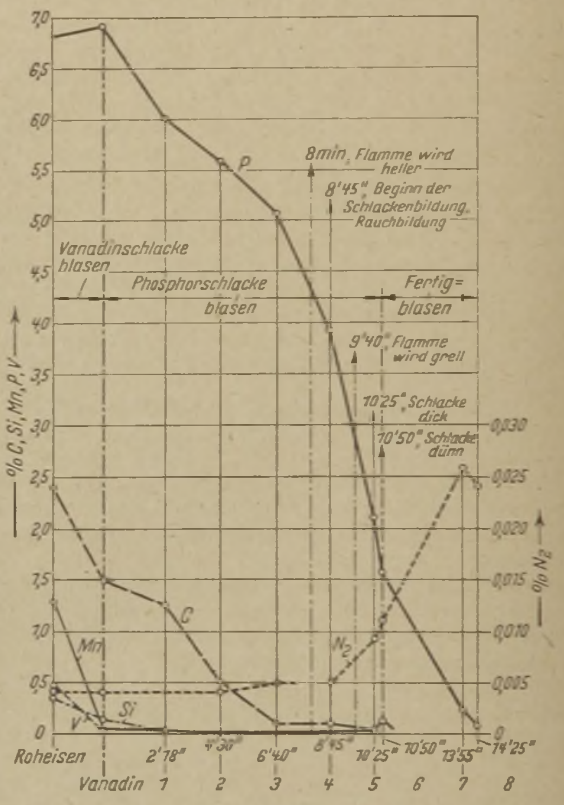


Bild 23.

Frischverlauf beim Vorblasen von Vanadin-Phosphor-Roheisen.

0,017 % gesenkt werden konnten. Dieser Stahl läßt sich einwandfrei verwalzen. Die Entschwefelung war jedoch nicht zufriedenstellend, da schon das Einsatzeisen im Schwefel verhältnismäßig hoch lag. Eine Sodaentschwefelung des nachgesetzten Thomasroheisens brachte gute Erfolge, während die Entschwefelung des Vanadin-Resteisens nicht wünschenswert ist, da rd. 12 % P mit verschlacken. Ein gut gebrannter, nicht zu grobstückiger Kalk ist für die Erblasung des Fertigstahls immer wünschenswert.

Die in Homécourt ermittelten Ergebnisse konnten in Huckingen sinngemäß bestätigt werden. Die Phosphor-Doppelschlacke war aus einem Vanadin-Phosphor-Roheisen von 5,85 % P mit 2,5 kg Kalk/kg P zu erblasen. Dabei zeigte sich, daß diese Schlacke im Konverter eher dazu neigt, schnell steif zu werden, als im Schlackenstand zu fressen. Der Hauptangriff auf das Futter scheint erst beim Fertigblasen einzusetzen, einmal weil der Kalkgehalt zu niedrig liegt, um die gewünschte Temperaturhöhe zu erreichen, dann weil die Fertigblasezeit kurz ist und sich der Kalk noch nicht beim Umlegen gelöst hat. Dann erhöht die Schlacke beim ruhenden Konverter ihren Basizitätsgrad durch Auflösen des heißen Mauerwerkes. Der Kalkgehalt zum Fertigblasen überstieg niemals 5 %, da sonst die angestrebte Stahltemperatur nicht erreicht worden wäre. Der Schwefelgehalt im Stahl lag in üblichen Grenzen. Der Reinmanganverbrauch

[24]) Unveröffentlicht.

aus Ferromangan und Spiegeleisen betrug 5 bis 6 kg/t bei angestrebten Manganwerten im Stahl von 0,3 bis 0,4 %. Der Manganausnutzungsgrad lag zwischen 50 und 70 %. Die Verwendung von Aluminium-Roheisen zum Vordesoxydieren erwies sich als günstig, jedoch konnte durch die Vordesoxydation keine fühlbare Verbesserung des Manganwirkungsgrades erreicht werden. Alle Proben waren gut schmiedbar und der Stahl in der Walze einwandfrei, auch wenn der Stickstoffgehalt auf 0,025 % anstieg. Lediglich zwei kalte Schmelzen mit 0,15 bis 0,18 % Mn waren in der Blockstraße schlecht, sonst war der zu Vorbrammen für Grob- und Feinbleche und für Rundstahl ausgewalzte Stahl einwandfrei. Die zur Auswaschung des Stickstoffs nachgesetzte Mischereisenmenge brauchte 15 % nicht zu übersteigen.

Ein bemerkenswerter Versuch war das Erblasen der Phosphor-Doppelschlacke und das Fertigblasen im seitlich blasenden Konverter. Der Stickstoffgehalt im Phosphorvorblaseeisen betrug 0,011 %, lag also höher als sonst. Dieser Stickstoffwert hielt sich bis zur Fertigprobe. Besondere Untersuchungen wurden an diesem im Gespann vergossenen Stahl nicht durchgeführt, da der Stickstoffgehalt zu hoch lag.

Eine Schmelze, die im Phosphor-Doppelschlacken-Konverter einstufig fertiggeblasen wurde, also ohne Zugabe von Thomasroheisen nach dem Schlackenabzug, wurde im zweiten Konverter achtmal umgelegt, um den Frischverlauf festzulegen *(Bild 23)*. Die Ausgangsanalyse war: 2,4 % C, 0,35 % Si, 1,3 % Mn, 6,7 % P, 0,45 % V. Bei dem niedrigen Siliziumgehalt von 0,35 % zum Vanadingehalt von 0,45 % blieb der Phosphorwert beim Vanadinblasen gleich, und der Kohlenstoffgehalt sank nur auf 1,5 %. Die einzelnen Beobachtungen bei der Flammenbildung sind in *Bild 23* eingetragen. Bei der Probe 4 war schon so viel Phosphor verschlackt, daß der Beginn der Schlackenbildung im Konverter deutlich zu erkennen war, während bei den vorherigen Probenahmen der Kalk unbeweglich auf dem Bad lag. Zu Beginn der Schlackenbildung tritt auch die erste Rauchentwicklung auf. Deutlich ist zu erkennen, wie erst in den letzten 25 sec zwischen Probe 5 und 6 die Schlacke dünn wird. Da zu Beginn der Schlackenbildung der Kohlenstoff verbrannt ist, tritt von diesem Zeitpunkt an eine verstärkte Stickstoffaufnahme ein. Bis zum Abschlacken war der Stickstoff auf 0,011 % gestiegen. Beim Fertigblasen erfolgt eine starke Aufnahme, so daß die fertige Schmelze mit 0,024 % N_2 anfiel.

Bei der seitlich geblasenen Schmelze aus dem Vanadin-Phosphor-Eisen betrug der Endstickstoffgehalt 0,011 %; er war schon während der Kohlenstoffverbrennung vorhanden und blieb bis zum Blasende gleich.

Auf eine Schwierigkeit muß noch hingewiesen werden. Durch das vollständige Fehlen von Silizium beim Fertigblasen ist der Kieselsäuregehalt der Thomasschlacke gering. Die Zugabe von 10 % Sand zur Schlacke ist nicht leicht. Bei Zugabe in den Konverter wird die Schlacke sehr steif, bei Zugabe in den Schlackentopf ist die Auflösung schlecht oder beim Vermischen mit Koksgrus die Reaktion so stürmisch, daß ein Ueberkochen der Schlacke nicht zu vermeiden ist. Am zweckmäßigsten erwies sich die Aufteilung des Sandes zur Hälfte in den Konverter und zum anderen in den Schlackentopf. Eine verringerte Löslichkeit von 80 %, auch bei Kieselsäurewerten von 8 bis 10 % in der Schlacke, ist jedoch nicht zu vermeiden.

IV. Schnellreaktionen zur Entphosphorung und zur Desoxydation

Das geringere Ansehen von Thomasstahl gegenüber dem Siemens-Martin-Stahl beruht bekanntlich auf seinem höheren Gehalt an Phosphor, Sauerstoff und Stickstoff. Wenn es gelingt, diese Elemente weitgehend aus dem Thomasstahl zu entfernen, ist eine Angleichung seiner Güte an die des Herdofenstahls gegeben. Um zunächst den Phosphor des Stahles zu senken, sind zwei Wege möglich, einmal den Stahl weiter herunterzublasen, dann aber einen normal erblasenen Stahl auf andere Art und Weise zu entphosphoren. Das Weiterherunterblasen hat viele Nachteile, die vor allem auf dem hohen Gehalt eines so erzeugten Stahles an Sauerstoff und Stickstoff beruhen. Deshalb ist der Gedanke, den fertiggeblasenen Stahl von den schädlichen Begleitelementen zu reinigen, naheliegend, zumal da ähnliche Arbeitsweisen aus der chemischen Industrie geläufig sind.

Die bekannten Verfahren zur Schnellentphosphorung und zur Desoxydation sind vor allem mit dem Namen R. Perrin verbunden. Dem Perrin-Verfahren liegen folgende Gedanken zugrunde: Ein fertiggeblasener Thomasstahl hat entweder noch einen hohen Phosphorgehalt oder bei einem tiefer heruntergeblasenen Thomasstahl sehr hohe Sauerstoffgehalte. Die Entfernung dieser schädlichen Elemente ist leichter, wenn die zur chemischen Reinigung notwendigen Stoffe in gut reagierbarer Form vorliegen und die Reaktionen in kürzester Zeit möglich sind. Dies wird dadurch erreicht, daß die Reaktionsstoffe flüssig sind und der zu behandelnde Stahl aus großer Höhe, möglichst 7 m, durch diese Schlacke gegossen wird. Es tritt eine Mischung von Stahl und Reaktionsschlacke ein. Dadurch wird eine große Reaktionsoberfläche erzielt, und die Umsetzungen gehen schnell vor sich. Die ausreagierte Schlacke muß dünnflüssig sein und scheidet sich schnell aus dem Stahl wieder aus.

Es werden zwei Schlackenreaktionsverfahren unterschieden: die Desoxydation und die Entphosphorung. Bei der Desoxydation wird das im Eisenbad gelöste Eisenoxydul an Kieselsäure gebunden. Die Desoxydationsschlacke enthält deshalb als Hauptreaktionsträger Kieselsäure, anderseits muß sie eisenoxydulfrei sein. Der Rest der Schlacke besteht meist aus Kalk mit einer geringen Menge Flußspat. Vor der Schlackenzugabe wird der Stahl zweckmäßig mit Kohle, Silizium, Aluminium und Mangan vordesoxydiert. Wesentlicher ist die Schnellentphosphorung. Bei dieser wird ein vorgeblasener Stahl durch eine im Elektroofen erschmolzene Schlacke ungefähr folgender Zusammensetzung gegossen: 60 bis 65 % CaO, 3 bis 10 % SiO_2, 20 bis 35 % FeO. Die Entphosphorung wird als vollständig angegeben. Der Stahl muß entweder in der Pfanne desoxydiert oder im Elektroofen eingesetzt werden.

Die Arbeiten über das Perrin-Verfahren[25]) beschränken sich meist auf kurze Angaben über Betriebsdaten oder auf Beschreibung der zahlreichen Patente, die nicht nur die Schnellreaktion mit flüssiger Schlacke, sondern auch Reaktionen mit fester Schlacke in der Pfanne und im Konverter behandeln. Eigen ist dem Verfahren jedoch die Verwendung von flüssiger Schlacke. Eingehender befaßte sich mit diesen Fragen B. Yaneske[26]). In der Arbeit wird das Perrin-Verfahren erstmalig betrieblich geschildert. Die in dieser Arbeit gegebenen Mitteilungen sollen deshalb auch genügen, ohne daß auf die zahlreichen Patente im einzelnen näher eingegangen wird. Die Arbeitsweise bei den Tata Iron and Steel Works schildert Yaneske mit folgenden Worten:

„Es wird ein neues, im großtechnischen Maßstabe betriebsfähiges Verfahren zur Herstellung von Stahl beschrieben, bei welchem flüssiges Roheisen mit etwa 0,30 % P in einem sauer ausgekleideten Bessemerkonverter geblasen und das sich ergebende Metall dadurch rasch entphosphort wird, daß man es aus genügender Höhe in eine basische oxydierende Schlacke gießt, die in einer Gießpfanne enthalten ist. Die Legierungen werden alsdann in rotwarmem Zustande dem entphosphorten erblasenen Metall zugesetzt und der fertige Stahl in Blöcken vergossen. Mit diesem Verfahren kann niedriggekohlter Rohstahl unmittelbar aus dem sauren Bessemerkonverter unter Verwendung eines Roheisens gewonnen werden, das für das übliche Bessemerverfahren zu hohen Phosphorgehalt hat.

Die für die Entphosphorung des erblasenen Bessemerstahls verwendete Schlacke kann entweder eine synthetische Schlacke oder eine basische Siemens-Martin-Schlacke mit genügend niedrigem Gehalt an sauren Bestandteilen und hohem Eisenoxydulgehalt, wie sie sich beispielsweise bei der Herstel-

[25]) Vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 558/59; 56 (1936) S. 171.
[26]) J. Iron Steel Inst. 142 (1940) II, S. 35/88.

lung eines niedriggekohlten unberuhigten Stahles ergibt, sein. Es werden Beispiele angeführt, die indessen zeigen, daß die Entphosphorung mit einer basischen Siemens-Martin-Schlacke nicht so weitgehend ist wie mit der synthetischen Schlacke wegen deren viel geringeren Säuregehaltes. Es ergab sich ferner, daß sich die Entphosphorung in einem gewissen Umfange durch den Prozentsatz der verwendeten Entphosphorungsschlacke regeln ließ.

Für die Erzeugung eines sauren Siemens-Martin-Stahls aus demselben phosphorhaltigen Roheisen wird ein Duplexverfahren verwendet, bei welchem das entphosphorte, teilweise geblasene Metall mit genügendem Kohlenstoffgehalt in einen sauren Siemens-Martin-Ofen geschickt und die Schmelze unter einer sauren Schlacke auf die gewünschte chemische Zusammensetzung fertiggemacht wird."

Die Arbeitsweise kann sinngemäß auf das basische Windfrischverfahren übertragen werden.

Yaneske untersucht in seiner umfangreichen Arbeit alle Bedingungen, die dem Verfahren zu einem guten Ergebnis verhelfen. Die Arbeiten auf den Tata-Werken hatten das Ziel, aus den entkohlten Bessemerschmelzen einen Stahl, z. B. in Weißblechgüte, herzustellen. Die zahlreichen Versuche zeigen, daß dieser Weg zum Erfolg führen kann. Als Beispiel einer sehr guten Entphosphorung sei eine Schmelze P 2 beschrieben.

Schmelze Nr. P 2 vom 11. November 1935:

Das Ziel dieses Versuches war die Entphosphorung einer weichen Bessemerschmelze ohne Manganzusatz. Der Versuch wurde wie zuerst in Ugine durchgeführt.

Vorbereitung der Entphosphorungsschlacke

Um genügend Schlacke für eine Reihe von Versuchen zu gewinnen, wurden die folgenden Bestandteile in einem der basischen Duplexöfen eingesetzt und geschmolzen:

	gr. ton (1016 kg)	Ztr. (50,8 kg)	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	Verlust
Gebrannter Kalk	13	0	5,28	1,34	1,02	86,29	2,56	3,26 Feuchtigkeit
Eisenerz	7	0		62,39				1,05
Flußspat	1	12	5,01			CaF_2 90,00		
Insgesamt	21	12						

Einzelheiten des Versuchs

Gewicht des geblasenen Eisens	25 tons 2 Ztr.
Nummer der Schmelze	37 598
Dauer des Blasens (12.19 bis 12.35 Uhr)	16 min
Gewicht der in die Gießpfanne gegossenen Schlacke	2 tons 5 Ztr.
Zeit des Eingießens des erblasenen Metalls durch die Gießrinne in die Pfanne	12.42 bis 12.45 Uhr
Reaktion in der Gießpfanne	Sehr heftig, dauerte bis 5 min, nachdem alles erblasene Metall abgegossen war, noch an
Beginn des Gießens der Blöcke	12.50 Uhr
Schluß des Gießens der Blöcke	13.02 Uhr
Durchmesser des Ausgusses	44,4 mm
Pfanne	Es wurde eine 100-t-Gießpfanne benutzt. Boden und 7 Lagen aus Magnesitsteinen, Rest aus Schamottesteinen. Der Schamottestopfen war mit Magnesitpaste überzogen
Gewicht der Blöcke	22 tons 4 Ztr. 5 Blöcke wurden in Kokillen mit schmalem Ende oben gegossen und blieben ohne Al-Zusätze
Pfannenbär	15 Ztr.

Zusammensetzung der Metallproben

	C %	Si %	Mn %	P %	S %
Eisen aus dem Hochofen	—	1,22	0,38	0,292	0,025
Stahl aus dem Konverter	0,16	0,030	0,08	0,250	0,026
Pfannenproben in der Gießgrube nach Entphosphorung					
Block 1	0,08	0,032	0,04	**0,018**	0,031
Block 3	0,07	—	—	**0,018**	—

Zusammensetzung der Schlackenproben

	vor dem Vermischen %	nach dem Vermischen %
SiO_2	6,50	18,00
Al_2O_3	1,50	3,04
FeO	17,80	21,15
Fe_2O_3	22,18	4,58
MnO	0,40	2,48
CaO	47,85	41,35
MgO	3,32	2,95
P_2O_5	0,51	5,75
TiO_2	nichts	0,55
S	0,06	0,08

Bemerkungen zu dem Versuch

1. Der Phosphor wurde so ausgeschieden, daß nach dem Vermischen nur 0,018% im Stahl verblieben. Es wurde daher mit einer Schlacke von ähnlicher Zusammensetzung wie die in Ugine beim ersten Versuch benutzte (die ebenfalls weniger als 50% Kalk enthielt) eine weit mehr zufriedenstellende Entphosphorung erzielt. Dies kann auf die beim vorliegenden Versuch um 50% größere Gießhöhe und auf die heftige Reaktion zurückgeführt werden, die in der Pfanne vor sich ging und Schlacke und Metall dank dem Vorhandensein von 0,16% C im erblasenen Metall durcheinanderrührte.

2. Es ist bemerkenswert, daß der Phosphor im ursprünglichen Eisen von 0,292 auf 0,250% während des Blasens im sauren Konverter herabgedrückt wurde, trotz dem Verlust von etwa 10% Metall durch Oxydation der Elemente. Ein Verlust an Phosphor in diesem Stand des Versuchs — möglicherweise durch Verflüchtigung verursacht — bestand bei allen Versuchen und ist eine tägliche Erfahrung beim Blasen von Eisen für das Duplexverfahren. Das Gewicht der synthetischen Schlacke betrug etwa 10% des Gewichtes der Stahlblöcke plus Pfannenbär. Der Phosphorsäuregehalt in der Schlacke nach Entphosphorung war 5,75%. Wegen des Phosphorverlustes während des Blasens schien es — selbst bei Verwendung von nur 7% Schlacke — nicht möglich, einen genügend hohen Phosphorsäuregehalt in der Fertigschlacke zu erzielen, um sie als Kunstdünger verwerten zu können.

3. Die große Zunahme im Kieselsäuregehalt der Schlacke war darauf zurückzuführen, daß eine beträchtliche Menge von saurer Konverterschlacke mit dem erblasenen Metall in die Gießpfanne gelangt war. Wie später noch zu sehen, trat dies bei allen Versuchen ein, beeinträchtigte aber nicht die Entphosphorung.

4. Es war eine merkliche Reduktion im Gesamt-Eisenoxydulgehalt ($FeO + Fe_2O_3$) der Schlacke nach dem Vermischen festzustellen. Jedoch nahm der Gehalt an Eisenoxyd ab, während der Eisenoxydulgehalt zunahm. Auch dies war bei allen Versuchen mit synthetischer Schlacke zu beobachten.

5. Im Gegensatz zu den beruhigten Stahlblöcken in Ugine ließ man die Blöcke bei dem vorliegenden Versuch absichtlich ohne Aluminiumzusätze unberuhigt erstarren. Die Blöcke hatten Zylinderhutform, was auf die Notwendigkeit des Zusatzes von etwas Aluminium hindeutet, damit die Blöcke in gleicher Höhe erstarren."

Bei späteren Schmelzen wurden Manganerz und Ferromangan in die Pfanne zugegeben, um so den Stahl gleich mit den gewünschten Manganwerten abgießen zu können. Die bei dem oben geschilderten Versuch ermittelten niedrigen Manganwerte sind infolge der lebhaften Oxydation zu verstehen. Auf Grund der Versuchsergebnisse wurde ein neues Stahlwerk zur Schnellentphosphorung gebaut. Höhergekohlte und legierte Stähle werden jedoch im Herdofen fertiggestellt. Eine Frage bleibt allerdings offen, nämlich, ob die so entphosphorten Stähle einem Siemens-Martin-Stahl hoher Gütestufe entsprechen, oder ob es sich um einen Stahl in guter Thomasqualität handelt.

Ein solches Verfahren ist allerdings nur da wirtschaftlich durchzuführen, wo der elektrische Strom zum Schlackenschmelzen sehr billig ist. Auch bedarf die Futterhaltbarkeit des Schlackenschmelzofens einer ganz besonderen Beachtung, da sie noch nicht zur Zufriedenheit gelöst sein dürfte.

Auch darf folgendes nicht außer acht gelassen werden. Das basische Windfrischverfahren ist bei dem heutigen technischen Entwicklungsstand so durchgebildet, daß stets eine gleichmäßige Güte gewährleistet ist. Das Perrin-Verfahren kann nur dann einen Fortschritt bedeuten, wenn neben der Gewähr der vorher angegebenen wirtschaftlich tragbaren Verhältnisse auch die Güte des Stahles gleichmäßig hoch ist; denn schlecht entphosphorte oder von den Schlackenresten nicht befreite Schmelzen werden zu einem viel größeren Ausschuß führen, als dies bei Phosphorschmelzen oder überblasenen Schmelzen der Fall ist. So soll denn auch, wie verlautet, das neue Stahlwerk die gestellten Erwartungen nicht erfüllt haben.

Während beim Perrin-Verfahren die Entphosphorung vornehmlich über flüssige Schlacke durchgeführt wird, verwendet P. Girod mit gleichem Ziele eine feste Schlacke. Der Aufbau der Schlacke ist grundsätzlich der gleiche wie bei der flüssigen Schlacke. Als Beispiel sei angeführt: Die Menge des festen Gemisches beträgt 2 bis 5 % mit einem ungefähren Gehalt von 60 bis 75 % Kalk, 20 bis 35 % Erz, 5 bis 9 % Flußspat, 2 % C. Der Kohlenstoff bewirkt bei seiner Oxydation zu CO oder CO_2 die für die Schlackenreaktion notwendige Durchwirbelung. Die Entphosphorung ist gut. Schmelzen von 0,08 % P werden auf 0,02 bis 0,03 % P entphosphort. Allerdings kühlt der Stahl stark ab, und Pfannenansätze sind die Regel. Deshalb wird der Stahl auch nicht zum Abgießen fertiggemacht, sondern im Elektroofen mit einer neuen Girod-Mischung behandelt und dann nach Zugabe der Legierung und Aufheizen auf höhere Temperatur abgestochen. Die zwangsläufige Unterkühlung hat zu Zusatzpatenten geführt, welche die Gefahr bannen sollen; je-

doch hat sich das Verfahren nur beim Duplexverfahren durchsetzen können. Eine Weiterverbreitung konnte sich das Girod-Verfahren jedenfalls nicht sichern.

Eine weitere Entphosphorungsart von Bessemereisen mit festen Mitteln, die als grundsätzliche Entphosphorungsarbeit mit erwähnt werden soll, gibt G. M. Yocom[27]) an. Das Bessemereisen hat eine Zusammensetzung von 1,40 % Si, 0,55 % Mn, 0,085 bis 0,1 % P und 0,055 bis 0,065 % S; vor dem Blasen wird mit Soda entschwefelt. Auf das Silizium-Mangan-Verhältnis von 2,5 : 1 wird besonderer Wert gelegt. Nach dem Blasen auf den gewünschten Kohlenstoffgehalt ist die Schlacke bei dem angestrebten Silizium-Mangan-Verhältnis dick und kann beim Auskippen mit einem Holzblock zurückgehalten werden. Während des Ausschüttens wird die feste Reaktionsschlacke in der Pfanne zugegeben. Das Entphosphorungsgemisch besteht aus 30 % gebranntem Kalk, 30 % getrocknetem Walzzunder und 20 % eines trockenen Flußmittels. Diese Stoffe zusammengeschmolzen haben eine Zusammensetzung von 48 % CaO, 28 % Fe_2O_3, 7 % SiO_2, 7 % Al_2O_3. Die Entphosphorung geht in den 30 sec des Ausschüttens vor sich und setzt den Phosphorgehalt auf 0,020 bis 0,040 % P herab. Während der Reaktion wird Ferromangan zugesetzt, das sich trotz der oxydischen Phosphorreaktion mit besserem Wirkungsgrad auflösen soll als bei Zugabe zu normalen Schmelzen, bei denen die saure Birnenschlacke nicht zurückgehalten wird.

Die Schnellentphosphorungsverfahren in Deutschland sind von H. Stallmann[28]) eingehend behandelt worden. Der fertiggeblasene und zur Schnellentphosphorung verwendete Thomasstahl soll 0,04 bis 0,08 % P haben. Die Schlacke zur Reaktion wird im Elektroofen oder im Trommelofen eingeschmolzen. Der hierzu aufgestellte Trommelofen sollte ursprünglich ölgefeuert sein, wurde aber mit Reichgas von 4800 kcal oberem Heizwert und Rekuperatorwind von 400° betrieben. Die Auskleidung des Ofens besteht aus Teerdolomit. Die Haltbarkeit ist 25 Schmelzen, bei Verwendung von Chrom-Magnesit-Steinen wird mit einer Haltbarkeit von 30 Schmelzen gerechnet. Dies ist unwirtschaftlich, so daß die Frage der Ofenhaltbarkeit noch nicht gelöst ist. Die Zusammensetzung der Schlacke für eine 20-t-Schmelze wird wie folgt angegeben:

	Kalk	Erz	Flußspat	zusammen kg
Schlacke 1	950 56	450 26,5	300 17,5%	1700 kg
Schlacke 2	560 56	320 32	120 12 %	1000 kg

Als Erz wird Magneteisenstein verwendet. Die Zusammensetzung der eingeschmolzenen Schlacke beträgt 50 bis 60 % CaO, 5 bis 10 % SiO_2, 15 bis 20 % Fe. Das Aufschmelzen der Schlacke dauert 3 h bei einem Gasverbrauch von 500 m³/h. Die Schlackentemperatur ist 1350 bis 1450°. Für die Reaktion ist eine Pfannentemperatur von 800° anzustreben, da sonst eine zu starke Bärenbildung eintritt. Die mit der Schlacke gefüllte Pfanne wird in den Gießwagen gesetzt und unter den Konverter gefahren. Die Fallhöhe während des Ausschüttens des Thomasstahls beträgt den Betriebsumständen entsprechend 2,5 bis 0,6 m. Die Phosphorabnahme geht aus *Bild 24* hervor. Bei der Entphosphorungskurve Schlacke 2 ist die starke Streuung nach rechts zu beachten, eine Erscheinung, die bei mitgeteilten Ergebnissen und bei eigenen Untersuchungen immer wieder gefunden wurde. Die Phosphorgehalte nach der Schnellentphosphorung von 0,045 % sollen auf die hohen Phosphorgehalte im Vorblasestahl zurückzuführen sein, jedoch dürften hier die Temperaturverhältnisse zwischen Vormetall und Schlacke eine wesentliche Rolle spielen. Das Arbeiten mit flüssiger Schlacke und spätere Verarbeitung des Metalls im Elektroofen ist teuer. Als Ausweichmöglichkeit wird auch in dieser Arbeit das Girod-Verfahren angegeben, das mit fester Mischung fährt. Auch hier führt die Entphosphorung in der Pfanne fast stets zur Bärenbildung. Deshalb wird das Verfahren auch nur bei Duplexschmelzen: Thomasstahlwerk — Elektrostahlwerk, angewandt. Die Entphosphorungsmischung wird, dem ursprünglichen Girod-Verfahren entsprechend, sowohl im Thomaswerk als auch im Elektroofen gegeben. Andere Werke haben schließlich die Mischung nur noch im Elektroofen zugegeben, und zwar vor dem Einfüllen des Vormetalls.

Für 23 t Einsatz wurden in Völklingen auf den Herd des Elektroofens gegeben: 400 kg Kalk, 300 kg Erz, 80 kg Flußspat. Der Phosphorgehalt der Thomasschmelze betrug 0,06 bis 0,08 %. Der Endphosphorgehalt des Elektrostahls war

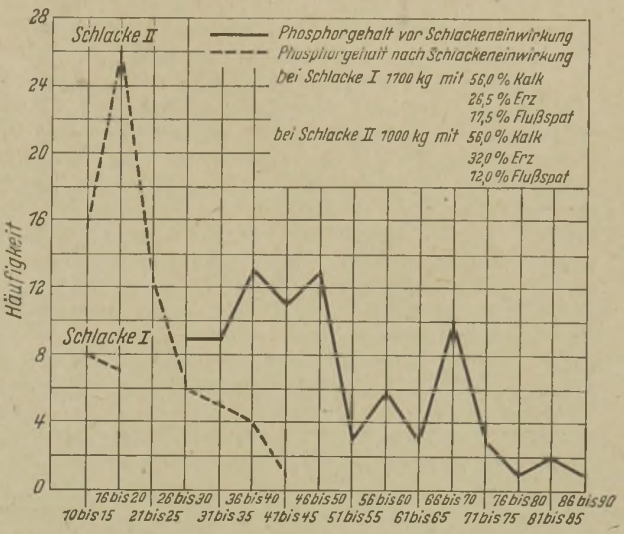


Bild 24. Phosphorgehalt der Thomasschmelze vor und nach der Schlackeneinwirkung (nach H. Stallmann).

0,016 bis 0,018 %. Die Gesamtdauer beim Schmelzen nach Girod betrug 4 h 17′, bei Perrin 4 h 13′. Die Elektroofenschmelze wurde in diesem Zusammenhang erwähnt, weil bei der Arbeitsweise im Elektroofen die Möglichkeit der Verwendung von fester Schlacke eher gegeben ist als bei der Schlackenreaktion in der Pfanne. Wenn auf die Frischarbeit im Elektroofen verzichtet werden soll, ist jedoch nach Auffassung von Stallmann das Perrin-Verfahren wegen der günstigeren Schmelzdauer im Elektroofen vorzuziehen.

Aus diesen Ausführungen ergibt sich, daß ein normaler Weichstahl herstellbar ist, der beim Verblasen von Bessemereisen nur auf dem Wege der Schnellentphosphorung auf die gewünschten niedrigen Phosphorgehalte gebracht werden kann. Im Thomaskonverter ist, wie eingangs schon erwähnt, eine weitgehende Entphosphorung in einer Stufe möglich, jedoch hat dies große Nachteile im Gefolge. Es wäre demnach die Aufgabe zu stellen, einen Thomasstahl mit Perrin-Schlacke so weit zu entphosphoren, daß er nach Zugabe der Legierung analytisch dem Siemens-Martin-Stahl entspricht; allerdings müßte er dann auch die technologischen Eigenschaften eines Herdofenstahls aufweisen, was aber kaum ohne weiteres der Fall sein dürfte, da der Thomasstahl für die Schlackenreaktion heiß erblasen werden muß, also mit hohen Stickstoffgehalten anfällt, die nicht auf Werte unter 0,01 %, wie sie dem Siemens-Martin-Stahl entsprechen, ohne weiteres gesenkt werden können. Soll deshalb der im basischen Windfrischverfahren hergestellte Stahl auch nach der Höhe des Stickstoffgehaltes dem Siemens-Martin-Stahl entsprechen, so ist es notwendig, nach Mitteln zu suchen, diesen in gewünscht niedrigen Grenzen zu halten.

V. Herstellung von stickstoffarmem Stahl

HPN-Stahlerzeugung

Bei Stahluntersuchungen wurde schon frühzeitig festgestellt, daß dem Herdofenstahl niedrigere Stickstoffwerte zugeordnet sind als dem basischen Windfrischstahl, ohne daß es bekannt war, welche entscheidende Rolle diesem Element zur Qualitätseinstufung der Stähle zukommt. Hinzu kam, daß die Güte der Thomasstähle ohne klar erkenntlichen Grund häufig in den technologischen Werten und in der Ver-

[27]) Am. Inst. min. metallurg. Engrs., Techn. Publ. Nr. 262, S. 1/15.
[28]) Vertraulicher Bericht Nr. 54 (1944) VDEh.

arbeitbarkeit schwankte, was so weit ging, daß die Güte des Thomasstahls regional als unterschiedlich bezeichnet wurde. Dem Stahl vornehmlich aus den französischen, luxemburgischen und belgischen Werken wurde eine bessere Verarbeitbarkeit zugeschrieben. Genaue Beobachtungen ergaben, daß der Thomasstahl gerade in diesen Gebieten weitgehend den Siemens-Martin-Stahl ersetzen mußte und daß deshalb hier viel niedrigere Phosphorwerte verlangt wurden als im Ruhrgebiet. Dabei stellte es sich grundsätzlich heraus, daß ein solcher Stahl nur dann gut war, wenn er matt vergossen wird. Für das Ruhrgebiet waren diese Fragen nicht so brennend, weil genügend Siemens-Martin-Stahl zur Verfügung stand. Trotzdem wurde gerade von hier aus eine planmäßige Untersuchung des Thomasstahls eingeleitet mit dem Ziele, die Bedingungen für einen in seiner Güte dem Siemens-Martin-Stahl gleichen Thomasstahl festzulegen.

Die ersten Versuche gingen von einer Senkung des Phosphorgehaltes aus, wobei sich jedoch herausstellte, daß neben guten Ergebnissen auch ausgesprochene Mißerfolge zu verzeichnen waren. Die gleichzeitige Betrachtung der Stickstoffgehalte ergab, daß die Gehalte bei Siemens-Martin-Stählen meist in den Grenzen zwischen 0,004 und 0,008 % schwanken, während sie sich bei Thomasstählen über eine breite Skala zwischen 0,01 und 0,03 % erstrecken. K. Daeves und W. Holtmann[29]) untersuchten diese breitgeschwungenen Stickstoffhäufigkeitskurven und kamen zu dem Ergebnis, daß sie aus mehreren Teilkollektiven zusammengesetzt sind, deren Spitzen bei 0,008 und 0,012 % bzw. 0,016 und 0,022 % liegen. Die Aufteilung einer solchen Häufigkeitskurve zeigt *Bild 25*. Aehnliche Teilkollektive lassen sich bei

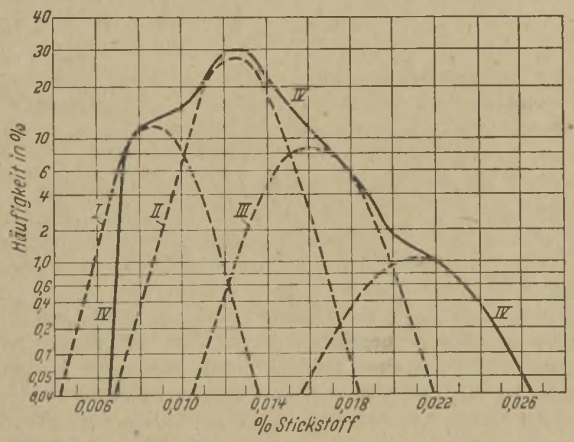


Bild 25. Stickstoffkollektive von Thomasschmelzen eines Werkes (nach K. Daeves).

Stickstoffgehalten von Bessemerstahl ermitteln. Hieraus ist zu schließen, daß den Teilkollektiven auch besondere Erzeugungsbedingungen zugrunde liegen müssen. Bekannt war bereits, daß mit steigender Badtemperatur das Lösungsvermögen für Stickstoff wächst und daß mit zunehmendem Konverteralter der Stickstoffgehalt abnimmt. Aber erst nachdem erkannt war, welche entscheidende Rolle hierbei dem Phosphor zukommt, konnten die Herstellungsbedingungen festgelegt werden. Zu niedrigen Stickstoffgehalten gehören auch niedrige Phosphorwerte, wenn der basische Windfrischstahl den Herdofenstahl ersetzen soll. Die bei niedriger Temperatur mit gutem Kalk erblasenen Schmelzen fielen mit niedrigen Phosphor- und Stickstoffwerten an, vor allem, wenn der Konverter alt geworden war. Das Konverteralter beeinflußt insofern die Stickstoffwerte, als bei größerer Badhöhe der Stickstoffgehalt höher ist als bei niedriger. Demnach wird ein alter Konverter mit neuem Boden stets die niedrigsten Stickstoffwerte ergeben. Ein guter Umlaufquerschnitt fördert das ruhige Blasen und beeinflußt die Stahlgüte günstig in der Richtung, daß bei kurzem, ruhigem Blasen auch weniger Stickstoff gelöst wird. Dies erklärt auch die Erscheinung, daß einzelnen Thomasstahlwerken ein bestimmter Stickstoffgehalt zugeordnet ist. So gibt es Werke, die bei günstigen Arbeitsbedingungen durchschnittlich Stähle mit 0,01 % N_2 erblasen, während es anderen, auch bei sorgfältigster Arbeitsweise, nicht gelingt, den einmal erblasenen Thomasstahl unter 0,015 % N_2 zu bringen. Neben den Arbeitsbedingungen im Thomaswerk scheinen auch die Hochofenverhältnisse von wesentlicher Bedeutung zu sein, ohne daß es bisher gelang, diese Bedingungen klar herauszuschälen. All dies erklärt die Erscheinung, daß einigen Thomaswerken der Ruf vorangeht, einen „besseren" Thomasstahl herzustellen.

Der Einfluß der Badhöhe auf das Lösungsvermögen des Stickstoffs wird so erklärt, daß der Weg, den die Luftblasen durch das Bad zu nehmen haben, neben der Temperatur die Höhe des Stickstoffgehaltes beeinflussen. Der alte Konverter mit neuem Boden muß nach diesen Feststellungen also stets die besten Werte liefern. Diese Erscheinung ist von vielen Werken bestätigt worden.

Die Kühlung der Schmelze wird zweckmäßig so durchgeführt, daß sie vor allem beim Nachblasen wirksam ist, da in ihr die höchste Temperatursteigerung eintritt, verbunden mit hoher Sauerstoff- und Stickstoffaufnahme. Bei kalt geführtem Nachblasen wird dieses abgekürzt und so der Stickstoff- sowie auch der Sauerstoffaufnahme entgegengearbeitet. Bis kurz vor dem Uebergang bleibt der Stickstoff niedrig, er liegt stets unter 0,01 %. Der Grund hierfür dürfte auf einer Stickstoffauswaschung durch die aufsteigenden Kohlenoxydblasen beruhen. Es ist interessant, in diesem Zusammenhange die Stickstoffwerte von Bessemerschmelzen zu betrachten, die nicht, wie zu vermuten ist, stets unter 0,01 % liegen, sondern ebenfalls wie bei Thomasstahlschmelzen bis auf Werte von 0,02 % heraufgehen. Es wäre gut, diese Werte im Betrieb genau zu betrachten und die Gesetze festzulegen, die zu den hohen Stickstoffwerten führen.

Die Erkenntnisse über die Stickstoff- und Phosphorgehalte der Thomasstähle führten zur Begriffsfestlegung der „HPN-Stähle". Der Thomasstahlwerker muß sich bei der Herstellung dieser Stahlgüten von dem Gedanken der Massenstahlherstellung frei machen und alle die Einflüsse genau beachten, die es ihm gestatten, diese dem Siemens-Martin-Stahl angeglichene Qualität herzustellen. Es ist selbstverständlich, daß eine solche Stahlherstellung eine größere Zeit erfordert als normaler Thomasstahl; denn es ist zu bedenken, daß eine 30-t-Thomasstahlschmelze im allgemeinen in 45 min mit allen Nebenarbeiten fertig ist, während für eine Siemens-Martin-Schmelze je nach Verfahrensart mindestens mit 3 h gerechnet werden muß. Bei der Herstellung von HPN-Stahl sind zu beachten: Gute Roheisenanalyse, dünnflüssiges heißes Eisen und damit kurze Blasezeit, guter Kalk, niedrige Badhöhe, niedrige Badtemperatur — vorzugsweise beim Nachblasen —, Auswahl der erblasenen Schmelzen nach Phosphor- und Stickstoffgehalten und Einreihung in entsprechende Gruppen.

Die Verwendung der HPN-Stähle liegt vor allem in der Verarbeitung zu Tiefziehband, Tiefziehblech und hochziehfähigem Draht. Bei den hohen Ansprüchen innerhalb dieser Güten werden nur die Schmelzen mit den niedrigsten Phosphor- und Stickstoffgehalten verwendet, wobei zweckmäßig das obere Blockdrittel für gewöhnliche Verwendungszwecke abgetrennt wird.

Die Temperaturführung bei HPN-Schmelzen bedarf einer besonderen Beachtung. Normale Schrottkühlung führt meist nicht zu gleich günstigen Ergebnissen wie eine starke Erzkühlung, wobei der Zusatz zweckmäßig kurz vor dem Uebergang gegeben wird. Dann ist bis zum Zeitpunkt der Zugabe eine kurze Blasezeit mit hoher Entkohlungsgeschwindigkeit gewährleistet, wobei der Stickstoff durch die lebhafte Kohlenoxydentwicklung gut ausgewaschen wird, während durch die Abkürzung der Nachblasezeit und die niedrige Badtemperatur die Stickstoffaufnahme in dieser kritischen Frischzeit so niedrig wie möglich gehalten werden kann. In diesem Zusammenhang ist es wichtig, daß der Phosphorgehalt des Roheisens möglichst nicht zu hoch, immer aber unter 2,1 % gehalten werden soll, um auch durch diese Maßnahme die Nachblasezeit so kurz wie möglich zu halten.

[29]) Vertraulicher Bericht Nr. 62 (1944) VDEh.

Die Stickstoffgehalte des Roheisens beeinflussen die Aufnahme des Stahles an Stickstoff nicht. Bei Stickstoffgehalten im Roheisen bis zu 0,007 % hält sich dieser bis zum Uebergang, verändert sich dann aber bis zum Endwert. Liegen sie anfangs bei 0,01 bis 0,014 %, wie sie manchmal gefunden werden, so erniedrigen sich die Werte zunächst bis zum Uebergang auf die gleich tiefen Gehalte, z. B. von 0,007 %.

Der Mangangehalt des Roheisens ist ebenfalls ohne Belang auf den Stickstoffgehalt des Stahles. Roheisensorten mit 0,5 bis 1,1 % wurden auf diese Beeinflussung hin geprüft, ohne daß sich wesentliche Unterschiede gezeigt hätten.

Eingangs wurden die niedrigen Stickstoffwerte erwähnt, die einige Werke beim normalen Thomasstahl ausweisen. Als kennzeichnendes Beispiel seien die Ergebnisse eines luxemburgischen Thomaswerkes angeführt. *Bild 26* bringt die Stickstoffgehalte normaler Thomasstähle, geordnet nach Stahlgüten. Die Häufigkeit liegt bei 0,008 bis 0,009 % N_2 für unberuhigte Weichstähle, bei 0,01 % N_2 für Stähle mit 50 bis 60 kg und bei 0,013 % N_2 für Stähle mit 60 bis 85 kg/mm² Festigkeit. Beim Erblasen von HPN-Stahl blieb die Stickstoffhäufigkeit für Weichstähle und St 50.11 erhalten *(Bild 27)*, jedoch sind die Kurven steiler. Die Häufigkeit für Stahl 60.11 liegt bei 0,011 % N_2. Die zugehörigen Phosphorwerte bleiben in erwünscht niedrigen Grenzen. Die Gründe für diese günstigen Ergebnisse liegen einmal in der bereits erwähnten Absatzfrage und die damit verbundene Gewohnheit zur Herstellung solcher Stähle begründet, wodurch stets ein sorgfältiges Arbeiten bedingt ist, dann aber auch in den Betriebsumständen, die die Qualitätsseite unterstützen. Die Kalkverhältnisse sind gut, so daß ein wesentlicher Schritt für die gute Durchführung des Frischverlaufes gewährleistet ist. Die Schmelzen werden immer kalt geführt, wobei der Schrott häufig im Uebergang gegeben wird. Erzkühlung ist hier nicht notwendig. Desoxydations- und Legierungsmangan wird flüssig zugegeben, wodurch die Temperatur auch entsprechend niedrig gehalten werden kann. Bei diesen Betriebsumständen braucht der Kalksatz zur HPN-Herstellung nicht besonders erhöht zu werden. Dann werden die stickstoffarmen Schmelzen stets in älteren Konvertern erblasen, wobei in diesem Werk aber schon zweite Böden HPN-Güte liefern. Die Konverterform wird als günstig angegeben. Das Roheisen, das schon bei der

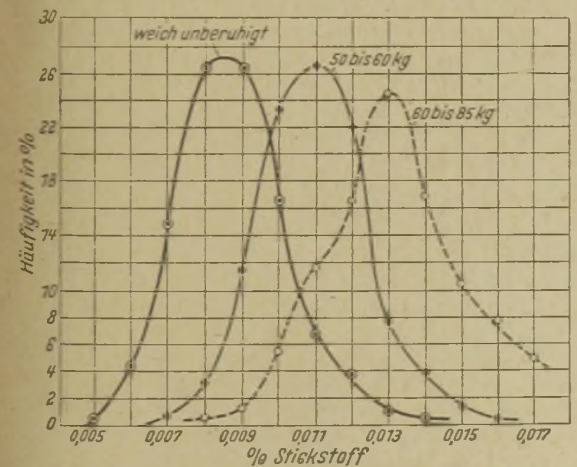


Bild 26. Häufigkeit der Stickstoffgehalte im Thomasstahl eines luxemburgischen Werkes.

HPN-Herstellung wichtig ist, enthält ungefähr 0,4 % Si, 0,45 % Mn, 1,8 bis 2 % P, 0,05 bis 0,06 % S, 0,004 bis 0,006 % N_2. Siliziumgehalte über 0,5 % verlängern bereits zu sehr die Blasezeit und sind unerwünscht. Die fertigen Schmelzen dürfen nur kurze Zeit im Konverter liegen, um der Gefahr der Bärenbildung bei den kalt geführten Schmelzen entgegenzuwirken. Der niedrige Mangangehalt im Roheisen soll die Aufstickung erschweren, möglicherweise in Verbindung mit dem niedrigen Siliziumgehalt. Ob aber der Mangan- oder Siliziumgehalt oder die durch diese Elemente beeinflußte Blasezeit ausschlaggebend ist, konnte nicht eindeutig ermittelt werden, zumal da die hier beschriebenen Ergebnisse auf westdeutschen Werken nicht im einzelnen bestätigt werden konnten.

Eine schnellere Stickstoffbestimmung wird hier, wie auch von allen anderen Werken, welche stickstoffarmen Stahl herstellen, zur Verbesserung der Treffsicherheit und zur eigenen Ueberwachung für dringend erforderlich gehalten. Die in den *Bildern 26* und *27* gezeigten hohen Stickstoffgehalte der Stähle höherer Festigkeiten sind nicht in der Uranalyse

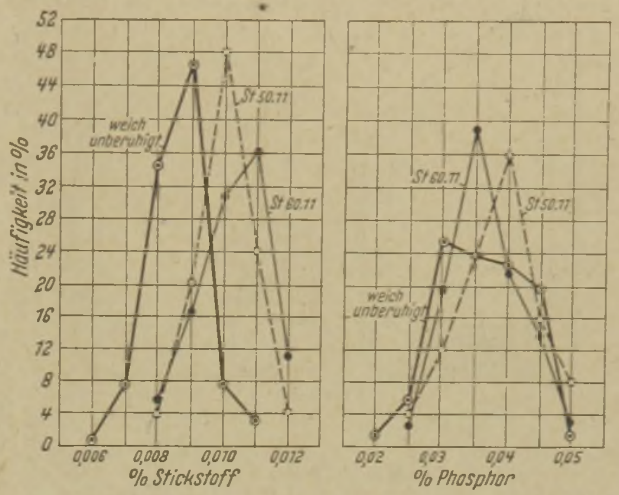


Bild 27. Stickstoff- und Phosphorgehalte von HPN-Schmelzen eines luxemburgischen Werkes.

enthalten, sondern rühren vom festen Aufkohlungsmittel her. Bei weichen, unberuhigten Stählen, die bis zu 1 kg/t Kohle erhalten, ist eine Aufstickung nicht festzustellen. Dies dürfte mit der Auswaschung durch Kohlenoxydgase zusammenhängen, ähnlich wie dies für die Entkohlungszeit während des Frischens zutrifft. Die Aufkohlungsmittel, wie Kohle, Koks, Anthrazit, Elektrodenkohle, weisen verschieden hohe Stickstoffgehalte auf. Die Elektrodenkohle hat den geringsten Stickstoffgehalt, so daß für die Herstellung härterer HPN-Stähle zweckmäßig Elektrodenreste verwendet werden, wenn nicht die Kohlung mit flüssigem Spiegeleisen vorgezogen wird.

MA-Stahlerzeugung

Bei der bisher beschriebenen Art zur Erzeugung eines stickstoffarmen Stahles muß stets auf eine niedrige Stahltemperatur hingearbeitet werden, welche eine größere Stickstoffaufnahme verhindert. Der HPN-Stahl wird deshalb stets von oben vergossen. Werden aber an die Oberfläche des Walzgutes hohe Anforderungen gestellt, vielleicht sogar die Stäbe vor dem Verputzen gebeizt, so muß der Stahl im Gespann vergossen und daher heiß erblasen werden. Ein solcher Stahl ist auch bei Einhalten sorgfältigster Arbeitsbedingungen schwerlich auf Stickstoffgehalte unter 0,012 % zu bringen. Umfangreiche Laboratoriumsuntersuchungen, die G. Naeser[20]) durchführte, brachten die Erkenntnis, daß immer dann ein Stahl mit niedrigen Stickstoffgehalten anfällt, wenn beim Windfrischen so verfahren wird, daß stets ein Sauerstoffüberschuß vorhanden ist. Dabei konnten die Stickstoffgehalte leicht auf Gehalte sinken, wie sie beim HPN-Verfahren ermittelt wurden. Bei dieser Erkenntnis handelt es sich um die folgerichtige Weiterentwicklung des Gedankens der niedrigen Stickstoffgehalte bei kleiner Badhöhe. Der wichtigste Punkt der Naeserschen Sauerstofftheorie ist aber die Feststellung, daß bei Sauerstoffüberschuß, selbst bei hohen Temperaturen, niedrige Stickstoffwerte anfallen, auch wenn der Ueberhitzungsgrad bis auf 1800° ansteigt. Bei Versuchen, den entgegengesetzten Erfolg zu erzielen, also eine möglichst hohe Aufstickung, gelang dies nur in neutraler oder reduzierender Atmosphäre. Naeser nimmt nach diesen Beobachtungen an, daß der Sauerstoffüberschuß die Bildung einer dünnen Oxydhaut bewirkt, die ihrerseits das Eisen vor der Stickstoffaufnahme schützt. Zur Stützung der Theorie wird folgende Ueberlegung angestellt: Leitet man Luft mit einem eingetauchten

Rohr durch ein Stahlbad, so müßte die Stickstoffaufnahme im Verhältnis der Aufsteigezeiten der Luftblasen verändert werden, wenn man das Einleitungsrohr verschieden tief eintaucht und wenn die Theorie richtig wäre, daß allein die Berührungszeit von Luft und Stahl bei gleicher Berührungsfläche und Temperatur für die Aufstickung maßgebend wäre. Tatsächlich stellten aber W. Eichholz und Th. Kootz[30]) bei 5 min Blasezeit eine 3,3fache Aufstickung fest, wenn das

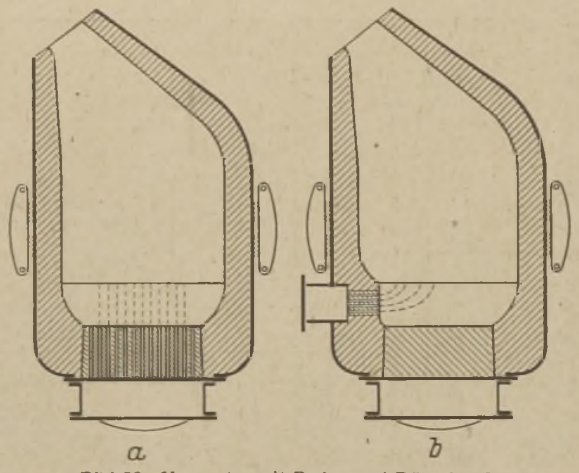


Bild 28. Konverter mit Boden und Düsenblock.

Rohr doppelt tief eingetaucht wird, während sich bei dieser Verdopplung der Eintauchtiefe die Aufsteigezeit der Luft um das 1,4fache verändert, ein Betrag, um den sich die Stickstoffaufnahme eigentlich nur erhöhen müßte. Mit Hilfe der Oxydhauttheorie ist dieser Vorgang der größeren Stickstoffaufnahme zu erklären: Von einer bestimmten Eintauchtiefe ab wird bei gleicher Blasengröße und Temperatur der Oxydfilm verschwinden, und eine schnellere Aufstickung ist die Folge.

Soll demnach die Theorie in die Praxis übersetzt werden, so müssen folgende Bedingungen erfüllt werden:

1. Die Luft muß so in das Bad eingeleitet werden, daß stets ein Sauerstoffüberschuß vorhanden ist.
2. Die Größe der Luftblasen ist so zu bestimmen, daß stets die erste Bedingung erfüllt wird. Das bedeutet die genaue Ermittlung des günstigsten Düsendurchmessers.

Ueber die technische Durchführung [illegible]oben entwickelten Gedanken und ihre betriebliche Bewährung berichtete W. Bading[31]). Danach wurde ein 30-t-Konverter mit einem seitlichen Windkasten versehen und in das Mauerwerk ein Düsenblock eingesetzt, durch den die Luft in das Bad eintritt. Aus *Bild 28* ist das Schema des seitlichen Blasens zu erkennen. Die Luft tritt nicht mehr von unten, sondern nur noch von der Seite in das Bad ein.

Aus der schaubildlichen Darstellung des Weges der Verbrennungsluft ist auch der Grund für die geringe Aufnahme des Bades an Stickstoff und die Möglichkeit, trotzdem auf höhere Temperatur hinzuarbeiten, ersichtlich. Die weitaus größte Menge des Oxydationswindes hat nämlich einen kurzen Weg durch das Bad und bringt damit noch eine gewisse Sauerstoffmenge in den freien Konverterraum. Die Forderung, stets mit einem Sauerstoffüberschuß zu arbeiten, um niedrige Stickstoffwerte zu erhalten, wird hiermit erfüllt. Darüber hinaus ist es verständlich, daß der kurze Weg, den die Luft größtenteils durch das Bad nimmt, auch dem Stickstoff nicht genügend Zeit zur Auflösung läßt. Durch diese Ueberlegung ist die Frage der geringen Stickstoffaufnahme geklärt. Die höhere Badtemperatur wird im Vergleich zum üblichen Thomasverfahren verständlich. Auf dem Bilde links ist, begünstigt durch den längeren Weg, den die Luft durch das Bad nehmen muß, aller Sauerstoff gelöst. Während der Zeit der Kohlenstoffverbrennung erfolgt im Bad eine Oxydation von Kohlenstoff zu Kohlenoxyd, und erst außerhalb der Konvertermündung erfolgt bei normaler Arbeitsweise die ebenfalls exotherme weitere Oxydation von Kohlenoxyd zu Kohlensäure. Diese Reaktionswärme geht dem Konverterinhalt ganz verloren. Aus dem Bilde rechts ist ersichtlich, daß die obere Düsenreihe nur sehr wenig eintaucht und der Luft und damit auch dem Sauerstoff nur kurze Zeit zur Auflösung zur Verfügung steht. Die obere Düsenreihe gibt daher nur einen Teil des Sauerstoffs an das Bad ab und läßt einen Teil in den freien Konverterraum eintreten. Hier erfolgt nun eine teilweise weitere Verbrennung von Kohlenoxyd zu Kohlensäure oberhalb des Bades und damit eine starke Aufheizung des freien Konverterraumes, die sich weiterhin durch Strahlung dem Bade mitteilt und eine Temperaturerhöhung bewirkt. Bei diesem Verfahren werden also beide Bedingungen in vorteilhafter Weise erfüllt: Geringe Stickstoffaufnahme und Aufheizung des Bades auf Gespanngußtemperatur durch ständigen Ueberschuß von Sauerstoff und kurze Luftdurchtrittswege sowie Verlegung der Oxydation von Kohlenoxyd zu Kohlensäure in den freien Konverterraum.

Die Strömungsverhältnisse erfahren eine Veränderung. Im Bild links erfolgen Umlauf und Abströmung des aufgewirbelten Bades nach allen Seiten, während rechts das Bad einseitig nach der Konverterbauchseite aufgeschleudert wird und nach dem Rücken zu abströmt. Diesen Verhältnissen entsprechend ist bereits eine Konverterform als sogenannter Scheibenkonverter vorgeschlagen worden, bei dem die Bauchseite entsprechend der Strömung stärker ausgebildet worden ist.

Die Ausbildung des Düsenblocks für das seitliche Blasen wurde so gewählt, daß der Blasquerschnitt mindestens so groß ist wie beim Blasen durch den Boden. Der verwendete Konverter hat beim Blasen durch den Boden bei 220 Blaslöchern von je 16 mm einen Blasquerschnitt von 445 cm², während der Düsenblock bei 90 Blaslöchern von je 25 mm ebenfalls 445 cm² aufweist. Die 90 Blaslöcher sind in fünf Reihen zu je 18 Löchern übereinander angeordnet. Der Düsenblock hat beim Schnitt durch die Blasebene einen rechteckigen Querschnitt. Eine größtmögliche Erhöhung des Blasquerschnittes ist für den zeitlichen und metallurgischen Ablauf des Verfahrens von Vorteil. Es hat sich ergeben, daß bei der vorliegenden Konverterform ein Unterschreiten des Düsenquerschnittes von 25 mm keinen Vorteil, sondern nur eine

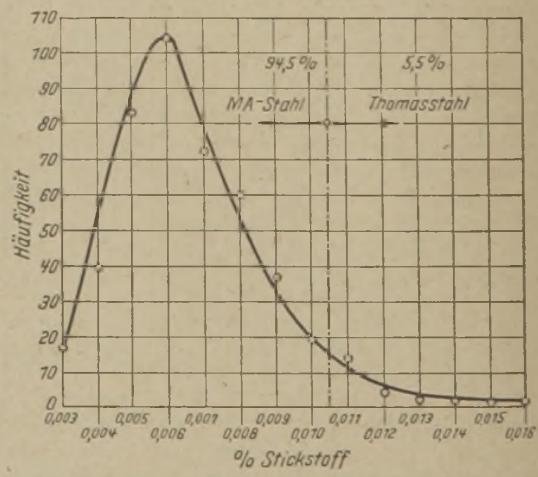


Bild 29. Stickstoffgehalte im seitlich blasenden Großkonverter.

Erhöhung des Stickstoffgehaltes bringt. Der Vergrößerung des Düsenquerschnittes ist ebenfalls eine Grenze gesetzt, da genau wie beim Blasen durch den Boden mit zu großen Düsen die Auswurfneigung stärker wird.

Die Stickstoffgehalte des seitlich erblasenen Stahles liegen sehr niedrig. In *Bild 29* liegt die Häufigkeit bei 0,006% N_2. Nur 5,5% der laufend untersuchten Schmelzen ergaben Stickstoffgehalte über 0,01%. Dies ist die obere Grenze, die bei der MA-Stahlherstellung festgelegt wurde. Es ist noch zu bemerken, daß sich selbst die Schmelzen mit 0,003 % N_2 im Gespann vergießen ließen. Die Abbildung erfaßt die Stickstoffwerte aller Schmelzen mehrerer Konverterreisen,

[30]) Vertraulicher Bericht Nr. 40 (1943) VDEh; siehe auch Th. Kootz: Vertraulicher Bericht Nr. 72 (1944) VDEh.
[31]) Vertraulicher Bericht Nr. 67 (1944) VDEh.

also auch die der ersten Böden, und beweist, daß an das Konverteralter keine Bedingungen gestellt werden müssen. Sehr wesentlich ist die Tatsache, daß sich die Phosphorwerte dieser Schmelzen bis auf 0,03% senken ließen, ohne daß hierdurch ein Anstieg des Stickstoffgehaltes stattfand.

Die Phosphorgehalte im Stahl liegen durchweg unter 0,05%. Anfänglich ist es dem Blasemeister nicht leicht, die gewünschten Phosphorwerte zu erblasen, aber nach einiger Zeit ist diese Schwierigkeit überwunden. Es ist hierzu schon häufiger als rückständig bezeichnet worden, wenn im Gegensatz zu den übrigen Stahlherstellungsverfahren das Windfrischverfahren rein erfahrungsmäßig durchgeführt wird. Es wird gerade mit Rücksicht auf eine gleichmäßige Güte des seitlich erblasenen Stahles notwendig sein, durch die Anwendung aller im Augenblick noch erprobten Meßverfahren dem Blasemeister eine Möglichkeit genauester Ueberwachung des Schmelzverlaufs an die Hand zu geben.

Eine Untersuchung der Abhängigkeit von Phosphor- und Stickstoffgehalt hat ergeben, daß nicht etwa, wie zu erwarten wäre, bei niedrigen Stickstoffgehalten auch niedrige Phosphorgehalte auftreten müßten und den höheren Stickstoffgehalten auch die höheren Phosphorgehalte zugehörten, sondern daß bei diesem Blaseverfahren beide Elemente ihren eigenen Gesetzen folgen und nicht in Beziehung zueinander stehen. Der Stickstoffgehalt ist nicht von der Temperatur abhängig, während zum Hinarbeiten auf niedrige Phosphorwerte die Schmelzführung im Konverter so zu erfolgen hat, daß durch entsprechenden Kalk- und Schrottsatz genügend tiefe Phosphorwerte erzielt werden. Niedrige Stickstoffgehalte bleiben dabei stets bestehen.

Der Eisengehalt in der Schlacke steigt an. Bei 120 aufeinanderfolgenden Schmelzen wurde er mit 12,88% ermittelt, gegenüber 11% bei den heutigen Betriebsverhältnissen im normalen Konverter. Diese Erhöhung des Eisengehaltes der Schlacke entspricht einem höheren Abbrand von etwa 0,4%. Die Befürchtung, noch höhere Eisengehalte durch den hohen Sauerstoffüberschüß zu erhalten, hat sich als unbegründet erwiesen. Hierzu muß die bekannte Tatsache herausgestellt werden, daß bei der Kleinbessemerei mit seitlicher Windzufuhr der Eisenabbrand größer ist als bei der bodenblasenden Birne. Demzufolge wird der seitlich blasende basische Großkonverter immer größere Abbrandzahlen aufweisen als der normale Konverter.

Der Winddruck beim seitlichen Blasen beträgt etwa 0,8 atü, dabei kann er je nach Eisenbeschaffenheit zwischen 0,6 und 1,0 atü schwanken. Hierdurch tritt eine Verlängerung der Blasezeit ein. Sie beträgt bei einem normalen Konverter 0,6 bis 0,7 min/t Roheisen, während sie beim seitlich blasenden Konverter auf 1,1 bis 1,2 min/t ansteigt, also doppelt so lang ist. Als günstigste Blasezeit wurde beim seitlich blasenden Konverter 0,8 min/t und als längste 1,7 min/t ermittelt. In beiden Grenzfällen tritt eine Beeinflussung des Stickstoffgehaltes durch die Blasezeit nicht ein. Beim seitlichen Blasen im Bessemerkonverter betragen die Blasezeiten 5 bis 10 min/t und länger. Demnach dürfte eine Verkürzung der mittleren Blasezeit unter 1,1 min/t bei der vorhandenen Konvertergefäßform ohne untragbar hohe Auswurfverluste nicht möglich sein. Der Konverter müßte hierfür, gerade im neu gemauerten Zustand, weiter sein, was ohne weiteres daraus hervorgeht, daß gerade ein alter Konverter stets ruhiger bläst als ein neuer. Diese Erscheinung gilt sowohl für das seitliche als auch für das Blasen von unten. Der Hinweis auf den Scheibenkonverter sei in diesem Zusammenhang nochmals gegeben. Die Verlängerung der Blasezeit ist in den Fällen, wo eine genügende Reserve in der Betriebszeit der Konverter zur Verfügung steht, von nicht zu großer Bedeutung. Anderseits ist es verständlich, daß, wenn es gelungen ist, eine dem Siemens-Martin-Stahl entsprechende Stahlgüte von der ersten Schmelze eines Konverters an herzustellen, es durchaus vertretbar ist, in einem Thomaswerk einen weiteren Konverter aufzustellen, um so die Erzeugung von Stahl in Siemens-Martin-Güte zu vergrößern. Anschaffung und Betrieb eines Konverters sind mit geringeren Kosten verbunden als beim Siemens-Martin-Ofen.

Die Haltbarkeit des Konverters liegt zur Zeit bei 130 Schmelzen gegenüber 250 Schmelzen eines üblich betriebenen Konverters. Der Verschleiß eines seitlich blasenden Konverters tritt ausschließlich in der Bauchseite auf und ist wohl im wesentlichen auf die hohe Temperatur und den Sauerstoffüberschuß im freien Konverterraum zurückzuführen. Da ein stärkerer Verschleiß des Mauerwerks bei dieser Arbeitsweise nicht zu vermeiden ist, wurden Sondersteine erprobt. Zur Prüfung, ob hart gebrannte Steine der Abnutzung im freien Konverterraum besser widerstehen, wurden im Konverterbauch 1 m² Ankritgewölbesteine vermauert. Diese Ankritsteine hielten sich außerordentlich gut und standen während der ganzen Konverterreise sehr stark vor, so daß häufig beim Uebergang zum Dolomitmauerwerk mit Teerdolomitmischung angeflickt werden mußte, weil durch das starke Vorstehen der gebrannten Steine ein Abbrechen befürchtet wurde. Die vermutete Beschädigung der Steine durch den Temperaturwechsel während des Bodensetzens trat erfreulicherweise nicht ein. Leider konnte die Abnutzung dieser Steine in Zentimetern und in Prozenten gegenüber den Dolomitsteinen nicht festgelegt werden, da infolge Unachtsamkeit während des Ausbrechens die Ankritsteine verlorengingen. Nach dem Verhalten im Konverter kann aber mit Sicherheit mit einer Haltbarkeit von wenigstens 200 Schmelzen eines im Hut mit solchen Steinen gemauerten Konverters gerechnet werden. Die Haltbarkeit des Düsenblocks in einer Höhe von 70 cm liegt bei 25 Schmelzen.

Drückt man die Konverterhaltbarkeit nicht in Zahlen, sondern in Blasezeit aus, so gibt dies folgende Rechnung: Haltbarkeit eines normalen Konverters 250 Schmelzen bei z. B. 0,7 Blaseminuten/t, beim seitlichen Blasen 1,2 min/t. Dementsprechend müßte die Haltbarkeit auf 146 Schmelzen durch das seitliche Blasen zurückgehen. Der Unterschied gegenüber der wirklichen Haltbarkeit ist auf die Zerstörung des Mauerwerks durch Sauerstoffüberschuß zurückzuführen. Die Füllung des Konverters ist ebenfalls nicht von dem zu erreichenden Stickstoffgehalt abhängig, so daß der Konverter stets mit der größtmöglichen Füllung betrieben werden kann. Eine Versuchsreihe brachte bei Veränderung der Füllung von 26 auf 35 t Stickstoffgehalte zwischen 0,004 und 0,006%. Ebenfalls ist es möglich, Roheisen ungünstiger Zusammensetzung auf niedrige Stickstoffgehalte zu verblasen. Selbst Eisen mit höchstem Siliziumgehalt kann zu stickstoffarmem Stahl verarbeitet werden.

Ganz besonders ist die Tatsache herauszustellen, daß jede Schmelze der Konverterreise auf stickstoffarmen Stahl verblasen werden kann, das Verfahren also nicht an einschränkende Bedingungen gebunden ist, wobei erst bei älteren Konvertern und Böden niedrige Stickstoffgehalte mit Sicherheit erreicht werden. In jedem Falle liegt der Stickstoffgehalt der seitlich erblasenen Schmelzen bei niedrigsten Werten.

Bei der Untersuchung der Thomasschlacke aus dem MA-Konverter hat sich stets ergeben, daß die Löslichkeit dieser Schlacke höher ist als die aus einem Normalkonverter, auch wenn der Kieselsäuregehalt unter 7% liegt. Der Eisengehalt ist dabei, wie erwähnt, stets ungefähr um 2% höher als beim Normalverfahren, entsprechend einem erhöhten Eisenabbrand von 0,4 bis 0,5%. Diese günstigen Löslichkeitsbedingungen werden auf die höhere Badtemperatur zurückgeführt, die die Bildung des Silikokarnotits begünstigt.

Mit fortschreitendem Konverteralter und Abnahme der Länge eines jeden Düsenblocks müßte sich die Konverterfassung sowohl bei jedem Block als auch im Verlauf der Reise erhöhen, und zwar bis auf 45 t am Schluß. Diese letzte Fassung wurde durch Ausmessen des aufgebrauchten Konverters ermittelt. Wenn dies eingehalten werden könnte, was jedoch nicht ohne weiteres möglich ist, so läge die oberste Düsenreihe stets, wie vorgesehen, 50 mm unter der Badoberkante, und der Eintritt von Sauerstoff in den freien Konverterraum wäre nicht größer als notwendig. Dadurch könnte vor allem dem raschen Aufbrauchen des Futters entgegengearbeitet werden.

Beim seitlichen Blasen besteht der Auswurf stets aus feinem Eisenstaub, weil die oberen Düsen die Schlackendecke zur Seite blasen und das durch die Luft zerstäubte Eisen hinaustragen. Dies ist eine entsprechende Auswurferscheinung, wie sie beim Verblasen ohne Kalk auf Vanadinschlacke beobachtet wird. Die Untersuchung eines Kaminbärs des seitlich blasenden Konverters ergab 76% Fe.

Die Höhe des Stickstoffgehaltes wird nur durch das Vorhandensein des freien Sauerstoffs bestimmt, gegen andere Betriebsumstände ist die Stickstoffhöhe weitgehend unempfindlich. Der Stickstoffgehalt ist z. B. unabhängig von der Blasezeit, vom mittleren Winddruck und vom Endwinddruck, auch vom Eisengehalt der Schlacke und vom Phosphorgehalt der Vorprobe, die beide wiederum in keinem Verhältnis zueinander stehen. Nur in der Windmenge wurden einzelne Beobachtungen gemacht, so, als gehörten die niedrigen Stickstoffwerte Windmengen von 400 bis 600 cm³ Wind/t zu *(Bild 30)*.

An Stahlgüten wurden aus dem MA-Konverter abgegossen: Unsilizierter und silizierter Stahl in Quadrat- und Rundblöcken bis zu 5 t Gewicht, ferner Brammen und Universalbrammen. Ein Teil der Quadratblöcke wurde für die Herstellung nahtloser Rohre nach dem Schrägwalzverfahren verwendet. Außer zu Grobblech und Universalstahl wurde eine größere Menge des Stahles zu Feinblechen verarbeitet.

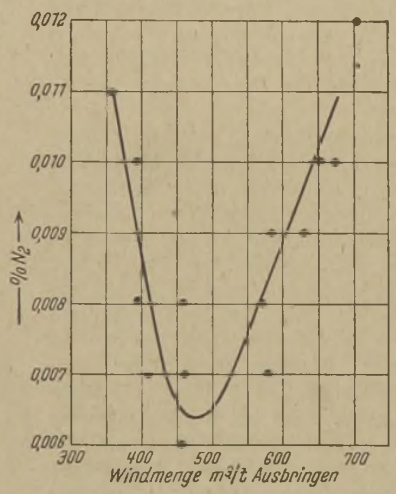


Bild 30. Einfluß der Windmenge auf den Stickstoffgehalt des MA-Stahles.

Durch viele seit längerer Zeit durchgeführte Versuchsreihen wird bei den Mannesmannröhren-Werken unberuhigter Thomasstahl in der Schrägwalze verarbeitet. Hierzu werden sorgfältig ausgewählte Gespanne verwendet, die jedoch je nach Abmessung nur bis zu 50 % eingesetzt werden konnten, um erträgliche Verbrauchszahlen zu ergeben. Dagegen konnte der neue Stahl bereits von Anbeginn an, und zwar ohne besondere Schmelzenauswahl, bei einem höheren Ausbringen im Rohrwerk eingesetzt werden. Hierbei werden 80 % statt 50 % der Blöcke verwendet.

Wesentlich war das Verhalten des Stahles im Schrägwalzgerüst. Während Thomasstahl ganz bestimmte Bedingungen beim Schrägwalzen verlangt, die schmelzenweise wechseln können, läßt sich dieser Stahl unter denselben einfachen Bedingungen verarbeiten wie der Siemens-Martin-Stahl.

Entsprechend dieser Feststellung des Rohrwerkes verhielten sich auch die technologischen Proben. Es mag hier nur mitgeteilt werden, daß der neue Stahl in seinen Eigenschaften den Bedingungen nach DIN 1629 für Qualitätsrohre vollkommen entspricht. Alle technologischen Proben wurden erfüllt. Die Kerbschlagwerte und Schweißraupen-Biegeproben fallen mit den gleichen Werten an, wie sie beim Siemens-Martin-Stahl erreicht werden. Der zu Feinblechen ausgewalzte MA-Stahl erfüllte bei den technologischen Proben nach Erichsen und Tiefziehproben die gleichen Werte wie ein Siemens-Martin-Stahl. Tiefziehbleche aus MA-Stahl werden bereits laufend hergestellt und erfüllen die vorgeschriebenen Prüfbedingungen. Für halbberuhigten Siemens-Martin-Stahl, der für Sondertiefziehgüten Verwendung findet, ist ebenfalls halbberuhigter MA-Stahl geliefert worden.

Ferner wurden aus siliziertem MA-Stahl kaltgepreßte Längs- und Querträger für Lastwagenrahmen hergestellt, die den verlangten schweren Herstellungs- und Abnahmebedingungen genau so genügten wie Siemens-Martin-Stahl. Andere Windfrisch-Austauschstähle verhalten sich weniger günstig.

Von den vielen Untersuchungen, die das Verhalten der stickstoffarmen Stähle schildern, sei in *Bild 31* die Kerbschlagzähigkeit von unberuhigten Thomas-, Siemens-Martin-, HPN- und MA-Stählen in Abhängigkeit von der Prüftemperatur wiedergegeben. Die vergleichbaren Werte von Siemens-Martin-, HPN- und MA-Stahl, vor allem bei tiefen Temperaturen, sind deutlich zu erkennen, ebenso das bedeutend schlechtere Verhalten des Thomasstahles. Der Steilabfall tritt bei Thomasstählen, also bei Stählen mit höherem Stickstoffgehalt, stets schon bei höheren Tempe-

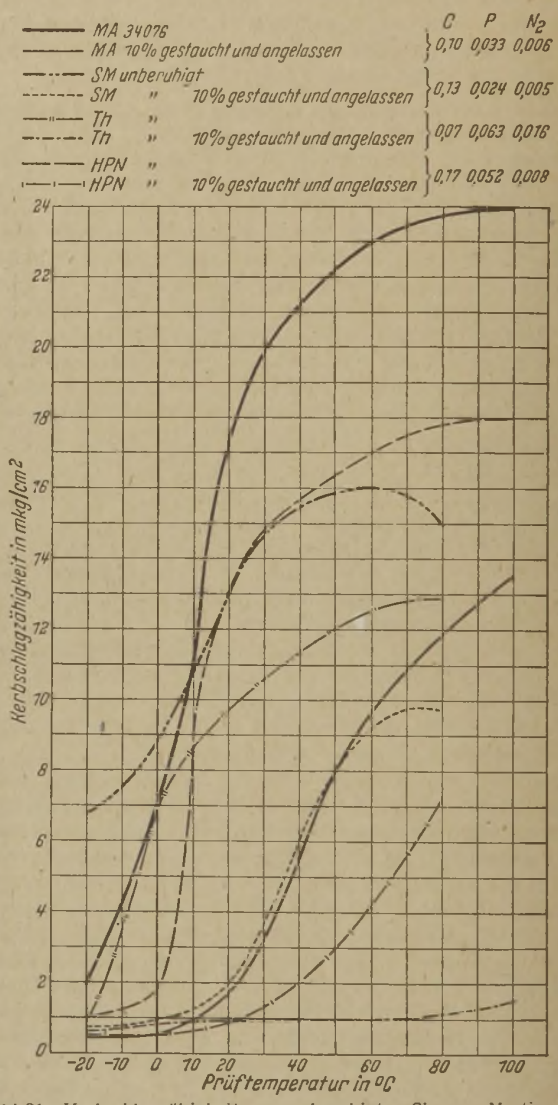


Bild 31. Kerbschlagzähigkeit von unberuhigten Siemens-Martin- und Windfrischstählen. Blech 12 mm, Walzzustand, DVM-Längsprobe.

raturen auf. Weitere Untersuchungen ergaben, daß neben dem Stickstoff auch der Phosphor eine gleiche Verlagerungserscheinung zu höheren Temperaturen aufweist. Der Wert der stickstoff- und phosphorarmen Windfrischstähle ist aus diesen Ermittlungen deutlich zu ersehen.

Da die Kerbschlagzähigkeit nicht immer ein klares Bild der technologischen Eigenschaften abgibt, wurden für die besonderen Verwendungsgebiete der Stähle eigene Probearten entwickelt. Für Bleche wurde eine Alterungs-Biegeprobe gewählt, für Knüppel eine Preßnut-Biegeprobe, für Bleche ferner noch die Schweißraupen-Biegeprobe und für Rohre die Aufweite-Alterungsfaltprobe, die das Einwalzen von Kesselrohren nachahmen soll. Ohne im einzelnen auf diese sehr umfangreichen Untersuchungen einzugehen, kann zusammenfassend mitgeteilt werden, daß bei allen Proben eine gute Uebereinstimmung von Siemens-Martin-Stahl und

stickstoffarmem Windfrischstahl ermittelt werden konnte, die beide Stahlarten als in weitem Sinne gleichwertig erkennen lassen.

Zusammenfassung

Es wurde die Entwicklung gezeigt, die der basische Windfrischstahl in den letzten Jahren genommen hat. Im basischen Konverter konnten Sonderstähle erblasen werden, die an Stelle von Siemens-Martin-Stahl zu verwenden sind. Daneben ist der Konverter eine zuverlässige Schmelzvorrichtung, in der aus verschiedenartigen Roheisensorten Legierungselemente, wie Vanadin, Chrom, Mangan und Phosphor, abgeschieden werden können. Der Konverter, mit Zielstrebigkeit zu den verschiedensten Aufgaben eingesetzt, wird aus seiner Zweitrangigkeit herausgelöst, zu der er in all den früheren Jahren verurteilt war, als er ausschließlich dazu diente, ein häufig überlastetes Werkzeug zur Massenstahlherstellung zu sein.

Kalibrieren eines Rillenschienenprofils mit Verhältniszahlen

Von Carl Holzweiler † in Düsseldorf-Rath und Alfred Keil in Wiederitzsch (Kr. Leipzig)

Maßbezeichnungen der einzelnen Kaliberteile. Kalibrierungsbeispiel: Rillenschienenprofil von 180 mm Gesamthöhe und 180 mm Fußbreite. Stichzahl. Verformung. Walzfehler.

Wie bereits in früheren Aufsätzen an U- und I-Profilen gezeigt[1]), kann man auch die Rillenschienen-Kalibrierungen mit Verhältniszahlen entwickeln. In allgemeinverständlicher Form soll dies an einem Beispiel gezeigt werden.

Die Maßbezeichnungen der einzelnen Kaliberteile zeigt *Bild 1. Zahlentafel 1* gibt die Zahlenwerte der Kalibrierung, *Bilder 2a und 2b* die Kaliberzeichnungen selbst wieder. Der im linken Teil der Zahlentafel behandelte Schienensteg und Schienenfuß umfaßt die Spalten B = Stegbreite, S = Stegdicke, b = gesamte Fußbreite, bo, bg = geteilte Fußbreite, das ist das Maß von Fußaußenkante bis Mitte Steg, Vo, Vg = Vorsprung des Schienenfußes gegenüber dem Steg, Ao, Ag = Fußdicke am Steg gemessen, ao, ag = Dicke der Fußspitzen. Die den einzelnen Maßen beigegebenen Bezeichnungen „*o*" oder „*g*" bedeuten, daß es sich in diesen Fällen um Kaliberteile handelt, die in der „offenen" oder „geschlossenen" Kaliberhälfte liegen. Die hieran anschließenden Spalten enthalten die notwendigen Kopfmaße. K = gesamte Kopfbreite, ko, kg = geteilte Kopfbreite, das sind die Maße von den Kopfaußenkanten bis Mitte Steg gemessen, vo, vg = Vorsprung des Kopfes nach beiden Seiten von Außenfläche Steg gemessen, Do, Dg = Kopfdicke oder auch Kopfhöhe am Steg und do, dg = Kopfdicke oder -höhe an den Außenseiten gemessen. Mit den Maßen S, b, bo, bg, Ao, Ag, ao, ag, K, ko, kg, Do, Dg, do, dg werden die wesentlichsten Teile der Kaliberflächen erfaßt. Diese Maße werden mit Verhältniszahlen festgelegt.

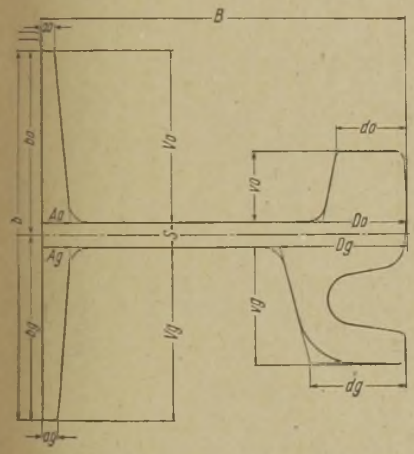


Bild 1. Maßbezeichnungen der einzelnen Kaliberteile für eine Rillenschienenkalibrierung.

Als Kalibrierungsbeispiel wurde ein Rillenschienenprofil von 180 mm Gesamthöhe und 180 mm Fußbreite (Kaltmaße) gewählt. Die Stichzahl ist mit 11 angenommen worden. Die hierbei angewendeten Verhältniszahlen lassen sich ohne weiteres auch auf andere Rillenschienenprofile ähnlicher Größe übertragen. Wie bekannt, wird die Kalibrierung vom Fertigstich ausgehend vorgenommen. Ein Blick auf die äußerste linke Spalte zeigt, daß die Lage des Profils vom 4. bis zum 11. Stich die gleiche ist und daß nur die Kaliberöffnung jeweils von Stich zu Stich verlegt wird. Es liegen somit grundsätzlich gleiche Verhältnisse wie beim I-Profil vor. Die aus der Spalte B ersichtliche Profilbreitung wird im 10. und 11. Stich von dem Eindrücken der Rille beeinflußt. Sie beträgt im 10. Stich mit 0,9 mm nur sehr wenig und im 11. Stich wird das Profil sogar um 2,4 mm gestaucht. Diese Stauchung, verstärkt durch die aufgefangene Breitung der anderen gedrückten Kaliberteile, soll eine gute Füllung des Schienenkopfes sichern. Vom 9. Stich abwärts bis zum 4. läßt man das Profil möglichst frei breiten, um den Kaliberverschleiß, der naturgemäß durch das Auffangen der Profilbreitung an den Seitenflächen auftreten würde, möglichst auszuschalten. Da die Breitung abhängig von der Größe der Stichabnahme ist und diese nach dem Anstich zu prozentual ansteigt, wird auch die Kaliberbreite ähnlich ansteigen müssen, im vorliegenden Beispiel von mindestens 4 mm bis höchstens 9 mm.

Die Stegdickenabnahme, im letzten (11.) Stich mit einer Verhältniszahl von 1,07 beginnend, steigt ungefähr gleichmäßig mit einer Erhöhung der Verhältniszahl um durchschnittlich 0,07 von Stich zu Stich an. Im 4. Stich wird mit der Bildung des Steges begonnen. Wie beim U- und I-Profil ist auch hier der Stegbilder anfangs sehr schlank. Dadurch kann, ohne besonders starke Druckbelastung der Walzen in diesem Stich, die Stegzone sehr tief eingeschnitten werden. Jede Verhältniszahlenreihe macht an dieser Stelle einen gewaltigen Sprung nach oben, ganz gleich, wie die Steigerung der Verhältniszahlengrößen in den übrigen Stichen gewählt wird.

Bei der Festlegung der Fußbreite in den ersten Stichen muß berücksichtigt werden, daß der Fuß der Rillenschiene beim Einschneiden der Rille im vorletzten und letzten Stich erheblich an Breite verliert. Durch die erhebliche Querschnittsverringerung beim Eindrücken der Rolle in den vollen Schienenkopf, die sich mangels anderer Ausweichmöglichkeiten nur als Längung auswirken kann, wird über den Steg der Fußwerkstoff in Längsrichtung mitgerissen. Diese Längung und der damit verbundene Querschnittsverlust im Fußteil können durch die Dickenabnahme allein nicht ausgeglichen werden. Die Folge ist ein Sichzusammenziehen des Fußes, also ein Breitenverlust. Da die Fußspitzen schon fast das Fertigdickenmaß erreicht haben, mithin nur ein geringer Teil des gesamten Profilquerschnitts sind, kann der Breitenverlust schon bei verhältnismäßig geringem Querschnittsverlust sehr beachtlich sein. Dieser Neigung des Profils nachkommend und damit die Fußspitzen im letzten Stich noch gut gefüllt sind, muß, wie die Verhältniszahlen im vorliegenden Beispiel auch zeigen, die Breitenabnahme entsprechend groß sein.

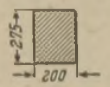
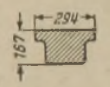
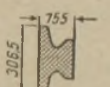
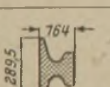
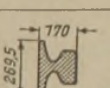
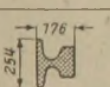
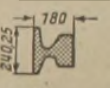
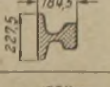
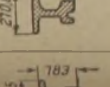
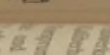
Im 1. Stich, in dem sich der senkrecht stehende Fuß bereits abzeichnet, bekommt diese Zone nur so viel Druck, als notwendig ist, um das Kaliber mit Sicherheit zu füllen. Durch den starken Druck in der Kopf- und Stegzone wird auch der nicht unmittelbar gedrückte benachbart liegende Werkstoff der Fußzone mitgerissen, also niedriger. Diesem Höhenverlust muß von vornherein Rechnung getragen werden.

Im 2. und 3. Stich liegt der Fuß waagerecht. Diese Kaliber sind im Fußteil breiter geschnitten, als das Walzgut an Breite aufweist, daher Minus-Verhältniszahlen. Unter starkem Druck wird der Fuß infolge des breiter geschnittenen

Sonderabdrucke dieses Aufsatzes sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

[1]) Vgl. Stahl u. Eisen 61 (1941) S. 617/24.

Zahlentafel 1. Kalibrierung einer Rillenschiene von 180 × 180 mm² in 11 Stichen (siehe Bild 1).

Kal. Nr.	Profillage	Stegbreite B mm	Stegdicke S mm	Verhältniszahl	Fußbreite b mm	Verhältniszahl	Geteilte Fußbreite bo, bg mm	Verhältniszahl	Vorsprung Vo, Vg mm	Fußdicke Ao, Ag mm	Verhältniszahl	Fußdicke ao, ag mm	Verhältniszahl	Kopfbreite K mm	Verhältniszahl	Geteilte Kopfbreite ko, kg mm	Verhältniszahl	Vorsprung vo, vg mm	Kopfdicke Do, Dg mm	Verhältniszahl	Kopfdicke do, dg mm	Verhältniszahl
Anstich		200	275		275		137,5 137,5		— —	— —		— —		275		137,5 137,5		— —	— —		— —	
1 wenden		210	195/200	1,41	258	1,07	*g* 129 *g* 129	1,07 1,07	*g* 31,5 *g* 31,5	*g* 120 *g* 120		*g* 80 *g* 80		195	1,41	*g* 97,5 *g* 97,5	1,41 1,41	— —	— —		— —	
2		167	195/200	0	294	— 1,14	*o* 147 *o* 147	— 1,14 — 1,14	*o* 49,5 *o* 49,5	*o* 63,4 *o* 63,4	1,90 1,90	*o* 40 *o* 40	2,00 2,00	195	1	*g* 97,5 *g* 97,5	1 1	— —	— —		— —	
3 wenden		140	195/200	0	360	— 1,22	*o* 180 *o* 180	— 1,22 — 1,22	*o* 82,5 *o* 82,5	*o* 28,3 *o* 28,3	2,25 2,25	*o* 16,1 *o* 16,1	2,60 2,48	196,5	— 1,01	*g* 98,25 *g* 98,25	— 1,01 — 1,01	— —	— —		— —	
4		155	63	3,10	306,5	1,17	*g* 146 *g* 160,5	1,23 1,12	*g* 114,5 *o* 129	*g* 42 *o* 38,5	— 1,48 — 1,36	*g* 16,8 *o* 14,4	— 1,045 1,12	177	1,11	*g* 75 *o* 102	1,31 — 1,035	*g* 43,5 *o* 68,5	*g* 75,5 *o* 89		*g* 55 *o* 66	
5		164	42,2	1,49	289,5	1,06	*o* 146 *g* 143,5	1 1,12	*o* 124,5 *g* 122,4	*o* 33,5 *g* 35	1,25 1,10	*o* 13,3 *g* 14,4	1,26 1	161	1,10	*o* 72 *g* 89	1,04 1,14	*o* 50,9 *g* 67,9	*o* 68,5 *g* 88	1,10 1,01	*o* 49,5 *g* 61,5	1,11 1,07
6		170	30	1,41	269,5	1,07	*g* 126 *o* 143,5	1,16 1	*g* 111 *o* 128,5	*g* 30,4 *o* 29,2	1,10 1,20	*g* 13,3 *o* 11,8	1 1,22	147	1,095	*g* 61 *o* 86	1,18 1,035	*g* 46 *o* 71	*g* 63,5 *o* 82	1,08 1,07	*g* 48 *o* 58,5	1,03 1,05
7		176	22,4	1,34	254	1,06	*o* 126 *g* 128	1 1,12	*o* 114,8 *g* 116,8	*o* 24,5 *g* 26,5	1,24 1,10	*o* 10,7 *g* 11,8	1,24 1	134,5	1,09	*o* 59 *g* 75,5	1,03 1,14	*o* 47,8 *g* 64,3	*o* 54,5 *g* 78	1,165 1,05	*o* 41,25 *g* 57,5	1,16 1,01
8		180	17,5	1,28	240,25	1,06	*g* 112,25 *o* 128	1,12 1	*g* 103,5 *o* 119,25	*g* 22,2 *o* 22	1,10 1,20	*g* 10,7 *o* 9,7	1 1,22	123,5	1,09	*g* 50,5 *o* 73	1,17 1,03	*g* 41,75 *o* 64,25	*g* 51 *o* 67	1,07 1,16	*g* 39,25 *o* 52,8	1,05 1,09
9		184,5	14,5	1,21	227,5	1,06	*o* 112,25 *g* 115,25	1 1,11	*o* 105 *g* 108	*o* 18,5 *g* 22	1,20 1	*o* 8,8 *g* 9,7	1,22 1	112,5	1,095	*o* 47,25 *g* 65,25	1,07 1,12	*o* 40 *g* 58	*o* 44 *g* 65,5	1,16 1,025	*o* 36 *g* 52,8	1,09 1
10		185,4	12,8	1,13	210,8	1,08	*g* 102,4 *o* 108,4	1,10 1,06	*g* 96 *o* 102	*g* 17,8 *o* 17	1,04 1,29	*g* 9 *o* 7,5	— 1,02 1,29	106,5	1,055	*g* 43 *g* 63,5	1,10 1,03	*g* 36,6 *g* 57,1	*g* 43 *g* 67	1,025 — 1,025	*g* 33,5 *g* 45	1,07 1,17
11		183	12	1,07	183,5	1,15	*o* 91,75 *g* 91,75	1,12 1,18	*o* 85,75 *g* 85,75	*o* 16,5 *g* 16,5	1,08 1,03	*o* 8,5 *g* 8,5	1,06 — 1,13	104,9	1,015	*o* 41,1 *o* 63,8	1,05 1	*o* 35,1 *o* 57,8	*o* 40,8 *o* 62,5	1,05 1,07	*o* 34,2 *o* 47,8	— 1,02 — 1,06

Kalibers praktisch frei breitend seitlich ausgestreckt. Im 4. Stich bekommt der Fuß, senkrecht stehend, starken Stauchdruck. Das geschieht aus zwei Gründen: erstens, um die im 3. Stich nicht ganz gefüllten Fußspitzen auf Form und verläßliches Maß zurückzuführen, und zweitens, um das Mitreißen des Fußwerkstoffs beim Einschneiden des Stegbilders auszugleichen. Vom 5. bis 9. Stich wird der Fuß ungefähr gleichmäßig mit einer Verhältniszahl von 1,06 gestaucht. Das reicht aus, um in jedem Stich mit Sicherheit gefüllte Fußspitzen zu erhalten.

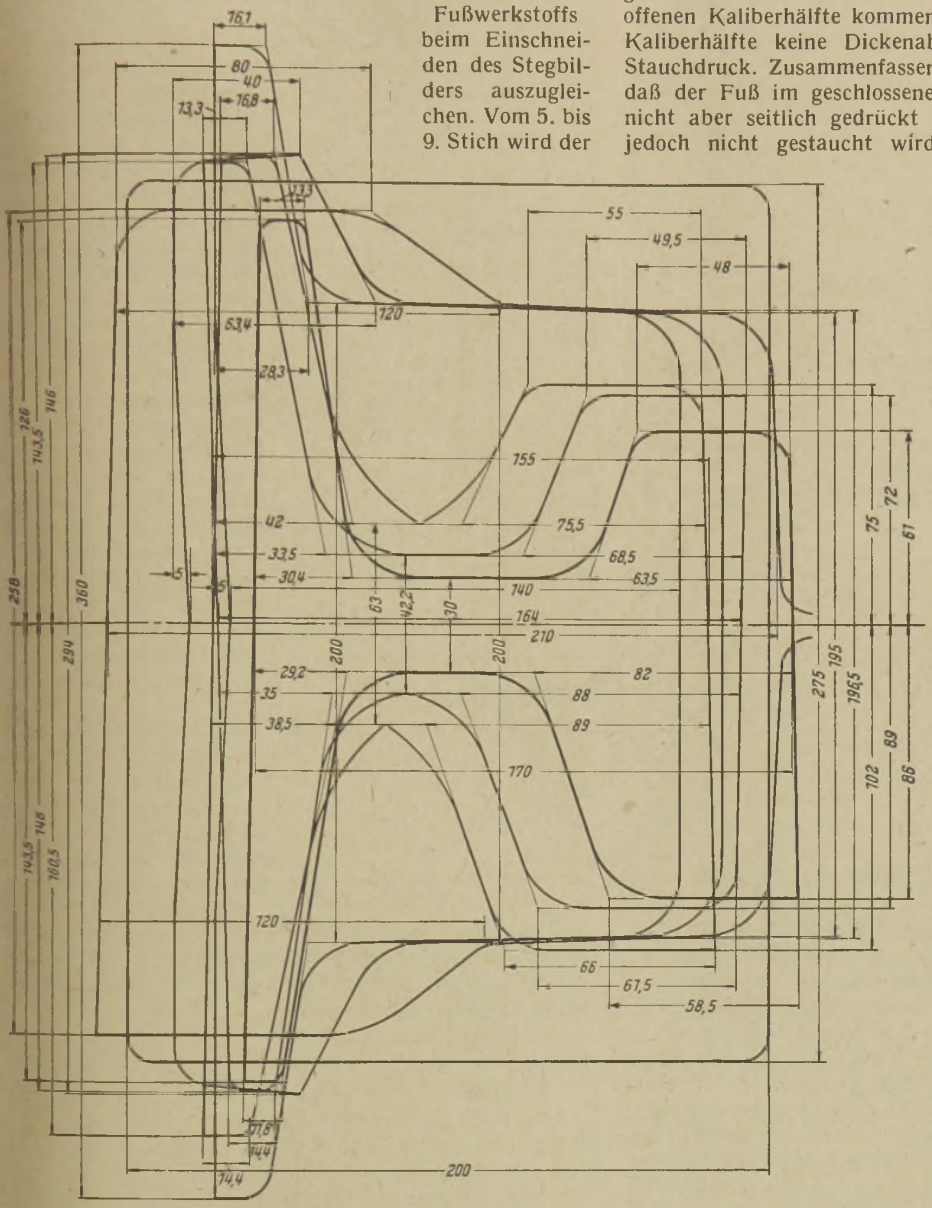


Bild 2a. Kaliberzeichnungen einer Rillenschiene 180/180 mm; Kaliber 1 bis 6.

Die Spalte „geteilte Fußbreite" zeigt, daß der vom geschlossenen in den offenen Kaliberteil kommende Fuß, der Gratbildungsgefahr wegen, keinen Stauchdruck bekommen darf. Eine Ausnahme bilden die Kaliber 4 und 10.

Wie man aus den bereits angeführten Gründen jedoch ersehen kann, ist dies kein echter Stauchdruck, sondern lediglich ein Nachfolgen des Kalibers dem an Breite verlierenden Fußwerkstoff. Gratbildung kann mithin an den offenen Kaliberhälften nicht auftreten.

Der Vorsprung *Vo*, *Vg* ergibt sich zwangsläufig aus der Fußbreite und der Stegdicke. Er errechnet sich aus *bo* — *S* 2 oder *bg* — *S* 2. Da die Größen *bo*, *bg* und *S* bereits durch Verhältniszahlen festgelegt werden, sind solche für *Vo*, *Vg* unnötig. In den Fällen, in denen Kaliber in Dreiwalzengerüsten übereinanderliegen, gibt die Vorsprungspalte eine gute Prüfmöglichkeit: Die Vorsprünge der einander zugekehrten Kaliberhälften müssen immer maßgleich sein.

Ao, *Ag* und *ao*, *ag* bestimmen, in Verbindung mit den *b*-Maßen, die Konizität der Fußflanschen. Die Stichabnahme erfolgt, vom Fertigstich aus betrachtet, mit ansteigenden Verhältniszahlen. Zu beachten ist, daß der aus der offenen Kaliberhälfte kommende Fuß in der geschlossenen Kaliberhälfte keine Dickenabnahme erfährt, dafür aber Stauchdruck. Zusammenfassend kann mithin gesagt werden, daß der Fuß im geschlossenen Kaliberteil nur gestaucht, nicht aber seitlich gedrückt wird, im offenen Kaliberteil jedoch nicht gestaucht wird, sondern seitlichen Druck bekommt. In den letzten Stichen kann bei *ag* sogar eine Minus-Verhältniszahl eingesetzt werden. Das bedeutet, daß das Kaliber an den Fußspitzen breiter im Maß ist als das Walzgut. Hiermit wird erreicht, daß das Walzgut mit Sicherheit auf den Grund des Kalibers stößt und hier genaue Form und genaues Maß bekommt.

Die Größe der Stichabnahme der *A*- und *a*-Maße wird begrenzt durch die Forderung, daß das Profil in das jeweils nächste Kaliber noch gut „einfällt" und sich nicht auf den Stegbilder aufsetzt. In diesem Falle fassen die Walzen das Walzgut nicht. Außer *A* und *a* spielen hierbei noch die Breitung und die Neigung der Kaliberseitenflächen — die letzten haben bei regelmäßigem Wechsel der Kaliberöffnungen von Stich zu Stich auch wechselnde Schräglage — eine Rolle. Verhältniszahlen wie im vorliegenden Falle im Stich 3 mit *Ao* = 225 und *ao* = 2,60 sind nur bei waagerecht liegendem Schienenfuß denkbar, da hierbei die Einführungsschwierigkeiten des Walzgutes in das Kaliber nicht auftreten können.

Die Verformung des Schienenkopfes ist vom 9. Stich abwärts bis zum 4., in dem er sich erstmalig abzeichnet, ähnlich der Verformung des Schienenfußes. Das Maß *b* entspricht dem Maß *K*, *bo*, *bg* entspricht *ko*, *kg*, und die Maße *A* und *a* entsprechen den Maßen *D* und *d*. In den letzten beiden Stichen wird die Verformung des Kopfes durch das Eindrücken der Rille bestimmt. Die Verhältniszahlen zu den Kopfmaßen *K* werden im Durchschnitt etwas höher liegen müssen als die der Fußbreitenmaße *b*, da der Kopf im Fertigstich schmaler als der Fuß ist, beide aber von einer gemeinsamen Blockhöhe ausgehen.

Für *ko*, *kg* gilt das zu *bo*, *bg* Gesagte. Die für den Fuß gültige Regel, daß der in die offene Kaliberhälfte kommende Teil keinen Stauchdruck bekommen darf, braucht beim Kopf nicht so streng eingehalten zu werden. Der gedrungene, mit verhältnismäßig großen Kantenabrundungen versehene Schienenkopf neigt nicht so leicht zur Gratbildung.

Die *v*-Maße sind, wie die *V*-Maße, von geringerer Bedeutung. Die *D*- und *d*-Maße werden in ähnlicher Weise wie die *A*- und *a*-Maße entwickelt. Wie beim I-Profil, so steigen auch

bei der Rillenschiene die Verhältniszahlen aller Dickenmaße *(S, A, a, D, d)* nach dem Anstich zu an. Alle Stauchdruck bekommenden Breitenmaße *(b, bo, bg, K, ko, kg)* dagegen haben Verhältniszahlen von ungefähr gleichbleibender Größe.

Bei der Rillenschiene wird dieses sich, beim I-Profil als vollkommen symmetrisches Profil, besonders klar ergebende Gesamtbild durch das Blockwenden und das Rilleneinschneiden etwas getrübt.

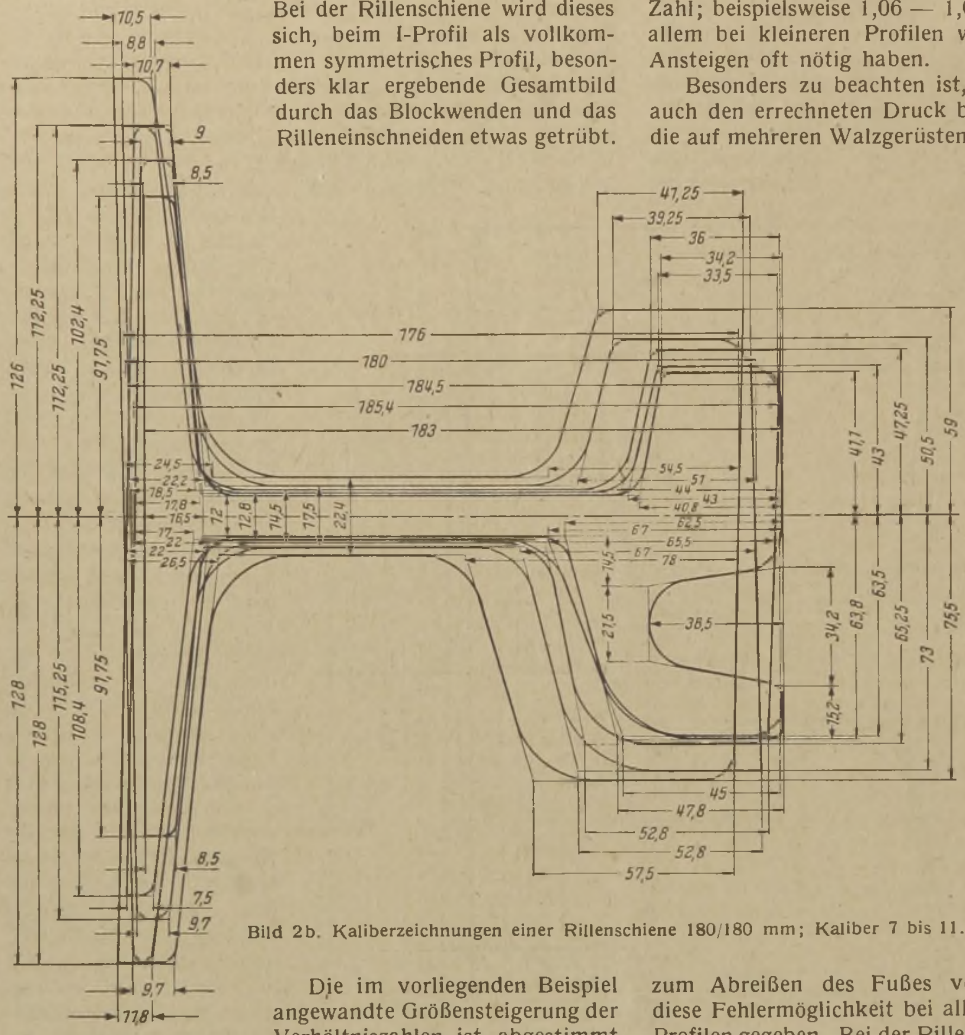


Bild 2b. Kaliberzeichnungen einer Rillenschiene 180/180 mm; Kaliber 7 bis 11.

Stichabnahmen in den letzten Stichen nicht allzu groß sein. In diesen Fällen belastet man die ersten Stiche etwas mehr, indem man nicht mit einer in ihrer Größe gleichbleibenden Zahl steigert, sondern mit einer sich gleichmäßig erhöhenden Zahl; beispielsweise 1,06 — 1,09 — 1,15 — 1,27 usw. Vor allem bei kleineren Profilen wird man dieses sprunghafte Ansteigen oft nötig haben.

Besonders zu beachten ist, daß der Steg in jedem Stich auch den errechneten Druck bekommt. Bei Kaliberreihen, die auf mehreren Walzgerüsten verteilt liegen, könnte es bei Unachtsamkeit vorkommen, daß die Vorwalze etwas zu eng und die nachfolgende etwas zu weit gestellt ist. Bei der verhältnismäßig geringen Stichabnahme des Steges in den letzten Stichen — vom 10. zum 11. Stich beispielsweise nur 0,8 mm und vom 9. zum 10. Stich 1,7 mm — können die beiden sich addierenden Einstell-Ungenauigkeiten dazu führen, daß der Steg überhaupt keinen Druck bekommt. Für die Breitenabnahme des gestauchten Fußteils jedoch, der beispielsweise vom 10. zum 11. Stich rd. 17 mm beträgt, spielt eine Einstell-Ungenauigkeit von 0,8 oder 1,7 mm keine Rolle. Die Folge aber ist, daß der gestauchte Teil des Fußes in den Steg hineingedrückt wird und sich am Uebergang zum Steg eine Kerbe bildet *(Bild 3)*. Diese Kerbe wird bei später folgenden Stichen zugewalzt und führt unter Umständen zum Abreißen des Fußes vom Steg. Grundsätzlich ist diese Fehlermöglichkeit bei allen auf diese Weise gewalzten Profilen gegeben. Bei der Rillenschiene, die meist aus hartem Stahl hergestellt wird, wirkt sie sich aber besonders ungünstig aus.

Die im vorliegenden Beispiel angewandte Größensteigerung der Verhältniszahlen ist abgestimmt auf die Stichzahl 11. Da man, schon um die Fertigmaße des Profils mit Sicherheit zu erhalten, eine gewisse Mindestblockhöhe nicht unterschreiten darf, ist die Größe der Verhältniszahlen nur noch abhängig von der Stichzahl. Die Stichzahl wiederum, die man aus wirtschaftlichen Gründen möglichst niedrig halten sollte, ist abhängig von der zur Verfügung stehenden Walzenstraße und der Art des zu walzenden Stahles.

Daraus ergeben sich verschiedene Möglichkeiten, Verhältniszahlen zu steigern. Im Fertigstich der Stegspalte mit 1,06 beginnend, kann man beispielsweise die Verhältniszahlen von Stich zu Stich gleichbleibend um 0,02 steigern. Die Verhältniszahlenreihe lautet dann: 1,06 — 1,08 — 1,10 usw. Mit 0,03 gesteigert ergäbe: 1,06 — 1,09 — 1,12 usw. Oftmals kommt man aber mit dieser Steigerungsart nicht aus. Es ließe sich, bei einer an sich möglichen geringen Stichzahl, die erforderliche Blockhöhe nur erreichen, wenn man ausgefallen große Zahlensprünge wählt. Um jedoch ein gut gewalztes, maßgenaues Profil zu bekommen, dürfen die

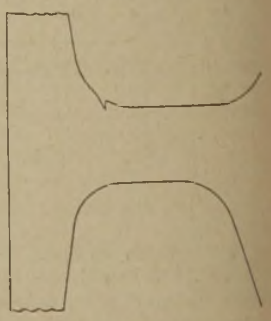


Bild 3. Walzfehler durch ungenügenden Stegdruck.

Zusammenfassung

An einem Rillenschienenprofil von 180 mm Höhe wird gezeigt, wie man diese Profile mit Verhältniszahlen kalibrieren kann. Ausgehend davon, daß die Art der Verformung im größeren Teil der Stichzahl der des I-Profils ähnlich ist, kann auch der Tabellenaufbau zum größten Teil vom I-Profil übernommen werden. Wesentliche Abweichungen bringen nur das zweimalige Blockwenden in den ersten Stichen und das Rilleneinschneiden in den letzten beiden Stichen.

Umschau

Die Erzvorbereitungs-Anlage bei den Minnequa-Werken (Colorado)

Die Erwägungen zur Steigerung der Roheisenerzeugung der Minnequa-Werke führten zu der Schaffung einer Neuanlage für die Vorbereitung der im Hochofen zur Verhüttung gelangenden Erze. Der Bau der Anlage wurde im Sommer 1942 begonnen und kam Ende 1943 in Betrieb. Die Anlage erhält ihre Erze aus zwei Lagerstätten: der Sunrise-Grube im Staate Wyoming und der Duncan-Grube im Eisengebirge von Utah. Infolge des geologischen Aufbaues der beiden Lagerstätten sind die Erze in ihrem chemischen und physikalischen Aufbau sehr verschieden. Das Sunrise-Vorkommen wird im Tiefbau, das Duncan-Erz ausschließlich im Tagebau gewonnen. Das Sunrise-Erz ist zum größten Teil weicher Hämatit und so feinkörnig, daß 22% unter 0,5 mm abgesiebt werden können, wogegen das Duncan-Erz hart ist mit 20 bis 40% Magnetit. Vor dem Bau der

Neuanlage wurden die Erze unter 90 mm zerkleinert, abgesiebt und zum Hochofen gebracht, während nur ein geringer Teil des Feingutes auf zwei Dwight-Lloyd-Bändern von 1 m Breite gesintert wurde. Die Leistung dieser beiden Bänder lag bei 500 t/Tag. Eine Mischung der Erze erfolgte nicht, und so ergaben sich ständig Schwierigkeiten in der Führung der Hochöfen, die zu laufenden Aenderungen des Möllers führten und Unregelmäßigkeiten in der Zusammensetzung des Roheisens mit sich brachten, die sich nachträglich nicht mehr beseitigen ließen.

Die neue Anlage besteht nach einem Bericht von R. R. Williams[1]) aus den erforderlichen Brech- und Siebanlagen, einer neuen Sinteranlage und den Mischbetten. Die Anlage liegt 2 km vom Hochofenbunker entfernt. Die offenen Großraum-Eisenbahnwagen mit 63 t Inhalt werden mit großen Wippern in einen Aufgabebunker entleert, von dem aus mit einem langsam laufenden Wagenentleerer das Erz zunächst einen Stabrost passiert, dessen Ueberkorn in einem Backenbrecher mit 1500 × 1125 mm² Weite auf unter 105 mm zerkleinert wird. Das gebrochene Ueberkorn und das Unterkorn werden gemeinsam zwei Symons-Nachbrechern zugeführt, nachdem es vorher mit Schüttelsieben in Korn über und unter 50 mm sortiert wurde. Die Symons-Brecher zerkleinern auf unter 50 mm. Ueber- und Unterkorn werden auf drei Gyrex-Eindeckersieben von 2 × 2,65 m² mit 8 × 75 mm² Schlitzlochung auf unter 6,25 mm für die Sinterung abgesiebt. Das Ueberkorn unter 50 und über 6,25 mm wird auf die Erzbetten gebracht. Die Leistung des Wagenwippers beträgt 630 t/h; Wippen und Entleeren dauert 5 min. Die Brech- und Siebanlage leistet diese 630 t in einer Stunde unter der Voraussetzung, daß das Erz etwa 50% Feines und 50% Stücke enthält. Abweichungen kommen vor.

Die eigentliche Sinteranlage besteht aus zwei Dwight-Lloyd-Bändern von je 1,8 m Breite und 25,6 m Länge. Die zugehörige Bunkeranlage liegt parallel neben der Sinteranlage. Der Erzbunker faßt 2700 t und jeder der vier Koksgrusbunker 81 t. Die Entleerung des Erzbunkers erfolgt mit einem umlaufenden Flugförderer, der sich vor dem Bodenschlitz hin- und herbewegt und das Erz in genau geregelter Menge über ein davorliegendes Sammelförderband abwirft; von dort geht es weiter in einen Vorratsbunker, aus dem die Entleerung mittels zwei Drehteller erfolgt. Das Sinterrückgut wird mit Vibratoren unmittelbar aus den Rückgutbunkern auf das Sammelband gebracht, welches das Mischgut in trommelförmige Mischer von 1,65 m Dmr. und 3 m Länge befördert. Die Aufgabe auf das Sinterband erfolgt mit den bekannten schwingenden Aufgabevorrichtungen, Abschneideplatten am Ende jedes Wagens, die Zündung mit amerikanischen Erzbrennern. Der Koksgrus für die Sinterung wird aus dem Waggon in ein System von Gleisbunkern entleert, geht über zwei Gyrex-Eindeckersiebe von 1,65 × 4 m², wobei das Ueberkorn im Kreislauf in zwei Ringmühlen nachzerkleinert wird. Die zunächst vorgesehene Korngröße von 6 mm erwies sich jedoch als zu groß und wurde später auf unter 3 mm geändert. Dadurch trat naturgemäß eine wesentliche Verringerung der Leistung ein. Deshalb wurde nachträglich in jedes System eine Stabrohrmühle eingebaut, um die Leistung wieder auf die bestimmte Höhe zu bringen.

Das Mischen der Erze geschieht auf vier Erzbetten, von denen jeweils zwei gestapelt werden, währenddessen die beiden anderen geräumt werden. Je zwei Betten haben ein Stapelgerüst mit doppelseitigem Abwurf. Dieser Abwurfwagen wird automatisch gesteuert und macht 20 bis 37 m/min je nach der Geschwindigkeit des Förderbandes für die Zufuhr der Erze. Auf diese Weise werden dünne Erzschichten übereinander geschüttet, so daß sie einen Erzhaufen bilden von 183 m Länge, 17 m Bettbreite und 6 m Höhe, mit insgesamt je Erzbett ungefähr 15 300 t Erz.

Geräumt werden die Erzbetten mit Robins-Messiter-Räummaschinen. Jede Maschine bildet eine Art Brücke von 25 m Spannweite über die Breite des Erzbettes und den danebenliegenden Grabenförderer; eine Art Egge, die in der Winkellage verstellbar ist, deckt den dreieckigen Querschnitt des Erzhaufens und bewegt sich etwa 60 cm hin und her, wobei die auf dem gitterartigen Rost der Egge befestigten Stahlzähne das Erz zum Abgleiten bringen[2]). Unter der Brücke ist in einer Mulde eine umkehrbare Pflugscharkette angebracht, die das abrieselnde Erz je nach Erfordernis nach links oder rechts auf das Band des Grabenförderers bringt, von wo aus es mittels Eisenbahnwagen in die Hochofenbunker befördert wird. Die Leistung jeder Betriebseinheit beträgt für das Groberz 400 t/h, für das Feinerz 300 t/h, so daß im ganzen 800 t Groberz oder 600 t Feinerz abgeräumt werden. Verwiegen und Bemustern erfolgt mit selbsttätigen Bandwaagen, von denen eine zwischen Vor- und Nachbrecher, eine andere hinter dem letzten Sieb und vor den Verteilerbändern angebracht ist. Auf diese Weise wird das Gesamtgewicht von Groberz und das Differenzgewicht von Grob- und Feinerz festgestellt. Nur die Probenahme für das Sintergut erfolgt von Hand. Der Erfolg dieser Mischarbeit ist aus der folgenden Zahlentafel zu ersehen.

	Vor der Mischung			Nach der Mischung		
	Höchstwert	Mindestwert	Unterschied	Höchstwert	Mindestwert	Unterschied
Fe	48,15	57,38	9,23	51,45	53,47	2,02
SiO_2	6,07	14,07	8,00	8,03	9,26	1,23
Al_2O_3	0,20	6,03	5,83	3,14	3,28	0,14
CaO	0,56	2,52	1,96	1,09	1,37	0,28
MgO	0,19	2,91	2,72	0,80	1,08	0,28
P	0,045	0,147	0,102	0,77	0,90	0,13
S	0,0	1,71	1,71	0,203	0,329	0,126

Jede untersuchte Erzmenge betrug mindestens 147 t, höchstens 2691 t. Die Korngröße des Feinerzes für die Sinterung wurde von ursprünglich 7,5 mm später auf 15 mm geändert.

Die ursprüngliche Staubsammelanlage konnte durch Anbringung verschiedener Staubhauben und durch Besprühen mit Wasser an verschiedenen Stellen der Anlage verbessert werden. Im übrigen ist die Anlage von vornherein so geplant worden, daß sie allen möglichen besonderen Anforderungen und Unregelmäßigkeiten des Betriebes angepaßt werden kann.

Die Beschreibung der Erzvorbereitungs-Anlage der Minnequa-Werke läßt erkennen, daß auch in den Vereinigten Staaten dazu übergegangen wurde, wichtige Voraussetzungen für die Verschmelzung im Hochofen aus dem eigentlichen Bereich des Hochofens zu verlegen. Brechen, Sieben, Mischen und Sintern der Feinerze verschiedenen Ursprungs bedeutet nichts anderes als eine bewußte Möllerung außerhalb des Hochofenbereichs vor dem Sintern.

Die Zerkleinerung und gute Mischung der für die Verhüttung bestimmten stückigen Erze besagt das gleiche. Die Wahl der Korngrößen in verhältnismäßig engen Grenzen stellt die Anwendung der sogenannten physikalischen Möllerung dar, alles Grundsätze, die sich auch auf deutschen Eisenwerken wie in Europa durchgesetzt haben. Bemerkenswert ist ebenso sowohl bei den Stückerzen, die ohne Sinterung in den Hochofen gelangen, der Uebergang von 90 auf 50 mm Korngröße, als auch beim Koksgrus für das Sintern der Uebergang von 6 auf 3 mm, Erkenntnisse, die schon seit längerer Zeit in Deutschland gewürdigt worden sind. In diesem Zusammenhang ist es beachtenswert, daß man auch in Amerika bei der Kokszerkleinerung dort von Ringmühlen, in Deutschland von Walzenmühlen, beides grundsätzlich ähnliche Bauarten, abgekommen und unabhängig voneinander für die Zerkleinerung von Koks, besonders wenn er feucht ist, auf die Stabrohrmühle als die beste Maschine übergegangen ist. Die wichtigste Feststellung ist die Tatsache, daß diese amerikanische Hütte vor der Schaffung der Neuanlage laut Bericht ständig mit großen Schwierigkeiten sowohl beim Schmelzvorgang im Hochofen als auch besonders bezüglich der ständigen Aenderung in der Roheisenzusammensetzung zu rechnen hatte; beides grundsätzliche Schwierigkeiten, die durch die Schaffung der beschriebenen Erzvorbereitung behoben wurden.

Im großen und ganzen ähnelt diese Anlage in ihrer grundsätzlichen Anordnung weitgehend der gleichartigen Anlage bei den Reichswerken in Watenstedt[3]). Ein Unterschied besteht insofern, als die Erzbetten bei den Minnequa-Werken nicht überdacht sind und deshalb die Verteilereinrichtungen etwas anders gelöst wurden als bei den Reichswerken, bei denen die Verteilung auf den Erzbetten mit Hilfe von Umkehrbändern durchgeführt wird, die in der Ueberdachung aufgehängt sind. Die Abweichung ist jedoch vermutlich in der grundsätzlich verschiedenen Art der amerikanischen von den deutschen Erzen begründet.

Die amerikanische Anlage hat gegenüber der deutschen den Vorteil erheblich längerer Erzbetten und damit größerer Stapelmöglichkeit und größerer Gleichförmigkeit in der Arbeit der Beschickung und Räumung. Die Stundenleistung der deutschen Anlage ist dagegen erheblich größer.

Carl Paul Debuch.

[1]) Blast Furn. 34 (1946) Nr. 1, S. 108/14.
[2]) Vgl. Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 842/43.
[3]) Siehe auch S. 205/12 dieses Heftes.

Neuartige mechanische Gießeinrichtung

Durch die Errichtung einer zentralbedienten mechanischen Gießanlage gelang es nach einem Bericht von J. R. Shephard und W. J. Olsen[1]) der American Brake Shoe Co., 370 Bremsklotzformen je Stunde abzugießen. Mit der Anlage können stündlich 11 t von einem Bedienungsmann bequem vergossen werden.

Bauart und Ausführung wurden vom Werk selbst durchgeführt. Die Anlage kann überall da verwendet werden, wo entsprechender Platz vorhanden ist. Wie aus *Bild 1* hervorgeht, besteht die Anlage aus einem Rollgang, auf dem die

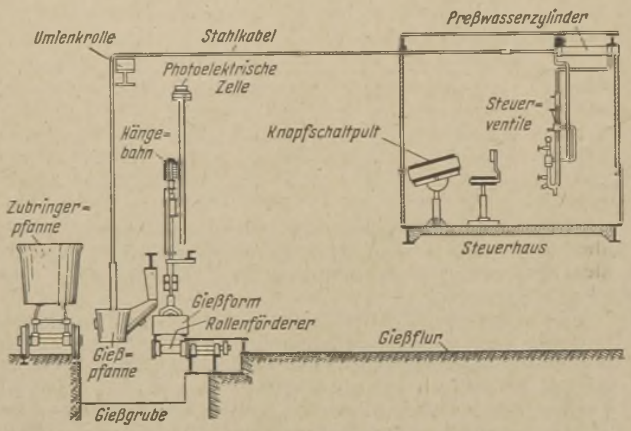


Bild 1. Schematische Darstellung der Gießeinrichtung.

Formen in der üblichen Weise zur Gießstelle herangebracht werden. Der Rollgang wird angetrieben durch einen 3-PS-Motor. Jeder Drehtisch faßt neun Formen. Die Gewichte zum Beschweren der Formen werden an einer Stelle durch Preßluftzylinder aufgesetzt; sie laufen auf einer besonderen Einschienenbahn bis zur Erkaltung der Gußstücke mit und gehen dann automatisch wieder zurück. Die Schwierigkeit bestand in der richtigen Zuteilung des Eisens, da ein gleichmäßiger Gießstrahl und gleichmäßiges Füllen der Formen unbedingt erforderlich ist. Das Gießen aus einer großen Pfanne bewährte sich nicht. Aus diesem Grunde wurden sechs kleine Gießpfannen mit einem Fassungsvermögen von etwa 450 kg gewählt. Jede Pfanne ist für sich aufgehängt und wird durch hydraulische Zylinder mit Druckknopfsteuerung bedient. Es wurde besonderer Wert darauf gelegt, daß die Anlage gegen Spritzeisen und andere Einflüsse gut geschützt wurde; so sind z. B. die Lager des Antriebsrollgangs nach außen gelegt, damit sie nicht durch Spritzeisen oder Hitze beschädigt werden. Die Bedienung sowie die Steuerzylinder sind in einem besonderen Raum untergebracht. Durch eine Scheibenwand können alle Vorgänge genau beobachtet werden.

Wenn auch aus dem Bild und der Beschreibung genaue Einzelheiten nicht zu ersehen sind, so kann man doch aus dem Gesagten auf eine sorgfältige Durcharbeitung der Anlage schließen. Sie kommt nur für Massenguß in Frage. Die Unterbringung von Bedienung und Steuereinrichtung in einem besonderen Raum erfordert mehr Platz, gibt aber die Sicherheit, daß die Bedienungsmannschaft ungehindert und ungefährdet ihre ganze Aufmerksamkeit dem Gießvorgang schenken kann. Außerdem bringt die Mechanisierung des Gießvorganges eine entsprechende Einsparung von Arbeitskräften mit sich.

Neuzeitliche englische Koks-Generatorgas-Anlage

Die Wärmöfen der englischen Hadfields' East Hecla-Werke wurden vor dem Kriege mit Stadtgas beheizt. Die Anlage war allen Belastungsschwankungen leicht anzupassen und in jeder Beziehung wirtschaftlich. Um während des Krieges Erzeugungsausfälle bei Gaslieferungsschwierigkeiten durch Feindeinwirkung zu vermeiden, wurde nach sorgfältigen Erwägungen eine Gaserzeugeranlage zur Vergasung von Koks auf dem Werk erstellt, so daß man in der Gasversorgung unabhängig war[2]). Besonderes Augenmerk schenkte man der Einsparung von Arbeitskräften, obwohl dies nicht durch mechanisch verwickelte Betriebsvorgänge erreicht wurde.

[1]) Foundry Trade J. 81 (1947) S. 37.
[2]) Iron Coal Tr. Rev. 153 (1946) S. 11/13.

Bei dieser englischen Anlage wurden die neuesten Erfahrungen der Brennstoffvergasung, Koks- und Gasbehandlung verwertet. Vergast wird Brechkoks III, und zwar vorwiegend der Stückgröße 20 bis 25 mm, der unmittelbar vom Waggon in einen Tiefbunker entladen wird. Ein zweiter Tiefbunker ist zur Aufnahme von Großkoks vorgesehen, falls Brechkoks nicht angeliefert werden kann. Durch Förderband wird der Großkoks einem Koksbrecher von 20 t Stundenleistung unter vorheriger Absiebung des Kleinkokses (unter 22 mm) zugeführt. Der gebrochene Koks wird mit einem schnellaufenden Kübelaufzug auf ein Doppeldeckersieb gebracht und in die Kornklassen 10 mm und darunter, 10 bis 20 mm und über 20 mm getrennt. Der Koksgrus (unter 10 mm) fällt unmittelbar in einen Bunker von 7 t Fassung, aus dem er in Förderwagen abgefüllt wird. Der Kleinkoks (10 bis 20 mm) läuft über Rutschen zum Hauptkübelaufzug der Generatoranlage, während der Koks über 20 mm zum Brecher zurückgeführt wird.

Der Vergasungsbrechkoks gelangt über einen ummantelten Senkrechtaufzug von 15 t Stundenleistung zu drei hochstehenden Koksbunkern von je 22 t Fassung, d. h. für jeden Gaserzeuger ein Koksbunker.

Die Generatoranlage besteht aus drei Gaserzeugern, Bauart Wellman-Galusha, von 3,05 m Dmr., in denen täglich etwa 28 t Koks je Generator durchgesetzt werden, entsprechend einer Gesamtleistung der Anlage von 15000 Nm³/h Generatorgas. Für die gesamte Bedienung werden nur vier Mann je Schicht benötigt. Aus den angegebenen Betriebsdaten ergibt sich eine Durchsatzleistung von 160 kg Koks je m² u. h, wenn je t Koks rd. 4300 Nm³ Gas erzeugt werden. Der Gasdruck wird auf etwa 80 mm WS gehalten.

Neben der auch bei uns üblichen Kühlung des Gases erfolgt noch eine weitgehende Feinreinigung in einer Anlage der Whessoe Foundry & Engineering Co. Nach dem Durchgang durch einen Staubsack geht das Gas durch eine Leitung von 1,2 m Dmr. zu einem Sprühdüsenvorkühler, der die hohe Kühlwassermenge von 143 m³/h oder 9,5 m³ Wasser je 1000 Nm³ Gas erfordert. Dies entspricht 41 m³ Kühlwasser je t durchgesetzten Kokses. Aus dem Vorkühler gelangt das Kaltgas zu zwei Desintegratoren, zu denen zwei weitere als Reserve vorhanden sind. Hier liegt der Wasserbedarf bei 27 m³/h oder 1,8 m³ je 1000 Nm³ Gas, das sind 7,75 m³ je t Koks. Durch eine Leitung von 0,9 m Dmr. wird das Gas zu einem Wasserabscheider von 2,4 m Dmr. und 4,1 m Höhe geleitet, der mit zwei Lagen einer Art Raschig-Ringe ausgerüstet ist. Hier werden zur Wasserabscheidung, d. h. zum Berieseln der Füllkörper stündlich etwa 13,5 m³ Wasser durch Sprühdüsen eingespritzt, das sind 3,85 m³ Spritzwasser je t Koks. Der Gesamt-Wasserverbrauch dieser Gasreinigungsanlage liegt demnach bei 12,2 m³ je 1000 Nm³ Gas oder 52,6 m³ Wasser je t Koks.

Anschließend erfolgt in vier Filterkästen von 4,3 m Dmr. und 1,8 m Höhe, von denen jeder zwei Schichten Eisenoxyd von 560 mm Schichtdicke enthält, noch eine Art Feinreinigung mit Entschwefelung. Der Rohgasschwefelgehalt wird von 1,75 bis 2,4 g S/Nm³ Generatorgas auf 0,4 bis 1,4 g/Nm³ vermindert. Der Staubgehalt des Reingases soll nicht höher als 0,02 g/Nm³ sein, entspricht also dem Reinheitsgrad einer üblichen Hochofengasreinigung.

Für die Gasreinigungsanlage wird Umlaufwasser mit einer Gesamtpumpenleistung von 250 m³/h verwendet, das über Absetzklärteiche und einen Kühlturm läuft. Durch chemische Wasserbehandlung und laufende Wasseruntersuchungen werden Korrosionen in den Leitungen und in der Gasreinigung verhütet.

Als besonderer Vorzug wird die Ausrüstung mit Meßgeräten und einer Meßtafel bezeichnet, wobei Dampf-Luft-Gemischtemperatur, Gastemperatur, Gasmenge und Gasdruckverhältnisse an verschiedenen Stellen der Gesamtanlage angezeigt oder aufgeschrieben werden. Auf der Stocherbühne befinden sich Schreibgeräte zur Aufzeichnung von Gastemperatur und Gasdruck, der übrigens selbsttätig geregelt wird. Außerdem können Kühlwasserdruck, Gasdruck und Gastemperaturen an einfachen Meßgeräten abgelesen werden. Die Gasbeschaffenheit wird durch ein Kalorimeter laufend überwacht.

Kurt Guthmann.

Erkenntnisse über das Rosten und den Rostschutz von Eisen und Stahl (1944 bis 1945)

[Schluß zu Seite 195]

Rostschutz durch Ueberzüge

1. Metallische Ueberzüge

Zu dem verbreitetsten metallischen Schutzüberzug, der Verzinkung[99]), sind eine Fülle von Einzelerfahrungen mitgeteilt worden. Nach H. Bablik[100]) verläuft die grundsätzliche Reaktion beim Feuerverzinken in bezug auf die Benetzbarkeit und den Tauchvorgang analog zum Vorgang beim Verbleien und Verzinnen. Haftfestigkeit und Struktur der Ueberzüge beim Feuerverzinken hängen von sehr vielen Einflußgrößen ab, die teilweise einer betrieblichen Einwirkung zugänglich sind[101]). Die Schichtdicke kann bei tropfenweiser Zugabe einer Aetzlösung bis zur Auflösung der Schicht bestimmt werden[102]). Seit einigen Jahren sucht man bei der Tauchverzinkung die Schichtdicke herabzusetzen[103]). Entgegen der üblichen Ansicht besteht beim Blei-Zink-Verfahren, wobei das Tauchbad aus geschmolzenem Blei und darüber schwimmendem, flüssigem Zink besteht, kein Unterschied in der Hartzinkbildung gegenüber der üblichen Tauchverzinkung. Die üblichen Verfahren zur Verminderung der Hartzinkschicht sind bei beiden Verfahren anwendbar[104]). Bei der Feuerverzinkung[105]) wirkt sich ein höherer Kohlenstoffgehalt im Stahl nicht ungünstig auf die Verzinkbarkeit von Blechen aus, wenn die Oberfläche vor dem Verzinken metallisch sauber ist; beste Ergebnisse werden nach Sandstrahlen erzielt, während nach Beizen bei Stählen höheren Kohlenstoffgehalts ungleichmäßigere Zinküberzüge entstehen[106]). Die Oberflächenvorbehandlung wirkt sich auch stark auf die Dicke und Verformbarkeit der Ueberzüge aus; bei gut aufgerauhten Oberflächen ergaben sich sehr hohe Zinkauflagen bei gleichzeitig guter Verformbarkeit[107]). Ebenso läßt sich die Blumenbildung[108]) durch Zusatzmetalle, Abschreckverfahren u. a. die Eisenlöslichkeit[109]) im flüssigen Zink durch Aluminiumzusätze und Einhalten bestimmter Temperaturgrenzen beeinflussen. Eine Untersuchung der Zinkverluste zeigte, daß durch Verdampfen keine wesentlichen Zinkverluste entstehen[110]). Messungen an einer gasbeheizten Feuerverzinkungsanlage zeigten neben den wärmewirtschaftlichen Vorteilen dieser Anlage eine Erhöhung der Lebensdauer der Zinkpfanne und anderer Einrichtungsgegenstände[111]).

Bei der kathodischen Metallabscheidung hat man nach einer Hypothese von Schlötter und Glazunow[112]) zwischen primären und sekundären Abscheidungen zu unterscheiden. Bei der primären Abscheidung scheidet sich das Metall an der Kathode unmittelbar nach der Entladung des Ions auf dem „aktiven Zentrum" ab, während sich bei der sekundären Abscheidung nach der Entladung zuerst komplexe Kationen bilden, aus denen sich das Metall erst in einer nachfolgenden, sekundären Stufe abscheidet. Bei sekundären Abscheidungen ist die Entladung örtlich und zeitlich getrennt. Aus dieser Hypothese wird die Annahme abgeleitet, daß sich aus unedlen Metallen bei Einhaltung bestimmter Elektrolysebedingungen „edle" Ueberzüge erzielen lassen. Mit Hilfe galvanischer Abscheidung können auch Legierungsniederschläge erzielt werden, entweder durch gleichzeitige Abscheidung der Legierungsmetalle oder durch nachträgliche Diffusionsglühung schichtig abgeschiedener Niederschläge. Die Verfahren haben auch Bedeutung für die Schließung von Poren im Chromniederschlag durch eine Eisen-Chrom-Legierung; nachteilig wirkt sich noch die Mitabscheidung unerwünschter, nichtmetallischer Fremdstoffe aus[113]). Besondere Schwierigkeiten bietet oft die Vermeidung von Poren im galvanischen Niederschlag[114]). Die galvanische Starkverzinkung erstrebt Schichtdicken von 200 bis 300 μ; in einem neuen sauren Bad gelang es, derartige dicke, glatte und verformbare Zinküberzüge zu erzielen, ohne daß bemerkenswerte Wasserstoffsprödigkeit auftrat[115]). Bei Glanzzinkbädern zeigte sich mit zunehmender Dauer der Elektrolyse steigender Glanz der Oberfläche[116]); dieselbe Erscheinung wurde auch bei Glanzzinn- und Glanznickelbädern, jedoch nicht bei Glanzsilber beobachtet. Bei der Abscheidung von Zinküberzügen aus Zinkatlösungen mit geringem Zinkgehalt wurde die beobachtete Glanzbildung auf den natürlichen Bleigehalt der Zinksalze zurückgeführt[117]). Bei neueren Verfahren der elektrolytischen Verzinkung ergeben sich wirtschaftliche Vorteile, da die Laugen von Zinkabfällen verwendet werden können[118]).

Auch als Austausch gegen Kadmium hat sich die elektrolytische Verzinkung gut bewährt; bei der Mattverzinkung konnte durch anschließende, kalt durchgeführte Bonderbehandlung der Korrosionsschutz gegenüber stark angreifender Atmosphäre noch verbessert werden[119]). Praktische Ratschläge betreffen die Entfernung des Schlammes aus Elektrolysebädern[120]), die Untersuchung von Metallüberzügen im Salzsprühverfahren[121]), eine mechanische Prüfung der Haftfähigkeit der galvanischen Niederschläge[122]) und den Nachweis schwacher Stellen des Ueberzugs mit einem elektrographischen Verfahren[123]). Die Dichtigkeit galvanischer Ueberzüge kann durch Verwendung pulsierender Ströme erhöht werden. Bei unter Einfluß ultravioletter Bestrahlung erzeugten elektrolytischen Niederschlägen soll ein unterschiedliches Aussehen der Niederschläge im Vergleich zu solchen, die in der Dunkelheit erzeugt wurden, beobachtet worden sein[124]). Verzinkte Stähle können unter bestimmten Bedingungen spannungsrißempfindlich sein[125]).

Ueber die Vorteile der elektrolytischen Verzinnung in sauren Bädern unterrichtet eine Sichtung der seit 1909 vorliegenden Patente; insbesondere wird dabei ein Vergleich zwischen der Behandlung in sauren und alkalischen Bädern gezogen[126]). Auch auf Gußeisen ist ein homogener Zinnüberzug möglich[127]). Die Dicke von Zinnüberzügen kann durch Gewichtsbestimmungen und analytisch ermittelt werden[128]). Die Mitteilung von Betriebserfahrungen, vor allem an zwei neuzeitlichen durchlaufenden Verzinnungsstraßen in Amerika[129]), unterrichtet über auftretende praktische Fragen[130]) der elektrolytischen Verzinnung. Beim chemischen Verzinnen von Stahl und Gußeisen scheinen alkalische Bäder die besten Ueberzüge zu ergeben[131]). Die Frage der Porigkeit spielt wegen des Fehlens einer Fernschutzwirkung eine größere Rolle; besonders bei der Herstellung von verzinnten Konservendosen aus Stahl wird daher dieser Frage Beachtung geschenkt[132]). Als Maßnahme zur Zinneinsparung hat die elektrolytische Verzinnung vielfach die Tauchverzinnung abgelöst; bei der Herstellung von Kannen wird nur ein Drittel der beim Tauchverzinnen benötigten Zinnmenge verbraucht[133]). Bei der Nachprüfung von Einflüssen auf die Festigkeit von Lötverbindungen an verzinnten Stahlblechen ergab sich ein starker Einfluß der Stahlreinigung vor dem Verzinnen auf die Festigkeit[134]).

[99]) Iron Coal Tr. Rev. 146 (1943) S. 391/92.
[100]) Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 200/02.
[101]) Bablik, H., F. Götzl und R. Kukaczka: Korrosion u. Metallsch. 21 (1945) S. 1/9.
[102]) Springer, R.: Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 42 (1944) S. 5.
[102]) Gordet, A.: Métallurgie Construct. méc. 75 (1943) Nr. 4, S. 19; Nr. 5, S. 17/19.
[104]) Bablik, H.: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 120/22.
[105]) Gordet, A.: Métallurgie Construct. méc. 76 (1944) Nr. 1, S. 15/16.
[106]) Püngel, W.: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 101/05 (Werkstoffaussch. 639).
[107]) Püngel, W., und R. Stenkhoff: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 720/25.
[108]) Chemiker-Ztg. 68 (1944) S. 108/09.
[109]) Ruttewit, K.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 203/06.
[110]) Imhoff, W. G.: Metal Ind., Lond., 62 (1943) S. 101/02.
[111]) Lempert, G.: Gas u. Elektrowärme 1944, Nr. 2, S. 28/34.
[112]) Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 71.
[113]) Raub: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 71/72.
[114]) Fischer, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 70/71.
[115]) Budiloff, N., H. Kühl und G. Kriszat: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 197/99.
[116]) Schmellenmeier, H.: Korrosion u. Metallsch. 21 (1945) S. 9/11.
[117]) Eckardt, W.: Korrosion u. Metallsch. 21 (1945) S. 14/15.
[118]) Myron, B. D.: Metal Ind., Lond., 62 (1943) S. 407/10; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 95.
[119]) Jones, J. S., und P. M. Walker: Metal Ind., Lond., 61 (1942) S. 218/20.
[120]) Métallurgie Construct. méc. 75 (1943) Nr. 3, S. 18; Nr. 4, S. 15/16.
[121]) Sample, C. H.: Metallurgia, Manch., 29 (1944) S. 337; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 97.
[122]) Hothersall, A. W., und C. J. Leadbeater: Metal Ind., Lond., 64 (1944) S. 361/64; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 95.
[123]) Glazunow, A., und L. Jenicek: Korrosion u. Metallsch. 21 (1945) S. 11/14.
[124]) Duval, C., und J. Liger: C. R. Acad. Sci., Paris, 216 (1943) S. 249/50.
[125]) Craig, J. H.: Iron Coal Tr. Rev. 151 (1945) S. 549/51.
[126]) Pine, P. R.: Metal Ind., Lond., 61 (1942) S. 314/16 u. 348.
[127]) Cresswell, R. A.: Foundry Trade J. 73 (1944) S. 129/30; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 95/96.
[128]) Sheet Metal Ind. 17 (1943) S. 625/27.
[129]) Munger, H. P.: Iron Coal Tr. Rev. 147 (1943) S. 831.
[130]) Baier, S.: Metal Ind., Lond., 60 (1942) S. 435/38; 61 (1942) S. 25/28; vgl. Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 42 (1944) S. 79/81 u. 97/100.
[131]) Métallurgie Construct. méc. 75 (1943) Nr. 7, S. 15/16.
[132]) Nehring, E.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 37/42.
[133]) Brighton, K. W.: Min. J. 222 (1944) S. 36/38 u. 48/50.
[134]) Hothersall, A. W., D. W. Hopkins und G. L. Evans: J. Iron Steel Inst. 149 (1944) S. 151/69.

Die galvanische Verbleiung[135]) hat, nachdem sich damit schon bei dünnen Ueberzügen eine porenfreie Bleischutzschicht erzielen läßt, gegenüber der Feuerverbleiung den Vorteil besserer Regelbarkeit und Gleichmäßigkeit der Ueberzüge[136]). Neu entwickelte Verfahren ermöglichen einen elektrolytischen Blei-Zinn-Niederschlag[137]).

Die Bedeutung der elektrolytischen Chromüberzüge beruht auf ihrer Verwendbarkeit zur Erhöhung der Verschleißfestigkeit und der Korrosionsbeständigkeit[138]). Die Streuung der Verchromungstiefe hängt u. a. von der Art des Bades, der Temperatur und der Anordnung der Elektroden ab[139]). Bei anodischer Oberflächenbehandlung zur Verchromung ist ebenso wie zur Vernickelung das Arbeiten mit intermittierenden Stromstößen angewendet worden, um damit vor dem Galvanisieren den Wasserstoff am Werkstück zu entfernen[140]). Bei der Entgiftung chromhaltiger Abwässer sind bestimmte Vorschriften zu beachten[141]). Durch Beobachtung der Abscheidungsgeschwindigkeit in Bädern mit abnorm hohem Schwefelsäuregehalt konnte ein neues Arbeitsverfahren für die Hartverchromung entwickelt werden[142]).

Ueberprüfung der im Diffusionsverfahren erzeugten Chromüberzüge auf ihre Korrosionsbeständigkeit im Vergleich zu legierten Vollstählen ergab etwa gleiche Beständigkeit in siedender Salpetersäure, siedender Essigsäure, Mischwasser und Seewasser[143]).

Von anderen metallischen Oberflächenschutzverfahren werden ein neues Weißnickel- und Hartvernickelungsbad beschrieben[144]). Rostversuche in Industrieluft an elektrolytisch verkadmetem Stahl bei verschiedenen Schichtdicken und nach verschiedenen Vorbehandlungsverfahren führte G. Soderberg[145]) durch. Bei der Vermessingung wirken sich die Zusammensetzung des Bades, Zusätze, Badtemperatur und Stromdichte auf die Ausbildung der Ueberzüge aus, die leicht durch Wasserstoffaufnahme leiden[146]). Bei galvanischen Edelmetallüberzügen aus Silber und Gold für technische Zwecke ist auf Porenfreiheit besonders zu achten, da hier Poren ungleich gefährlicher sind als bei weniger edlen Metallen[147]).

Die Praxis der Herstellung von Plattierungen aus Stahl mit Kupfer und Tombak wird beschrieben[148]), wobei sich Ausblicke für Verbesserungen der Verfahren ergeben.

Das Verspritzen von Nichteisenmetallen ebenso wie von Eisen und Stahl ist im Verlauf der letzten Jahre zunehmend im Instandsetzungswesen, aber auch zum Aufspritzen von Schichten aus nichtrostenden Stählen angewendet worden; eine Begrenzung findet die Anwendung durch die fehlende homogene Verbindung mit dem Grundmetall[149]). Ein neues Anwendungsgebiet findet das Spritzverfahren beim Veraluminieren eiserner Gebrauchsgegenstände, wobei sich besonders beim Aufspritzen auf Zinkzwischenschichten und bei Anwendung mehrerer Schichten gute Gebrauchseigenschaften ergeben[150]). Demgegenüber findet die Feuerveraluminierung nach wie vor für Apparate der Molkereibetriebe, Oelindustrie u. a. weites Anwendungsgebiet[151]).

2. Nichtmetallische, anorganische Ueberzüge

Von den nichtmetallischen, anorganischen Ueberzügen ist die Phosphatierung am meisten Gegenstand von Untersuchungen. Gleichmäßige Schichten lassen sich auch auf Sonderstählen erzielen; so z. B. läßt sich ein Chromstahl mit Gehalten bis zu 12 % Cr einwandfrei phosphatieren, während ein mehrfach legierter Stahl höheren Chromgehalts nicht behandelt werden kann[152]). Sorgfältige Arbeit und die Beachtung aller Betriebseinflüsse ist notwendig, um einen porenfreien Ueberzug zu erzielen[153]). Zwischen den im Kaltverfahren erzielten und den im Heißverfahren hergestellten Phosphatüberzügen besteht kein Unterschied in den technologischen Eigenschaften[154]). Kaltphosphatierung ist als Tauch- und Spritzverfahren möglich; die Einsparung des Aufwandes für die Beheizung ist neben der sehr feinkristallinen Ausbildung der Schichten der Hauptgrund zur Entwicklung der Kaltphosphatierung gewesen[155]). Durch die Verwendung von Vortauchbädern soll es möglich sein, besonders gute Phosphatschichten in kürzerer Zeit zu erzielen[156]). Nach neueren Verfahren wird auch Zink phosphatiert[157]), während die Behandlung von Aluminium Ueberzüge ergibt, die denen anderer Verfahren an Schutzwirkung nachstehen[158]). Bei der Anwendung von Chloraten als Beschleuniger ergeben sich besonders gut zum Ziehen von Stahl geeignete Schichten[159]). Bei der Emaillierung[160]) gingen die Bestrebungen der letzten Jahre auf den Ersatz von Mangelrohstoffen hinaus, so besonders bei den benötigten Flußmitteln[161]). Diese Aenderungen machten naturgemäß besondere Prüfungen der Eigenschaften des Emails notwendig, so daß neue Prüfmethoden entwickelt werden mußten. Neuzeitliche Beizanlagen für die Emaillierindustrie mit Unterwasserbrennern werden beschrieben[162]). Die Beizmittel sind ohne Einfluß auf die Haftfestigkeit borfreier Emails auf Blechen, während verschiedene Zusätze eine Steigerung der Haftung bewirken[163]).

3. Organische Ueberzüge

Die Entwicklung der durch Anstrich erzeugten Schutzüberzüge[164]) führte zur Verwendung bleisparender Pigmente[165]), so z. B. durch Anwendung einer elektrolytischen Umhüllung von Aluminium, Zink oder Eisen mit Blei[166]). Bei Stanzlacken, die auch beim Stanzen und Ziehen haften bleiben müssen, wurden Alkydharze als Grundstoff zur Oeleinsparung angewendet[167]). Die Ergebnisse siebenjähriger Freiluftversuche[2]) mit Anstrichen beweisen wiederum die hervorragende Rolle der Bleimennige als Korrosionsschutz für Eisen. Außerdem wird das Verhalten anderer Pigmente wie Eisenoxyd, Blei, Zinkchromat, Zink und Zement allein und in Kombination beschrieben und Erfahrungen mit Holzöl als Filmbildner bekanntgegeben. Bei der Industrielackierung nahmen die Kunstharze allgemein an Bedeutung zu[168]), obwohl bei den Bindemitteln Oelersparnisse auch durch Verwendung ölhaltiger Emulsionsbinder möglich sind[169]). Zapone und Zelluloselacke ergeben Beständigkeit nicht nur bei Witterungseinfluß, sondern auch gegen den Angriff von Alkalien und Säuren, selbst bei höheren Temperaturen[170]). Die Trocknungszeiten von kondensierenden Kunstharzlacken sucht man durch Bestrahlung[171]), auch mittels Infrarotlampen[172]), zu verkürzen. Das Einbrennen von Lacken[173]) erfordert eine gleichmäßige Temperaturverteilung im Ofen, die durch kleine bauliche Maßnahmen verbessert werden kann. Die Einsparungsmöglichkeit bei dünnen Farbüberzügen ist durch das Auftreten von Poren begrenzt; zur Erzielung von Verbesserungen wird die Porigkeit aufgespritzter Lacküberzüge mittels elektrographischer Verfahren untersucht[174]).

---

[135]) Kufferath, A.: Oberflächentechn. 20 (1943) S. 54/55; nach Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 214.
[136]) Thews, E. R.: Chem. Techn. 18 (1945) S. 41/43.
[137]) Gray, A. G., und W. Blum: Metal Ind., Lond., 60 (1942) S. 308/10.
[138]) Coyle, T. G.: Iron Coal Tr. Rev. 147 (1943) S. 789/90.
[139]) Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 42 (1944) S. 69/73.
[140]) Sachtleben, K.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 72/73.
[141]) Meinck, F.: Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 42 (1944) S. 37/40.
[142]) Bilfinger, R.: Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 43 (1945) S. 3/6.
[143]) Bennek, H., W. Koch und W. Tofaute: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 265/70.
[144]) McFarlane, T.: Metal Ind., Lond., 65 (1944) S. 10/11; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 95.
[145]) Metal Ind., Lond., 63 (1943) S. 155/56.
[146]) Krause: Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 42 (1944) S. 6/8.
[147]) Weiner, R., und Z. Jantschitsch: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 206/10.
[148]) Choul, M.: Métallurgie Construct. méc. 76 (1944) Nr. 1, S. 1/3.
[149]) Esser, P.: Metallwaren-Ind. Galvano-Techn. 43 (1945) S. 10/12.
[150]) Panseri, C., und E. Hugony: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 210/13.
[151]) Guillet, L.: Génie civ. 64 (1941) S. 101/03.
[152]) Schuster, L.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 74/75.
[153]) Machu, W.: Metallwirtsch. 22 (1943) S. 481/87.
[154]) Blume, H.: Schleif-, Polier- u. Oberflächentechn. 20 (1943) S. 66/67.
[155]) Schuster, L., und R. Krause: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 153/61.
[156]) Jernstedt, G.: Metallurgia, Manchr., 28 (1943) S. 290/91.
[157]) Krause, R.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 167/69.
[158]) Pollack, A.: Chemiker-Ztg. 69 (1945) S. 35.
[159]) Roßteutscher, F.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 165/66; Chem. Techn. 18 (1945) S. 46/47.
[160]) Krüger, O.: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 448.
[161]) Krüger, O.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 74.
[162]) Swindin, N.: Foundry Trade J. 75 (1945) S. 273/79, 298 u. 305.
[163]) Krüger, O.: Emailwaren-Ind. 21 (1944) S. 69/73; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 471.
[164]) Jordan, O.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 215/21.
[165]) Wagner, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 221/24.
[166]) Wagner, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 74.
[167]) Sarx, H. F.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 60/63.
[168]) Sarx, H. F.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 228/31.
[169]) Hebberling, H.: Masch.-Schad. 21 (1944) S. 27/28.
[170]) Fertigungstechn. 1943, S. 189/90.
[171]) Saatmann, C.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 73/74.
[172]) Mechan. Wld. Engng. Rec. 115 (1944) S. 713/14; nach Chem. Zbl. 116 (1945) I, S. 103.
[173]) Niesen, H., und A. Frank: Ueber die Bedeutung der Temperaturüberwachung beim Einbrennen von Lacken. Vgl. Chem. Techn. 17 (1944) S. 56.
[174]) Glazunow, A., und L. Jenicek: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 27/30.

Mit Oppanol ausgekleidete oder mit Bakelitüberzug versehene Gefäße widerstehen Säureangriffen bis zu 40 bis 60 °. Die Verwendung von Stahlrohren mit Kunststoffauskleidung ist bis zu einem Druck von 5 atü für anorganische und organische Säuren möglich[170]).

Poröse Gußstücke unter Einwirkung von Wasser, Petroleum, Oel und Alkohol können durch Abpressen mit Bakelitlösungen abgedichtet werden[175]).

Schutzanstriche gegen den Ansatz tierischer und pflanzlicher Organismen haben nur beschränkte Aussicht auf Erfolg; Voraussetzung ist bei ihrer Verwendung auch Verhinderung des Korrosionsangriffs[176]).

Zum Korrosionsschutz des Eisens gegen Kraftstoffe haben sich neben Lacken auch Zementschutzverfahren eingeführt; dabei erweist es sich zweckmäßig, das im Kraftstoff enthaltene Wasser durch Ausfrieren oder Adsorption mit Aetzkalk zu entfernen[177]). Nach anderen Untersuchungen sind bei Anwesenheit von Wasser, insbesondere auch Seewasser, im Kraftstoff organische Schutzschichten ebenso wie Zinküberzüge unbrauchbar; gut beständig sind nur einige Sondereinbrennlacke und vor allem Aluminium-Magnesium-Plattierungen oder aufgespritzte Ueberzüge aus diesen Metallen[178]).

Bei zinnfreien Konservendosen aus Schwarzblech[179]) wird von den Lackschichten Widerstand gegenüber verschiedenen Gefahren, wie Wasserstoffbombagen, Geschmacksbeeinflussung u. a. gefordert; durch die Anwendung der elektrolytischen Verzinnung als Grundlage der Lackierung läßt sich gegenüber der Feuerverzinnung eine Ersparnis an Zinn von 60 % erzielen. Die Haltbarkeit des Schutzes beträgt dabei bei den meisten Konserven über ein Jahr [180]). Seit Erscheinen der Untersuchungsergebnisse sind auf diesem Gebiete Verbesserungen erzielt worden, nachdem die Porigkeit durch Anwendung einer Phosphatierung als Grundlage für den Anstrich oder durch ein Zweischichtenanstrichsystem verringert wurde[181]). Auch im Ausland ist viel an dieser Aufgabe gearbeitet worden; hier wurden hauptsächlich Anstriche für Büchsen aus Weißblech und Aluminium entwickelt[182]).

Korrosionsprüfverfahren

Im Berichtszeitraum erschien eine zusammenfassende Darstellung der Korrosionsprüfverfahren, die aber leider wegen der Zeitereignisse kaum einzusehen ist[183]).

Zur Prüfung hochlegierter korrosionsbeständiger Stähle wird in Amerika das Huey-Verfahren angewendet, bei dem die Proben in drei Zeitabschnitten siedender Salpetersäure ausgesetzt werden[184]). Bei der Untersuchung von Metallen auf Tropenbeständigkeit sind die genormten Tropenprüfräume ungeeignet; auch die vorgeschlagene zusätzliche Besprühungseinrichtung[185]) dürfte an der Problematik solcher Kurzversuche, deren Ergebnis auch qualitativ oft von der Wirklichkeit abweicht, nichts ändern.

Bei der Betriebsüberwachung von Kesselspeisewasser wird eine sehr weitgehende chemische Untersuchung durchgeführt; sie erstreckt sich auf die Feststellung von Alkalität, Härte, gebundenem Chlor, gebundener Schwefelsäure, Phosphat, Dichte, Sauerstoff- und Salzgehalt und in besonderen Fällen Zucker[186]).

Zur Untersuchung der Korrosionsvorgänge geschützter Stähle wird eine elektrolytische Zelle vorgeschlagen, bei der der zeitliche Verlauf der Spannung die Messung des Gewichtsverlustes und die vergleichsweise Beobachtung der Proben ersetzen soll[187]).

Bei Deckschichten, insbesondere Phosphatüberzügen, läßt sich ein Maßstab für die Porigkeit durch Berechnung der freien Porenfläche aus Einzelfaktoren bei der anodischen Passivierung gewinnen, wobei sich gute Uebereinstimmung mit den Ergebnissen anderer Ueberprüfungsverfahren ergab[188]) [189]); andererseits wird als Vergleichsprüfung zur Feststellung des Porigkeitsgrades elektrolytischer Metallüberzüge die Salzsprühprobe empfohlen, wenn die Schutzwirkung des Ueberzuges nicht ausschließlich von der Schichtdicke abhängt[190]). Zur Messung der Schichtdicke sind die direkte Gewichtsermittlung, die Bestimmung der Auflösezeit unter Einhaltung bestimmter Versuchsbedingungen und magnetische Verfahren üblich[191]); unter den neuen Verfahren sind kapazitiv-elektrische Verfahren bei nichtleitenden Ueberzügen und die Anwendung reflektierter Röntgenstrahlen bei metallischen Schutzschichten auf Eisen zu nennen[192]).

Bei ofentrocknenden Lackschichten hat sich eine Menge von physikalischen Prüfmethoden eingeführt, um Schichtdicke, Dichtheit[193]), Schlagempfindlichkeit, Zähigkeit, Haftfestigkeit, Härte und Quellbarkeit zu ermitteln[194]). Bei der Durchführung der elektrischen Verfahren zur Ermittlung von Fehlstellen in Lacküberzügen wird Einhaltung einheitlicher Versuchsvorschriften gefordert[195]). Besondere praktische Anwendung haben die zahlreichen Untersuchungsverfahren bei Entwicklung und Ueberwachung von Konservendosen-Lackierungen[196]); hierbei ergaben einige Modellösungen[197]) wenigstens angenähert die gleiche Gütefolge, wie sich bei Ueberprüfung im Naturversuch ergeben hatte[198]).

Heinrich Steinrath und *Karl-Friedrich Mewes*.

Veränderungen von Schlackensanden (Zementschlacken) durch Glühen bei 850°

Es ist bisher noch nicht hinreichend bekannt, wie sich die Eigenschaften eines Schlackensandes bei höheren Temperaturen verändern. Das Erhitzen ist bei der Bindemittelherstellung notwendig, um den Schlackensand zu trocknen, weil sich nur trockener Sand feinmahlen läßt. Getrocknet wird in langen Blechtrommeln, die gleichlaufend oder im Gegenstrom mit Hochofengas oder mit den Abgasen der Zementdrehöfen geheizt werden. Portlandzementwerke haben manchmal dem heißen, oft noch glühenden Klinker nach Verlassen des Drehofens den nassen Schlackensand zugesetzt und ihn auf diese Weise getrocknet. Bei frisch granulierter Hochofenschlacke sind zum Trocknen keine höheren Temperaturen notwendig, weil es nur darauf ankommt, das anhaftende Wasser zu verdampfen und abzuführen. Alte Haldenschlacken erfordern jedoch häufig hohe Temperaturen, weil in ihnen das Wasser schon fest gebunden ist. Das Wasser muß nahezu völlig ausgetrieben werden, sonst klebt das feine Mehl an den Mahlkugeln und den Mühlenwandungen fest und verschmiert die Mühlen. Die wertvollen hydraulischen Eigenschaften des Schlackensandes sind aber an seinen glasigen Formzustand geknüpft. Da man nun weiß, daß eine glasige Hochofenschlacke bei starkem Erhitzen in den unhydraulischen, kristallisierten Zustand übergeht und damit an Wert verliert, ist man bestrebt, eine allzu starke Erhitzung des Schlackensandes zu vermeiden.

Zu den im Forschungsinstitut der Hüttenzementindustrie, Düsseldorf, unter Mitarbeit von F. Gille durchgeführten Versuchen sind insgesamt sechs verschiedene Schlackensande verwendet worden; davon stammen vier von deutschen Hüttenwerken und werden dort laufend zur Herstellung von Eisenportland- oder Hochofenzement verwendet, eine weitere sehr tonerdereiche Schlacke von einem finnischen Hochofenwerk, die letzte Schlacke endlich von einer alten Halde im Siegerland. Einer von den ersten vier Schlackensanden und der finnische Schlackensand waren luftgranuliert, die übrigen wassergranuliert. Die Haldenschlacke hatte 2,9 % CO_2 und 15,2 % gebundenes Wasser und ließ sich in getrocknetem Zustand nur bis auf einen Rückstand von 32 % auf dem 10 000-Maschen-Sieb mahlen, also nicht auf die übliche Zementfeinheit bringen. Die Schlackensande wurden in ihrem Anfallzustand einmal ½ h und dann 6 h in einem elektri-

[170]) Machinery, N. Y., 63 (1943) S. 203; nach Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 429.
[175]) Chemiker-Ztg. 68 (1944) S. 26.
[176]) Kiemstedt, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 52/55.
[177]) Pieper, J.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 56/60.
[178]) Ketterl, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 1/3.
[179]) Nehring, E.: Verwendung von oberflächengeschütztem Schwarzblech für Konservendosen. Teil I/II. o. O. (1940). Vgl. Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 558.
[180]) Nehring, E.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 37/42.
[181]) Wallgren, P. A.: Tekn. T. 74 (1944) S. 59/61.
[182]) Wiederholt, W.: Korrosionsprüfverfahren. Berlin 1945.
[183]) Iron Coal Tr. Rev. 146 (1943) S. 731.
[184]) Schulze, W. M. H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 94/98.
[185]) Leick, J.: Masch.-Schad. 21 (1944) S. 1/5.
[186]) Jaudon, E.: Métaux 19 (1944) Nr. 221, S. 12/17.
[187]) Machu, W.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 6/11 u. 63/64.
[188]) Machu, W.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 12/16.
[189]) Sample, C. H.: Iron Coal Tr. Rev. 147 (1943) S. 550/51.
[190]) Wallbank, A. W.: Electrodepos. Techn. Soc. 18 (1943) S. 43/47; nach Metallurgia, Manchr., 29 (1943) S. 94 u. 98.
[191]) Korrosion u. Metallsch. 19 (1943) S. 1/5.
[192]) Strzelba, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 5/6.
[193]) Eisenstecken, F., u. H. Kickermann: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 16/20.
[194]) Niesen, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 21/27.
[195]) Ketterl, H.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 30/37.
[196]) Edsäter, K. M.: Tekn. T. 74 (1944) S. 61/63.
[197]) Schikorr, G.: Korrosion u. Metallsch. 20 (1944) S. 43/51.

schen Widerstandsofen auf 850° erhitzt. Diese Temperatur ist deshalb gewählt worden, weil bei früheren Versuchen festgestellt worden war, daß eine Temperatur von 600° den Formzustand und die hydraulischen Eigenschaften des Schlackensandes nicht merkbar verändert, während sich bei 1000° meist schon ganz erhebliche Veränderungen vollzogen haben. Von allen drei Zustandsformen wurden chemisch der Anteil an Sulfid- und Sulfatschwefel und technisch in Mischungen mit Klinker im Verhältnis 30 : 70 und 70 : 30 die hydraulischen Eigenschaften im Kleinprüfverfahren bestimmt.

Die Versuche führten zu folgenden Ergebnissen: Durch eine Erhitzung der Schlackensande auf 850° können die hydraulischen Eigenschaften um rund ein Drittel herabgesetzt werden. Demgegenüber wird aber die Mahlbarkeit so wesentlich verbessert, daß bei gleichem Kraftaufwand zum Mahlen bessere Festigkeiten entstehen. Haldenschlacken werden auf diese Weise überhaupt erst mahlbar und somit für die Zementherstellung verwendbar. Durch das Glühen bei 850° wird der Sulfidgehalt der Schlackensande teilweise in Sulfat umgewandelt, bei den beiden luftgranulierten Schlackensanden am wenigsten. Die Verbesserung der Mahlbarkeit ist bei den Schlacken größer, in denen mehr Sulfid umgewandelt wird. Offenbar tritt bei der Erhitzung eine Auflockerung des Gefüges ein. Unter den Arbeitsbedingungen in der Trocknerei einer Zementfabrik werden die bei den Versuchen angewendeten hohen Temperaturen nicht erreicht. Man braucht also beim Trocknen des Schlakkensandes, auch wenn dazu einmal eine höhere Temperatur oder ein längeres Verweilen in der Trommel nötig ist, keine besonderen Vorsichtsmaßregeln zu treffen, da eine kurzfristige Erhitzung auf Temperaturen bis zur hellen Rotglut die Eignung der Hochofenschlacke zur Zementherstellung im ganzen gesehen sogar verbessert. *Fritz Keil.*

International Organization for Standardization

Wie aus einem Bericht des VSM.-Normalienbureau und der Schweizerischen Normenvereinigung[1]) hervorgeht, ist im Oktober 1946 die International Organization for Standardization — abgekürzt ISO — gegründet worden, durch die die seit 1926 bestehende International Federation of National Standardizing Associations (ISA) und das während des Krieges gebildete United Nations Standards Coordinating Committee abgelöst wurden.

In der ersten Konferenz vom 14. bis 26. Oktober 1946 wurden Statuten und Ausführungsbestimmungen, die von den nationalen Normenvereinigungen noch genehmigt werden müssen, Vorstand und Ausschüsse festgelegt.

Die Mitgliedschaft steht grundsätzlich jeder nationalen Normenorganisation offen, wenn diese die Aufnahmebedingungen (in dem Auszug nicht weiter angegeben) erfüllt und bereit ist, die Statuten und Ausführungsbestimmungen anzuerkennen. Von jedem Land kann aber nur eine Organisation Mitglied werden, nämlich die, welche am umfassendsten die normenden Stellen des Landes vertritt. Beschlüsse in technischen Angelegenheiten gelten für die Mitglieder nur als Empfehlungen. Ausführendes Organ der ISO ist ein Rat aus dem Präsidenten und 10 weiteren Mitgliedern, die zusammen 11 verschiedene Mitgliederländer vertreten. Für die ersten 5 Jahre haben China, Frankreich, Großbritannien, Sowjetunion und die Vereinigten Staaten von Amerika einen Dauersitz im Rat. Die übrigen 6 Sitze sind in London verteilt worden an Australien, Belgien, Brasilien, Indien, Norwegen und Schweiz. Die Sitze werden nach einem festgelegten Turnus nach Ablauf der Amtsdauer durch die Generalversammlung neu bestimmt. Der Rat wählt aus seinen Reihen einen Vizepräsidenten und Schatzmeister, während der Präsident von der Generalversammlung unmittelbar gewählt wird.

Die Geschäfte werden von einem Generalsekretariat geführt, dessen Generalsekretär vom Rat gewählt wird und ihm untersteht. Die Tätigkeit des Generalsekretariats wird von einem Ausschuß aus dem Präsidenten, dem Vizepräsidenten und dem Schatzmeister überwacht. Als Sitz der ISO und des Generalsekretariats wurde Genf bestimmt.

Als offizielle Sprachen der ISO wurden in London nach ausführlicher Erörterung das Englische, Französische und Russische angenommen. Veröffentlichungen und Dokumente der ISO mit offiziellem Charakter müssen in allen drei Sprachen abgefaßt sein.

Zum Präsidenten wurde in London Herr Howard Coonley, New York, Vorsitzender des Executive Committee of the American Standards Association, gewählt, zum Vizepräsidenten Herr G. L. Gérard, Belgien, zum Schatzmeister Herr F. Streiff, Schweiz.

Das Programm der technischen Arbeiten der ISO soll im wesentlichen das der ISA sein. Der gegenwärtige Vorschlag sieht 64 technische Komitees vor, von denen sich etwa ein Drittel mit Gegenständen aus der Maschinenindustrie befaßt. Stahl oder Werkstoffe werden nicht besonders erwähnt. Für die Zuteilung der technischen Sekretariate an die nationalen Normenausschüsse und für die Dringlichkeit der in Angriff zu nehmenden Arbeiten liegen Vorschläge vor, die noch bereinigt werden müssen.

[1]) Schweizer Arch. 13 (1947) S. 127/28.

Zeitschriften- und Bücherschau Nr. 7[1])

Bergbau

Sonstiges. Sellers, Gordon: Unterirdische Vergasung der Kohle. Grundsätzliche Schwierigkeiten von vier bisher vorgeschlagenen Verfahren, von denen bisher nur eines in Rußland zur versuchsweisen Ausführung gekommen ist. [Gas World 126 (1947) Nr. 3262, S. 217/19.]

Aufbereitung und Brikettierung

Nasse Aufbereitung, Schwimmaufbereitung. Neues Flotationsgerät für Laboratoriumszwecke.* Beschreibung eines im Aufbereitungslaboratorium der Technischen Hochschule Stockholm entwickelten Flotationsgerätes. [Jernkont. Ann. 131 (1947) Nr. 1, S. 26/28.]

Rösten und thermische Aufbereitung. Blume, Karl: Wesen und Anwendung des Krupp-Rennverfahrens.* Beschreibung der Arbeitsweise und der metallurgischen Vorgänge. Brennstoffverbrauch. Bildung und chemische Zusammensetzung der Luppen und ihre Weiterverarbeitung. Beschaffenheit der Rennschlacken. Anwendung des Verfahrens und Versuchsergebnisse. [Technik 1 (1946) Nr. 6, S. 271/76.]

Entgasung und Vergasung der Brennstoffe

Gaserzeugerbetrieb. Gaserzeugeranlage bei den Hadfields, Ltd., East Hecla Works, Ltd., Sheffield.* Beschreibung einer Gaserzeugeranlage mit drei Gaserzeugern der Bauart Wellman-Galusha für die Vergasung von Kleinkoks zur Sicherstellung des Gasbedarfes bei unvorhergesehenen Kürzungen in der Belieferung mit Koksofengas. Stündliche Leistung der Anlage rd. 1500 m³ gereinigtes Gas. [Iron Coal Tr. Rev. 153 (1946) Nr. 4088, S. 11/13.]

Krafterzeugung und -verteilung

Wärmetheorie. Kroms, A.: Brennstoffverbrauch der Heizkraftwerke.* [Wärme 67 (1944) Nr. 7/8, S. 139/45.]

Dampfkessel. Wartenberg und Müller-Neuglück: Verschmutzung der Speisewasservorwärmer von Großdampfkesseln.* Erörterung eines Falles, in dem durch ungünstige Brennstoffzusammensetzung und Luftmangel das Anbacken der Flugasche begünstigt wurde. Abhilfe durch Verbesserung der Verbrennungsbedingungen mittels Zweitluftzuführung. [Mitt. techn. Ueberw.-Ver., Essen, 1946/47, Nr. 1, S. 3/4.]

Gleitlager. Falz, Erich: Gleitlager als Austausch für Wälzlager.* [Z. VDI 88 (1944) Nr. 41/42, S. 573/79.]

Schmierung und Schmiermittel. Beuerlein, Paul, und Nestor Kuckhoff: Schmierstoff-Rückgewinn aus dem Abwasser.* [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 11/12, S. 197/99.]

Werkseinrichtungen

Wasserversorgung. Döring, Rud.: Kühlwasserbehandlung mit Natriumhexametaphosphat unter besonders schwierigen Betriebsbedingungen.* [Wärme 67 (1944) Nr. 4/5, S. 91/95.]

Roheisenerzeugung

Hochofenverfahren und -betrieb. Barnes, J. R.: Ausblasen von Hochöfen nach dem Nußkoks-Auswaschverfahren. Aufgabe von Nußkohlen 20 bis 60 mm. Aenderung der Erzgicht und Herausnahme des Kalksteinzuschlages. Kühlung der Gicht mit Wasser und Dampf. Herabsetzen der Windmenge, Reinblasen des Gestells beim letzten Abstich. Einführung des Wasserstromes zum Austragen des Ofeninhaltes durch Kühleröffnungen in der Rast. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1535/36.]

Becker, Otto: Ausblasen von Hochöfen. Verfahren und Sicherheitsmaßnahmen beim Ausblasen. Kühlhalten des Gichtverschlusses. Ausblasen mit einer Füllung von angefeuchtetem Koks unter Dampfzusatz und Wassergasbildung. Entleeren unter Schonung des Mauerwerks. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1530/31.]

Burnett, William H.: Anwendung von Hausbrandkoks beim Ausblasen von Hochöfen. Stufenweise Herabsetzung des Kalksteinzuschlages. Füllung des Ofens mit Hausbrandkoks. Kühlung des Gichtverschlusses. Langsames Herabsetzen des Winddruckes bis zum Windabstellen und Abdichten. Löschen des Ofeninhaltes mit

[1]) Das Verzeichnis der regelmäßig bearbeiteten Zeitschriften ist abgedruckt in Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 95/96. — ≡ B ≡ bedeutet Buchanzeige. — * bedeutet Abbildungen in der Quelle.

Beziehen Sie für Karteizwecke vom Verlag Stahleisen m. b. H. die einseitig bedruckte Sonderausgabe der Zeitschriftenschau.

Wasser durch den Gichtverschluß. Ausspülen des Koksinhaltes mit Wasser durch Rastöffnungen. Füllung des Staubsackes mit Dampf und Abschluß vom Ofen. Vorteile des Verfahrens. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1533.]

Rice, Owen R.: Drei Hochofenfragen.* 1. Wird durch langsames Blasen der Koksverbrauch je t Roheisen erniedrigt? 2. Haben kleine Oefen einen niedrigeren Koksverbrauch als große?. 3. Bewirkt ein verhältnismäßig großer Ofenraum einen geringeren Koksverbrauch? — Grundlegende Betriebskennwerte von mehr als 100 Oefen. Täglicher Koksdurchsatz je m² Gestellringdurchmesser. Zusammenhang zwischen Koksverbrauch und Gichtstaubentfall. Einfluß der Betriebsintensität auf die Gestehungskosten. Beziehung zwischen Gestelldurchmesser und Koksverbrauch. Einfluß der relativ hohen Kühlwassermenge bei großen Oefen auf den Wärmeverbrauch. Errechnung und Bedeutung des relativen wirksamen Ofeninhalts, bei großen Oefen geringer als bei kleinen. Verhältnis von Gestelldurchmesser, Ofenhöhe und Gichtweite. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1523/29.]

Sonstiges. Herstellung von Kupferblasformen in Deutschland.* Bericht Nr. 670 des British Intelligence Objectives Sub-Committee. Beschreibung der Herstellungsweise der gegossenen, geschmiedeten und gewalzten Kupferform nach den verschiedenen Verfahren der einschlägigen deutschen Firmen. [Iron and Steel 20 (1947) Nr. 3, S. 105/07.]

Eisen- und Stahlgießerei

Schmelzöfen. Formen und Abmessungen von Winddüsen für Kupolöfen. Aufgaben, Strömungsverhältnisse und Windgeschwindigkeit in der Düse. Rechnerische Abhängigkeit zwischen dem Ofenquerschnitt, dem Gesamtblasquerschnitt und Kokssatz auf Grund einer Formel. [Foundry Trade J. 80 (1946) Nr. 21; nach Iron Age 158 (1946) Nr. 26, S. 50.]

Piwowarsky, Eugen: Einige Fragen des Gießereiwesens.* Kupolofenbetrieb mit im Rekuperator vorgewärmtem Wind. Hitze- und zunderbeständiges Gußeisen. Das Walzen von Gußeisen mit Versuchsergebnissen. Sonderbauarten von Schmelzöfen. [Iron Age 159 (1947) Nr. 2, S. 58/60.]

Stahlguß. Brown, D.: Ueberwachungsmaßnahmen in der Stahlgießerei.* Arbeitsplanung, Trichteranordnung, Schmelzeinrichtungen, Schwefelabnahme im Konverter, feuerfeste Stoffe und Sandprüfung. [Foundry Trade J. 80 (1946) Nr. 1584, S. 421/26 u. 430.]

Schleuderguß. Northcott, L.: Schleudergußverfahren. Beschreibung des mechanischen Teiles. Entwicklung in Deutschland. Metallurgische Verhältnisse. Unterschiede zwischen statischem und Schleuderguß. Mathematische Behandlung des Schleudervorgangs. Praktische Versuchsergebnisse. [Foundry Trade J. 81 (1947) Nr. 1591, S. 151/55.]

Stahlerzeugung

Schrott. Weitzenkorn, L. F.: Schrott aus nichtrostenden Stählen. Notwendigkeit der möglichst weitgehenden Ausnutzung des Legierungsinhaltes von Schrott aus nichtrostenden Stählen und deshalb einer sorgfältigen Trennung. Zusammenfassung von Marken nach American Iron and Steel Institute zu verschiedenen Schrottgruppen. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1511/12 u. 1537/38.]

Elektrostahl. Ciamberlini, C.: Legierungsverluste beim Erschmelzen von legierten Stählen in Hochfrequenz- und Lichtbogenöfen. Allgemeine Ueberlegungen, aus denen die Zweckmäßigkeit des Hochfrequenzofens für die Erschmelzung z. B. von Chrom-Molybdän-Vanadin-Wolfram-Werkzeugstählen abgeleitet wird. [Ingegnere 20 (1946) Nr. 8, S. 616; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 1, S. 33.]

Metalle und Legierungen

Pulvermetallurgie. Hochwertiges Eisenpulver. Angaben über die Zusammensetzung eines von der Höganäs, A. B., Billesholms, hergestellten Eisenpulvers, das gegebenenfalls auch nach Glühung in Wasserstoff geliefert wird. Härte, Zugfestigkeit und Bruchdehnung von Teilen aus diesem Eisenpulver im ungeglühten und geglühten Zustand. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 4, S. 136.]

Verarbeitung des Stahles

Stabstahl- und Feinstahlwalzwerke. Bickerstaff, R. M.: Handelseisenstraße und Zusatzeinrichtungen für die Walzung von Edelstahl in Fontana.* Beschreibung der neuen Straße der Kaiser Comp., Inc., Iron and Steel Division in Fontana, Kalifornien, die am 16. April 1945 in Betrieb gekommen ist. Die Straße besteht aus 10 kontinuierlichen Gerüsten mit einem Ausgangs-Querschnitt für Knüppel von 100×100 bis 175×175 mm und weiteren 6 Zusatzgerüsten in gestaffelter Ausführung mit Walzendurchmessern von 525, 450, 350 und 250 mm mit allen neuzeitlichen Zusatzeinrichtungen. Die Straße ist bestimmt für das Walzen von Flacheisen von 30 bis 150 mm mit Dicken von 3 bis 35 mm, Rundeisen von 12 bis 65 mm, Quadratstahl von 11 bis 50 mm, U-Eisen und Trägern von 3 bis 4" (amerikanische Norm) und gleichschenkligen Winkeln von 35 bis 75 mm sowie entsprechenden ungleichschenkligen Winkeln. Leistung 15 000 t/Monat. [Blast Furn. 33 (1945) Nr. 12, S. 1513/22.]

Schmieden (Pressen und Hämmern). Der Entwurf von Gesenkschmiedestücken. Kurze Zusammenstellung der wesentlichen Gesichtspunkte nach amerikanischen Erfahrungen. [Machine Design Febr. 1943; nach Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 2, S. 46.]

Weiterverarbeitung und Verfeinerung

Ziehen und Tiefziehen. Siebel, Erich: Der derzeitige Stand der Erkenntnisse über die mechanischen Vorgänge beim Drahtziehen.* Der Formänderungswiderstand beim Ziehen. Der Ziehvorgang. Der Werkstofffluß beim Ziehen. Formänderungsarbeit und Kraftbedarf. Spannungsverteilung im Ziehgut. Formänderungswirkungsgrad und zweckmäßige Form des Ziehwerkzeuges. Anstrengung des Ziehgutes. Reibung und Schmierung beim Ziehen. Erwärmung des Ziehgutes beim Drahtziehen. Auswirkung der Erwärmung auf die Schmierung und auf die Eigenspannungen des Ziehgutes. Das Ziehen mit Gegenzug. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 11/12, S. 171/80 (Aussch. Drahtverarb. 21).]

Pressen, Drücken und Stanzen. Griebsch, F.: Weiterentwicklung der spanlosen Formung.* Werkzeug. Bauteile: Form und Größe. Formungsverfahren und Bauteilgestaltung. Formungsverfahren in den verschiedenen Fertigungsstufen, d. h. der versuchsmäßigen Bauweise, Serienbau und der Großfertigung. Entwicklung der Formungsvorgänge. [Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 2, S. 40/45.]

Schneiden, Schweißen und Löten

Elektroschmelzschweißen. Rykalin, N. N.: Temperaturverteilung um einen Schweißlichtbogen.* Versuche und rechnerische Ableitungen. [Awtogennoje Delo 17 (1946) Nr. 2, S. 6/11; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 1, S. 22/24.]

Eigenschaften und Anwendung des Schweißens. Lefèvre: Flocken und Haarrisse in Schweißgut.* Einfluß von Wasserstoff, Abkühlungsgeschwindigkeit, Abschrecktemperatur und von Spannungen auf die Entstehung von Flocken. Ihre Vermeidung in Schweißungen durch Vorbehandlung der Schweißzusatzwerkstoffe und zweckentsprechende Abkühlung oder Glühung. [Rev. Soud. 1 (1945) Nr. 2, S. 39/49; Arcos 23 (1946) Nr. 102, S. 2411/29; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 3, S. 95/99.]

Oberflächenbehandlung und Rostschutz

Spritzverfahren. Möglichkeiten auf dem Gebiete der Metallspritzüberzüge. Hinweise auf die Mannigfaltigkeit der zum Spritzen brauchbaren Metallegierungen bei der Schori-Spritzpistole und deren günstige Entwicklungsaussichten. [Iron Steel 20 (1947) Nr. 4, S. 150.]

Jones, W. D.: Spritzen mit der Pulver-Pistole.* Beschreibung der Schori-Spritzpistole, die in der Art des Metallspritzverfahrens nach M. U. Schoop nicht draht-, sondern pulverförmige Stoffe, die schmelz- bzw. erweichbar sind, sei es metallischer oder nichtmetallischer Art, verspritzt. [Engineering 163 (1947) Nr. 4237, S. 297/99.]

Mechanische Oberflächenbehandlung. Engelhardt, W. v.: Schleiffestigkeit und Grenzflächenenergie fester Stoffe.* Bisherige Ergebnisse über den Zusammenhang zwischen Schleif- und Zerreißfestigkeit und der spezifischen freien Grenzflächenenergie. Bedeutung der Schleifflüssigkeit. [Naturwiss. 33 (1946) Nr. 7, S. 195/203.]

Wärmebehandlung von Eisen und Stahl

Härten, Anlassen und Vergüten. Müller, O.: Behandlungsanweisung für Demag-Bohrstangen.* Wärmebehandlungsvorschriften für Hohlbohrer und Entwicklung eines Gerätes zum Härten eines Chrom-Silizium-Stahls mit 1% C und 1% Cr. [Metall u. Erz 41 (1944) Nr. 19/24, S. 223/24.]

Nordenfelt, Lennart: Praktische Vorschläge für das Schmieden und die Wärmebehandlung von Gesteinsbohrstahl.* Wiedergabe einiger Auszüge über Vorschläge für das Schmieden und die Wärmebehandlung legierten und unlegierten Bohrstahls, wobei auch Einrichtungen zum Härten der Schneiden und Aufschlagflächen beschrieben werden. [Metall u. Erz 41 (1944) Nr. 19/24, S. 219/23.]

Eigenschaften von Eisen und Stahl

Einfluß der Temperatur. Ssokolow, L. D.: Einfluß der Verformungsgeschwindigkeit auf den Formenänderungswiderstand von Metall.* Untersuchungen an Blei, Kupfer und drei unlegierten Stählen mit 0,17, 0,56 und 1,08% C über die Stauchung in Abhängigkeit von der aufgewandten Kraft bei Geschwindigkeiten von 0,01 bis 2000 mm/s bei 700 bis 1100°. [Shurnal technitscheskoi Fisiki 16 (1946) Nr. 4, S. 437/41; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 1, S. 28/30.]

Mechanische und physikalische Prüfverfahren

Festigkeitstheorie. Bragg, Lawrence: Die Trennfestigkeit der Metalle.* Darlegung der heutigen Erkenntnisse. [Bull. Soc. franç. Metall. 1945, 1. Sem., S. 53/59.]

Swift, H. W.: Längenänderungen in Metallen bei Ueberbeanspruchungen durch Verdrehen.* Versuche an Vollproben mit rd. 18 mm Dmr. und Hohlproben mit 22,5 mm Außen- und 16 mm Innendurchmesser. Ableitungen über die Spannungsverteilung. [Engineering 163 (1947) Nr. 4236, S. 253/57.]

Zugversuch. Kostron, H.: Zur Bestimmung der Fließgrenze im Zugversuch.* Die möglichen Ungenauigkeiten bei der Ermittlung der Streckgrenze bzw. der 0,2-Grenze aus dem von der Maschine aufgezeichneten Spannungs-Dehnungs-Schaubild und bei gesonderten Dehnungsmessungen. Einfluß der Probenbefestigung mit Beißkeilen. [Meßtechn. 20 (1944) Nr. 10/12, S. 223/28.]

Kerbschlagversuch. Haringx, J. A.: Kerbschlagprobe nach Schnadt.* Die Probe wird auf der Auftreffseite des Hammers ausgebohrt und ein gehärteter Stahlstift von 5 mm Dmr. eingelegt, der eine Verformung an der Auftreffstelle des Hammers verhindern und eine für die Beurteilung des Werkstoffes einwandfreiere Meßzahl ergeben soll. [Ingenieur 58 (1946) Nr. 50, S. 15/17; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 3, S. 77.]

Zerstörungsfreie Prüfverfahren. Hendry, Arnold William: Einrichtung, Verfahren und Werkstoffe für spannungsoptische Messungen.* Beschreibung der von dem Verfasser benutzten Einrichtungen, der ausgeführten Versuche und Verwendung der Modellwerkstoffe Catalin, eines Kunstharz-Werkstoffes von Bakelitgüte. [J. Instn. civ. Engrs. 1946/47, Nr. 1, S. 85/91.]

Köhler, W.: Höchstleistungen der deutschen Röntgentechnik.* Entwicklung von Hochstromröhren für Stromstärken bis zu 30 mA bei 200 kV und bis 50 mA bei 60 kV, von Röhren mit Brennflecken von nur 0,2 mm Dmr. (Feinfokusröhren), verschiedener Formen von Hohlanodenröhren, von Durchleuchtungs- und Aufnahmegeräten für Reihenuntersuchungen. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 3/9.]

Lüscher, H.: Ein neues Stereo-Röntgengerät.* Angaben über die elektromagnetische Schwingblendeneinrichtung von Wiegelmann (Magneta-Raumsichtblende). [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 9/10.]

Reininger, H.: Röntgendiaskopische Bewertung von Zinn- und Zinn-Austauschüberzügen auf Kernstützen.* Röntgenographische Untersuchungen über die Verschweißung von Kernnägeln und Kernstützen in Stahlguß und Grauguß in Abhangigkeit von der Oberflächenbeschaffenheit. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 39/48.]

Thornton, B. M.: Elektroinduktive Messung von Korrosionsnarben in Dampfkesselrohren.* Angaben über die Durchbildung eines an sich bekannten Gerätes für Messungen an Rohren an Ort und Stelle. [Engineering 163 (1947) Nr. 4235, S. 229/30.]

Verse, H.: Beitrag zur Frage: Villardspannung oder Gleichspannung für technische Röntgendurchstrahlungs-Einrichtungen.* Abhängigkeit des Gebrauchswertes einer Röntgeneinrichtung von der Röhrenspannung, der Strahlenleistung und ihrer Bauart. Gedanken zur Entwicklung einer allgemein anwendbaren Röntgeneinrichtung mit Gleichspannung. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 32/36.]

Metallographie

Geräte und Einrichtungen. Baldina, L. M., M. W. Dechtjar und A. M. Gorbunow: Magnetische Feststellung von Ferrit bei unvollständiger Härtung. Ermittlung des Ferritgehaltes aus der Koerzitivkraft. [Saw. labor. 15 (1946) Nr. 7/8, S. 692/700; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 2, S. 69.]

Günther, F.: Eine Halbzylinderkamera zur Bestimmung kleiner Abstandsänderungen in Kristallgittern mittels Röntgenstrahlen.* Vorteile der Halbzylinderkamera. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 14/16.]

Regler, F.: Zur Auswertung von Röntgen-Rückstrahlaufnahmen.* Zusammenstellung von Formeln für die Auswertung von Aufnahmen nach dem Planfilm-, Zylinderfilm-, Kegelfilm- und Ringfilmverfahren. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 11/14.]

Prüfverfahren. Saitzewa, L. P., und L. J. Popilow: Elektrolytisches Polieren von Metallschliffen. Versuche über zweckmäßige Badzusammensetzung und -temperatur sowie Stromstärke beim Polieren von Stahlschliffen. [Saw. labor. 15 (1946) Nr. 7/8, S. 679/92; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 3, S. 105.]

Röntgenographische Feingefügeuntersuchungen. Lihl, F.: Ein Beitrag zur Gitterkonstantenbestimmung und röntgenographischen Spannungsmessung an grobkristallinen Werkstoffen.* Fehlermöglichkeiten bei der Ermittlung von Gitterkonstanten an grobkörnigen Werkstoffen aus Rückstrahlaufnahmen bei gedrehter Kamera. Vergleich der Versuchsergebnisse bei gedrehter Kamera und ruhigem Film und nach dem Abpinselverfahren. Verfahren der Einzelreflexmessung. Uebereinstimmung mit dem nach dem Abpinselverfahren erhaltenen Wert der Mindestzahl der Reflexe zur Sicherstellung einer ausreichenden Meßgenauigkeit. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 25/31.]

Lihl, F.: Aenderung des Spannungszustandes der Werkstoffoberfläche durch Aetzen.* Planmäßige Untersuchungen an grobkörnigem und feinkörnigem Weicheisen. Erklärung der Entstehung der Aetzspannungen. [Arch. Metallkde. 1 (1946) Nr. 1, S. 16/25.]

Fehlererscheinungen

Sprödigkeit und Altern. Lioret, J.: Untersuchungen über den Sprödigkeitsbereich bei Stählen.* Untersuchungen an folgenden Stählen über die Kerbschlagzähigkeit in Abhängigkeit von den angewendeten Probenformen (10 mm Höhe, 55 mm Länge, 10 bis 40 mm Breite, 5 mm Kerbtiefe und Abrundungsradien von 2 bis 25 mm), der Wärmebehandlung und Versuchstemperatur (20 bis — 80°):

	% C	% Si	% Mn	% P	% S	% Cr	% Ni
1.	0,32	—	0,48	0,010	teilweise mit Al-Zusatz		
2.	rd. 0,70	0,30	0,50	0,02	0,02	0,05	0,20
3.	0,33	0,35	0,40	0,03	0,01	1,5	3,7
4.	0,33	0,11	0,87	0,028	0,018	1,45	0,29

[Bull. Soc. franç. Métall. 1945, 1. Sem., S. 19/30.]

Korrosion. Eisenstecken, F.: Korrosion und Korrosionsschutz von Eisen und Stahl in zutage ausgehenden Schächten.* Beobachtungen über die Korrosion von Proben aus folgenden Stählen und Gußeisensorten über 8 Jahre in Kohlen- und Kalibergwerks-Schächten:

	% C	% Si	% Mn	% P	% S	% Cu	Sonst.
1.	0,02	0,01	0,005	0,028	0,025	0,07	—
2.	0,13	0,01	0,40	0,038	0,033	0,05	—
3.	0,09	0,01	0,35	0,026	0,022	0,45	—
4.	0,08	0,01	0,45	0,074	0,022	0,26	—
5.	0,11	0,55	0,85	0,064	0,029	0,60	0,40 Cr
6.	3,34	1,94	0,70	0,664	0,106	0,09	—
7.	3,40	2,20	0,68	0,59	0,076	1,09	—
8.	3,29	1,86	0,74	0,56	0,092	0,10	1,84 As
9.	3,35	2,20	0,67	0,62	0,088	0,11	0,82 Ni

Einfluß von Anstrichen, Sandstrahlen, Phosphatieren und Verzinken. [Bergbau-Arch. Bd. 2, 1946, S. 58/87.]

Nichtmetallische Einschlüsse. Malcor, H.: Makroskopische und mikroskopische Untersuchungen an Blechen aus großen Blöcken.* Untersuchungen an Blechen von 40 bis 250 mm Dicke aus Blöcken von 14 bis 60 t aus Stählen mit rd. 0,35% C, 0,1% Si, 0,4% Mn, 0,02% P, 0,015% S, 1,8% Cr und 3,8% Ni über die Natur und Verteilung der auftretenden nichtmetallischen Einschlüsse. [Bull. Soc. franç. Métall. 1945, 1. Sem., S. 31/44.]

Chemische Prüfung

Spektralanalyse. Carlsson, C. Georg, und Roland Rynninger: Elektrische Aggregate für die Lichterzeugung bei der Spektralanalyse.* Ueberblick über die üblichen Verfahren und Einrichtungen für die Funkenerzeugung bei der Spektralanalyse nichtgasförmiger Stoffe. Selbstzündender Funke mit und ohne Zeit- oder Spannungsregelung. Durch Hilfszündung erzeugter Funke. Vergleich zwischen selbstzündendem und durch Hilfszündung erzeugtem Funken. Zündschwierigkeiten und Gegenmaßnahmen. Das schwedische „Emitator"-Gerät. Schrifttumsangaben. [Jernkont. Ann. 131 (1947) Nr. 1, S. 1/25.]

Meßwesen

Druck. Faulhaber, Fritz: Elektrische Druckmessung in der spanlosen Formung.* Anforderungen an Druckmeßdosen. Auswertung von Messungen. [Z. VDI 88 (1944) Nr. 25/26, S. 347/52.]

Eisen, Stahl und sonstige Baustoffe

Sonstiges. Die Wiedergewinnung der „Pluto"-Oelleitungen.* Unter „Pluto"-Oelleitungen sind die durch den Kanal zwischen England und Frankreich während der Invasion verlegten Oelleitungen zu verstehen, die z. T. aus kabel-armierten Bleileitungen, z. T. aus Stahlrohren bestanden. Der Aufsatz beschreibt die Wiedergewinnung der Blei-Kabelleitungen, die mit Rücksicht auf die Wiedergewinnung des Bleies durchgeführt worden ist. Die Stahlleitungen bleiben liegen. [Engineer, Lond., 183 (1947) Nr. 4760, S. 326/28.]

Betriebswirtschaft

Sonstige betriebstechnische Untersuchungen. Brown, D. I.: Auftragsdurchlauf in Hüttenwerken.* Uebersichtliche Darstellung des Auftragsdurchlaufes bei Hüttenwerken. Eingang der Aufträge, Aufteilung nach Gütegruppen für das Stahlwerk, Aufteilung nach Abmessungsgruppen aus dem Stahllager. Zusammenstellung nach Kunden bzw. Kommissionen aus dem Walzwerkslager für den Versand. [Iron Age 159 (1947) Nr. 5, S. 60/61.]

Kostenwesen. Küpper, Karl: Bedeutung und Notwendigkeit der Kostenrechnung im Wiederaufbau. Entwicklung der letzten Jahre. Aufgaben der Kostenrechnung. Einfluß des Beschäftigungsgrades. Preisbildung und Kalkulation. Fixkosten. Normalkosten und Verrechnungspreise. Außerordentliche Aufwendungen der Nachkriegszeit. Kriegsschäden. Vereinfachung und Ausbau. Betriebsvergleich, Kostensenkung, Buchhaltung und Kostenrechnung. Fachkräfteschulung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 11/12, S. 186/91 (Betriebsw.-Aussch. 223).]

Volkswirtschaft

Eisenindustrie. Der Ausbau der Stahlindustrie in Frankreich.* Ausbau der französischen Eisen- und Stahlindustrie nach dem Monnet-Plan. Rohstoffquellen vorhandener Hüttenwerksanlagen und ihre Ausrüstung. Leistungsfähigkeit und geplanter Ausbau. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 11/12, S. 201/04; Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4119, S. 279/84.]

Verkehr

Eisenbahnen. Neue amerikanische Schienenprofile.* [Glasers Ann. 71 (1947) Nr. 4, S. 72/75.]

Diehl: Zur Frage der Lebensdauer von getränkten Holzschwellen.* [Org. Fortschr. Eisenbahnw. 99 (1944) Nr. 15/18, S. 212/15.]

Bildung und Unterricht

Allgemeines. Davies, S. J.: Technischer Fortschritt und technische Erziehung. Auszug aus einem Vortrag über die Grundsätze der englischen technischen Erziehung. [Schweiz. Bauztg. 65 (1947) Nr. 13, S. 175/76.]

Bickel, E.: Wechselwirkungen zwischen konstruktiven und fabrikationstechnischen Entwicklungen im Maschinenbau.* Wenn auch für die praktische Durchführung vielfach die Aufteilung in Forschung, Konstruktion und Fabrikation unvermeidlich und zweckmäßig ist, so gehören diese Teilgebiete doch zusammen, wie an einer großen Reihe von Beispielen gezeigt wird. Für die Ausbildung muß dieser Zusammenhang auch weiterhin gewahrt bleiben. [Schweiz. Bauztg. 125 (1945) Nr. 1, S. 1/5.]

Statistik

Herstellung von Walzwerks-Fertigerzeugnissen in der Tschechoslowakei 1938 bis 1944[1])

(in 1000 t)

	1938[2])	1939	1940[3])	1941[3])	1942[3])	1943[3])	1944[3])[4])
Eisenbahn-Oberbaustoffe	677		86	78	65	30	44
Formstahl			69	53	45	30	26
Breitflanschträger						—	—
Stahlspundwände						—	—
Stabstahl			398	360	334	333	306
Bandstahl einschl. Röhrenstreifen			43	51	51	60	54
Walzdraht	85		50	56	53	46	45
Grobbleche von 4,76 mm und darüber	212		103	117	116	168	192
Mittelbleche von 3 bis unter 4,76 mm			23	29	29	31	30
Feinbleche über 1 bis unter 3 mm						76	79
Feinbleche über 0,32 bis 1 mm einschl.			134	157	130	77	70
Feinbleche bis 0,32 mm einschl.						15	9
Weißbleche (ohne Weißband)[5])	11		—	—	10	—	
Breitflachstahl (Universalstahl)	—		25	24	56	17	61
Röhren	—		88	105	105	74	60
Rollendes Eisenbahnzeug	—		20	31	38	26	16
Schmiedestücke[6])	—		88	87	97		
Sonstige Fertigerzeugnisse	—		31	18	19	1	2
Insgesamt	974		1158	1166	1148	984	994

[1]) Aus dem demnächst erscheinenden Statistischen Jahrbuch für die Eisenindustrie, Jahrgang 1947. — [2]) Ab 1. September 1938 ohne Werk Oderberg (Hahn), ab 1. Oktober 1938 ohne Berghütte (Trinec, Kl.-Mohrau, Oderberg) und Werk Brüx. — [3]) Gebiet des ehemaligen Protektorats Böhmen-Mähren (ohne Sudetengau). — [4]) Teilweise geschätzt. — [5]) Ab 1943 nicht mehr in dieser Statistik erhoben.

Roheisenerzeugung der Tschechoslowakei 1938 bis 1946[1])
(in 1000 t)

	1938[2])	1939	1940[3])	1941[3])	1942[3])	1943[3])	1944[3])[4])	1945	1946
Thomas-Roheisen	326		852	805	719	749	689		
Gießerei-Roheisen	124		90	83	97	80	75		
Hämatit- und Temper-Roheisen	—		46	34	47	47	46		
Stahleisen	784					283	256		
Spiegeleisen 6 bis 14% Mn	8		213	211	273	7	8		
Spiegeleisen 14 bis 30% Mn						5	17		
Roheisenlegierungen	28					30	18		
Sonstiges Roheisen	—		3	3	5	—	1		
Insgesamt	1270	1609	1204	1136	1140	1201	1110	573	961

[1]) Aus dem demnächst erscheinenden Statistischen Jahrbuch für die Eisenindustrie, Jahrgang 1947. — [2]) Ab 1. Oktober 1938 ohne Werk Trinec. — [3]) Gebiet des ehemaligen Protektorats Böhmen-Mähren (ohne Sudetengau). — [4]) Teilweise geschätzt.

Rohstahlerzeugung der Tschechoslowakei 1938 bis 1946[1])
(in 1000 t)

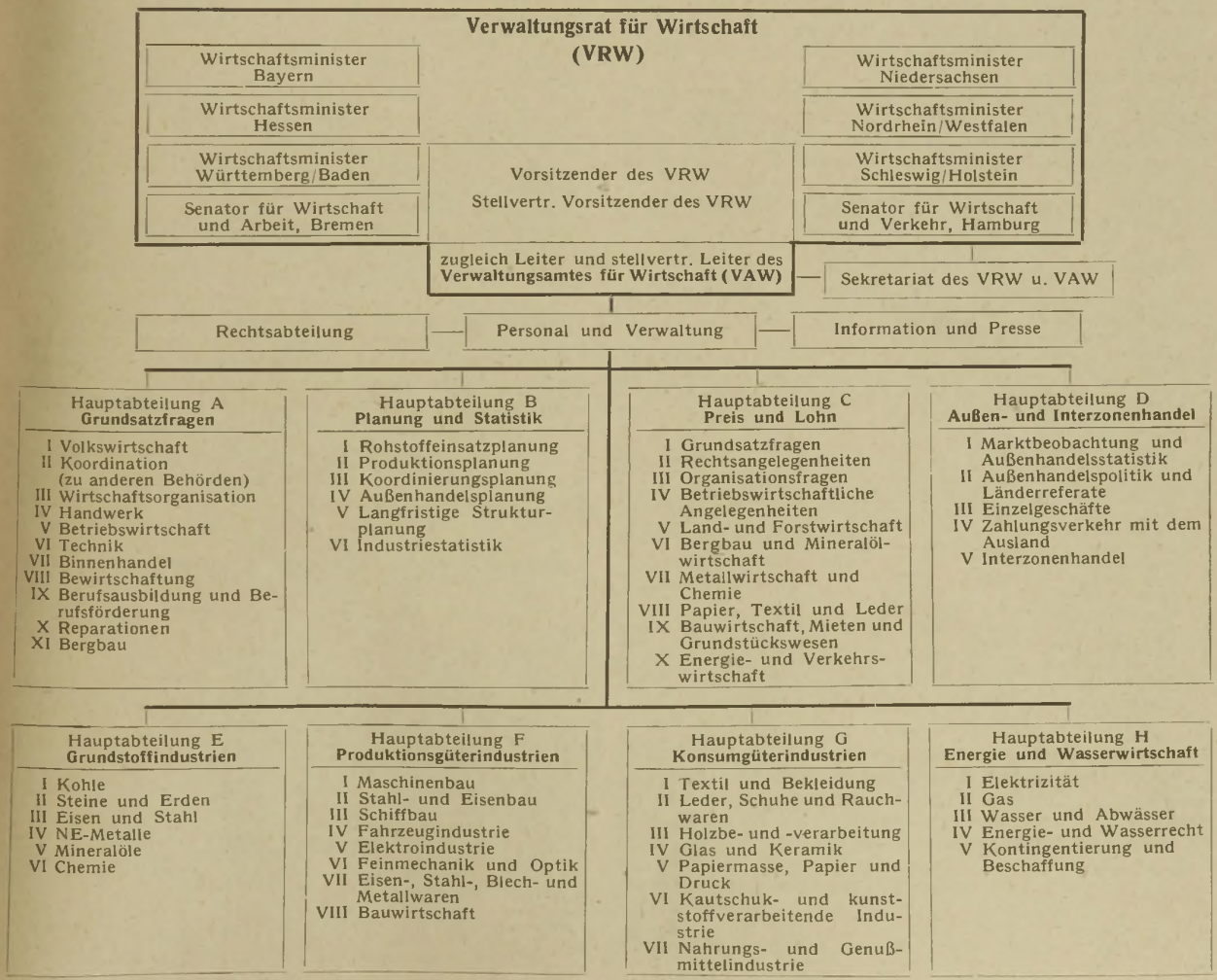
	1938[2])	1939	1940[3])	1941[3])	1942[3])	1943[3])	1944[3])[4])	1945	1946
Thomasstahl-Rohblöcke	208		216	198	183	176	174		
S.-M.-Stahl-Rohblöcke	1530[5])		1180	1219	1214	1274	1211		
Elektrostahl-Rohblöcke	24[6])		133	138	153	179	174		
Tiegelstahl-Rohblöcke				—	—	—	—		
Schweißstahl			10	12	6	—	—		
S.-M.-Stahlguß	[6])		34	36	36	38	42		
Elektro-Stahlguß	[6])		51	57	56	65	71		
Tiegel-Stahlguß				—	—				
Bessemer-Stahlguß			—	—	—	0	1		
Insgesamt	1762	2292	1624	1660	1648	1732	1673	951	1663

[1]) Aus dem demnächst erscheinenden Statistischen Jahrbuch für die Eisenindustrie, Jahrgang 1947. — [2]) Ab 1. Oktober 1938 ohne Werke Trinec, Brüx, Oderberg (Hahn). — [3]) Gebiet des ehemaligen Protektorats Böhmen-Mähren (ohne Sudetengau). — [4]) Teilweise geschätzt. — [5]) Einschl. Stahlguß. — [6]) Siehe unter Rohblöcke.

Wirtschaftliche Rundschau

Verwaltungsrat für Wirtschaft

Dem „Mitteilungsblatt des Verwaltungsamtes für Wirtschaft" Nr. 3/4 (1947) S. 24 entnehmen wir die folgende Uebersicht über die Zusammensetzung des Verwaltungsrates für Wirtschaft (VRW) und die vorläufige Gliederung des Verwaltungsamtes für Wirtschaft (VAW) des amerikanischen und britischen Besetzungsgebietes.



Die englische Eisen- und Stahlindustrie im Jahre 1946

Das Jahr 1946 stellte die englische Eisen- und Stahlindustrie in mancher Hinsicht vor schwierige Aufgaben[1]). Abgesehen von einem Gefühl der Unsicherheit, das die Werke lange beherrschte, litten diese in den letzten Monaten nicht nur unter Kohlenknappheit, sondern auch unter den immer schwierigeren Versandverhältnissen. Die Kohlenknappheit hatte schätzungsweise eine Mindererzeugung von 500 000 t Stahlblöcken zur Folge; eine ähnlich hemmende Wirkung übte die infolge der ungünstigen Verkehrsverhältnisse schwierige Heranschaffung der Rohstoffe und Abfuhr der Fertigerzeugnisse aus. Trotzdem stiegen die Stahllieferungen an das In- und Ausland während des Berichtsjahres auf 13,9 Mill. t oder um 1,1 Mill. t gegenüber dem Vorjahr, und lagen damit erheblich über dem Durchschnitt der letzten Vorkriegsjahre *(s. Zahlentafel 1)*.

Zahlentafel 1. Stahllieferungen (in 1000 metr. t)

Jahr	Inländische Stahlerzeugung	Einfuhr	Insgesamt verfügbar	Gesamtlieferungen	Davon Ausfuhr	Davon Inlandslieferungen
1935	10 017	1212	11 229	11 229	2541	8 688
1936	11 974	1346	13 320	13 320	2383	10 937
1937	13 191	1507	14 698	14 775	2968	11 807
1938	10 564	991	11 555	11 403	2017	9 386
1945	12 009	176	12 185	12 757	685	12 072
1946	12 896	519	13 415	13 895	2547	11 348

Im zweiten Halbjahr 1945 ging der heimische Stahlbedarf sichtlich zurück. Das plötzliche Kriegsende verhinderte ein allmähliches Nachlassen der Rüstungsaufträge aus dem In- und Auslande, und viele Industriezweige standen den mannigfachen Fragen nach Umstellung auf die Friedenswirtschaft verhältnismäßig unvorbereitet gegenüber. Die plötzlich einsetzende Streichung von Verträgen über die Lieferung von Kriegsgerät leitete eine Umstellungszeit ein, die für die meisten stahlverbrauchenden Industrien bis weit in das Jahr 1946 hineinreichte. Der heimische Bedarf nahm deshalb erst im zweiten Halbjahr 1946 wieder zu. Es wurden daher Vorbereitungen getroffen, um die inländische Nachfrage nach Stahl befriedigen zu können, die man nach den Erfahrungen des letzten Vierteljahres auf 12,5 Mill. t jährlich schätzte.

Die Roheisenerzeugung stieg von 1945 auf 1946 um 664 200 t oder 9,2 % *(Zahlentafel 2)*, vermochte allerdings die bisherige Höchstleistung (1937 mit 8 629 000 t) nicht zu erreichen, hat aber alle Ergebnisse seit dem Jahre 1920

Zahlentafel 2. Erzeugung an Roheisen und Eisenlegierungen nach Bezirken in den Jahren 1938, 1945 und 1946 (in 1000 t)

Bezirk	1938 Erzeugung	1938 %	1945 Erzeugung	1945 %	1946 Erzeugung	1946 %
1. Derbyshire, Leicestershire, Nottingham und Northamptonshire	1623,4	23,63	1724,5	23,88	1811,5	22,97
2., 3. und 9. Lancashire (ohne 10), Denbighshire, Flintshire und Cheshire, Yorkshire (einschl. Sheffield)	354,9	5,17	354,6	4,91	359,6	4,56
4. Lincolnshire	882,0	12,84	1055,7	14,62	1088,0	13,80
5. Nordostküste	1862,5	27,11	1690,4	23,41	1931,9	24,50
6. Schottland	415,9	6,05	550,9	7,63	612,2	7,76
7. Staffordshire, Shropshire, Worcestershire und Warwickshire	321,9	4,69	344,2	4,77	348,3	4,42
8. Südwales und Monmouthshire	675,6	9,84	877,8	12,16	1027,0	13,03
10. Nordwestküste	733,1	10,67	623,0	8,62	706,8	8,96
Insgesamt	6869,3	100,00	7221,1	100,00	7885,3	100,00

übertroffen. Die Verschiebungen in den einzelnen Bezirken gegenüber dem letzten Vorkriegsjahr fallen nicht allzusehr ins Gewicht. Verbessern konnten ihren Anteil an der Gesamterzeugung vornehmlich die Bezirke Südwales und Schottland, auch der Bezirk Lincolnshire weist eine Zunahme auf. Eine rückläufige Entwicklung ist in größerem Umfange an der Nordostküste und der Nordwestküste festzustellen, in kleinerem Umfange in Derbyshire, Lancashire und Staffordshire. Die wieder stärker mögliche Verwendung hochwertiger ausländischer Eisenerze *(s. Zahlentafel 3)* ließ den Kohlenverbrauch je t Roheisen von 1,753 t Kohlen im Jahre 1945 auf 1,681 t im Jahre 1946 zurückgehen.

[1]) British Iron and Steel Federation, Monthly Stat. Bull. 22 (1947) Nr. 1.

Zahlentafel 3. Einfuhr von Eisenerzen in den Jahren 1938, 1945 und 1946 (in Mill. t)

Einfuhr	1938	1945	1946
Insgesamt	5,18	4,14	6,59
Davon aus:			
Schweden	1,30	0,64	1,97
Algier	1,35	1,10	1,46
Spanien	0,60	0,23	0,75
Spanische Häfen in Nordafrika	0,16	0,64	0,60

Die wachsende Versorgungsmöglichkeit mit Stahl im Jahre 1946 war fast ausschließlich dem Umstande zu verdanken, daß die Stahlerzeugung auf 12 896 200 t anstieg oder 2 331 900 t = 7,3 % mehr als im Jahre 1938 *(Zahlentafel 4)*. Hinter der bisherigen Höchstleistung (1937 mit 13 191 800 t) blieb sie nur um 295 000 t zurück, während sie im übrigen den Durchschnitt der Vorkriegsjahre beträchtlich überschritt. Dieses gute Ergebnis wurde trotz den bereits erwähnten Schwierigkeiten, insbesondere dem Kohlenmangel, erzielt, wobei den Stahlwerken allerdings der Minderverbrauch der Hochöfen an Kohle zugute kam. Wie

Zahlentafel 4. Rohstahlerzeugung (Stahlblöcke und Stahlguß) in den Jahren 1938, 1945 und 1946 (in 1000 t)

Bezirk	1938 Erzeugung	1938 %	1945 Erzeugung	1945 %	1946 Erzeugung	1946 %
1. Derbyshire, Leicestershire, Nottinghamshire u. Northamptonshire	451,0	4,27	566,6	4,72	558,2	4,33
2. und 3. Lancashire (ohne 10), Denbighshire, Flintshire und Cheshire; Yorkshire (ohne 9)	816,6	7,75	1016,2	8,47	1096,7	8,51
4. Lincolnshire	1100,4	10,42	1117,0	9,30	1246,6	9,68
5. Nordostküste	2315,2	21,91	2390,2	19,91	2587,4	20,02
6. Schottland	1627,0	15,40	1775,2	14,78	1792,7	13,90
7. Staffordshire, Shropshire, Worcestershire und Warwickshire	634,5	6,01	666,8	5,51	708,1	5,49
8. Südwales und Monmouthshire	1787,5	16,92	2418,1	20,13	2693,5	20,89
9. Sheffield	1546,9	14,64	1741,0	14,49	1828,7	14,18
10. Nordwestküste	283,2	2,68	322,5	2,69	384,3	3,00
Insgesamt	10564,3	100,00	12013,6	100,00	12896,2	100,00

bei der Roheisenerzeugung lassen sich bemerkenswerte Verschiebungen in dem Anteil der einzelnen Bezirke an der Gesamt-Stahlerzeugung nicht feststellen. Die größte Zunahme weist der Bezirk Südwales auf, was mit der vollen Inbetriebnahme der kontinuierlichen Bandstahlstraße in Ebbw Vale seit dem Jahre 1938 zusammenhängt.

Man muß berücksichtigen, daß in der Vorkriegszeit von manchen Erzeugnissen größere Mengen ausgeführt wurden als gegenwärtig, so daß *Zahlentafel 5* die wachsende Versorgung des Inlandes nicht deutlich erkennen läßt. So stan-

Zahlentafel 5. Herstellung von Walzstahl-Fertigerzeugnissen in den Jahren 1938 und 1946 (in 1000 t)

Erzeugnis	1938 Herstellung	1938 %	1946 Herstellung	1946 %
Schwere Schienen, Schwellen usw.	498,3	5,6	479,5	4,4
Grobbleche	1394,2	16,2	1678,8	15,5
Sonstige schwere Walzerzeugnisse	1567,6	18,2	1742,6	16,1
Leichte Walzerzeugnisse	1597,5	18,5	2534,9	23,5
Kalt gewalzter Bandstahl	74,3	0,9	239,2	2,2
Blankstahl	120,9	1,4	242,9	2,2
Verzinkte Bleche	251,8	3,0	176,4	1,6
Andere Bleche	577,5	6,7	1051,5	9,7
Weiß-, Matt- und Schwarzbleche	619,8	7,2	500,0	4,6
Röhren und Verbindungsstücke	762,0	8,9	773,0	7,1
Walzdraht	584,2	6,8	632,4	5,8
Rollendes Eisenbahnzeug	161,2	1,9	215,7	2,0
Gesenk- und andere Schmiedestücke	254,0	3,0	346,8	3,2
Stahlguß	143,9	1,7	201,9	1,9
Insgesamt	8607,2	100,0	10815,6	100,0

den dem heimischen Markte 1946 an Blechen 1 122 000 t zur Verfügung gegen nur 654 300 t im Jahre 1938. An Weiß-, Matt- und Schwarzblechen erhielt das Inland trotz der rückläufigen Erzeugung 483 100 t gegen 267 000 t im Jahre 1938.

Wie bereits eingangs erwähnt, rechnete man zu Ende 1945 mit einem stark wachsenden Stahlbedarf in der zweiten Hälfte 1946. Demzufolge war man bemüht, etwa 1 500 000 t aus Amerika zu erhalten, doch sind diese Mengen infolge der fortgesetzten Arbeiterausstände in den Vereinigten Staaten, die sich auf das Verkehrswesen, die Kohlenversorgung und die Stahlerzeugung ungünstig auswirkten, bei weitem nicht hereingekommen. Kanada lieferte wohl mehr als im Vorjahre, erreichte jedoch nicht das Ergebnis des Jahres 1938. Indien fiel sozusagen ganz aus; an seine Stelle trat Australien, woher im Berichtsjahre fast ein Viertel der Einfuhr stammte *(s. Zahlentafel 6)*.

Zahlentafel 6. Einfuhr von Eisen und Stahl in den Jahren 1938, 1945 und 1946 (in 1000 t)

Einfuhr	1938	1945	1946
Insgesamt	1365,5	319,4	507,2
Davon aus:			
Vereinigte Staaten von Amerika	203,6	119,5	240,2
Kanada	119,5	67,1	101,2
Australien	—	26,8	109,7
Indien	158,5	91,4	14,6

Eingeführt wurden hauptsächlich Stahlblöcke und Halbzeug (380 000 t = 75 % der Gesamteinfuhr), ferner Roheisen und Eisenlegierungen (64 600 t = 12,5 %), Walzdraht (22 000 t), Platinen (9800 t), Bleche (8500 t) und Bandstahl (6100 t).

Im ersten Halbjahr 1946 hatte die Eisenindustrie auf Anraten der Regierung die Ausfuhr noch eifrig betrieben, um Englands Stellung auf dem Weltmarkt zu festigen. Wenn die Ausfuhr während des ganzen Jahres in gleicher Weise durchgeführt worden wäre, hätte sie eine Höhe von rd. 3 Mill. t erreicht oder 66 % mehr als 1938 (2 Mill. t). Es wurde jedoch bereits im ersten Halbjahr 1946 ersichtlich, daß bei der rückläufigen Bewegung der Einfuhr eine derartig hohe Ausfuhr nicht beibehalten werden könne, ohne die wachsende Nachfrage der auf Friedenswirtschaft umgestellten Industrien zu drosseln, deren Arbeiterbestand infolge der Entlassungen aus dem Heere ständig wuchs. Man beschränkte daher die Ausfuhr auf solche Aufträge, die von der Regierung als wesentlich angesehen wurden, und berücksichtigte im übrigen die Bedürfnisse des Inlandsmarktes. Im vierten Vierteljahr 1946 entsprach die unmittelbare Ausfuhr der des Jahres 1938, wogegen die Lieferungen an das Ausland und die für die Ausfuhr tätigen Industrien erheblich über den Vorkriegszahlen lagen. Ueber Einzelheiten der Ausfuhr nach Ländern und Sorten unterrichten die *Zahlentafeln 7 und 8*. Danach haben alle Länder, mit Ausnahme von Frankreich, ihre Bezüge im Berichtsjahre gegenüber 1945 zum Teil beträchtlich erhöht. Das gleiche gilt für das letzte Vorkriegsjahr. Es ist ersichtlich, daß England seine Vorkriegsstellung in der Eisen- und Stahlausfuhr mengenmäßig um etwa 14 % überschritten hat; wertmäßig lag die Ausfuhr sogar um 93,2 % höher.

Voraussagen über die künftige Stahlerzeugung sind wegen des Kohlenmangels schwierig. Selbst wenn es gelingen sollte, die Lage auf dem Kohlenmarkt im nächsten Winter zu bessern, bliebe eine große und wesentliche Unsicherheit bestehen. Starke Koksverbraucher sind die Hochofenwerke. Man hat auch große Fortschritte in der Umstellung der Stahlöfen auf Oelfeuerung gemacht. Voraussichtlich wird die Verwendung von Oel bis zum April 1947 auf 400 000 t und bis Jahresende auf 1 Mill. t gebracht werden. Eine Tonne Schweröl soll dabei zwei Tonnen Kohlen ersetzen. Trotz den dadurch möglichen Einsparungen an Kohle sind jedoch gerade in den letzten Wochen die Meldungen über die den Stahlwerken zur Verfügung stehenden Kohlenmengen so oft geändert worden, daß eine Schätzung über die Stahlerzeugung 1947 überhaupt nicht abgegeben werden kann. Die Stahlwerke selbst haben einmal eine Zahl von 13,5 Mill. t genannt, beruhend auf einer Kohlenzuteilung nicht unter der des Monats November 1946; doch hieß es bald darauf, daß zunächst nur 75 % dieser Mengen zur Verfügung stünden.

Ebenso schwierig ist die Frage zu beantworten, welche Einfuhrmengen zusätzlich zur Verfügung stehen. Zwar nähert sich die Stahlerzeugung in den Vereinigten Staaten dem Stande in der Kriegszeit, doch ist die Haltung der Arbeiter ungewiß und ein Nachlassen der starken Nachfrage nach Stahl nicht ersichtlich. Etwas besser sind die Aussichten auf zusätzliche Lieferungen aus Kanada, obwohl etwaige Arbeiterausstände in den Vereinigten Staaten sich auch hier unliebsam auswirken würden. Die Lieferungen aus Australien ließen sich wohl auf der Höhe von 1946 halten, wogegen vom europäischen Festlande mit Rücksicht auf die dortige Kohlenlage nur begrenzte Mengen zu erwarten sind. Alles in allem kann man mit etwa 800 000 t Einfuhr an Stahl und Stahlerzeugnissen im Jahre 1947 rechnen.

Zahlentafel 7 und 8
Großbritanniens Ausfuhr von Eisen und Stahl nach Ländern und Sorten in den Jahren 1945 und 1946:

Zahlentafel 7. Ausfuhr nach Ländern

Länder	1945 t	1946 t
Insgesamt	653 598	2 281 204
Davon nach		
Europa:		
Dänemark	9 753	199 573
Holland	24 398	154 540
Norwegen	30 545	69 795
Frankreich	110 353	65 614
Irland	32 986	64 653
Finnland	2 455	51 995
Portugal	13 549	42 844
Belgien	24 103	30 974
Griechenland	1 278	21 892
Polen	9	13 610
Island	5 253	12 383
Spanien	2 435	9 029
Italien	381	7 776
Kanalinseln	1 075	5 271
Afrika:		
Südafrikanische Union	77 078	219 715
Palästina	24 871	92 117
Aegypten	30 450	84 736
Britisch-Westafrika	25 184	45 285
Südrhodesien	18 638	43 113
Britisch-Ostafrika	9 886	28 514
Anglo-Aegyptischer Sudan	3 324	16 708
Portugiesisch-Ostafrika	1 298	5 966
Nordrhodesien	3 361	2 792
Amerika:		
Argentinien	6 421	87 405
Brasilien	3 426	46 578
Venezuela	13 047	38 371
Uruguay	1 316	13 325
Kanada	4 736	10 305
Chile	733	7 053
Ekuador	1 356	4 565
Vereinigte Staaten von Amerika	349	4 367
Asien:		
Iran	50 242	88 437
Britisch-Indien	28 665	80 480
Irak	15 748	63 360
Britisch-Malaya	1 049	39 586
Britisch-Westindien	6 046	29 383
China	366	28 345
Hongkong	—	18 059
Burma	3 600	17 858
Ceylon	7 362	13 451
Türkei	4 221	13 349
Niederländisch-Westindien	4 814	11 328
Niederländisch-Ostindien	—	10 911
Australien:		
Neuseeland	10 144	45 308
Australien	6 495	35 893
Sowjetunion	2 261	1 760
Britische Länder, nicht einzeln aufgeführt	28 538	29 185
Sonstige Länder		253 647

Zahlentafel 8. Ausfuhr an Eisen und Stahl nach Sorten

Sorten	1945 t	1946 t
Insgesamt	653 598	2 281 204
Darunter:		
Roheisen	1 055	32 625
Eisenlegierungen	33 547	60 875
Sonderstähle	4 634	17 858
Platinen	1 608	144
Stabstahl	73 875	245 744
Formstahl	73 566	194 817
Bandstahl	9 175	69 986
Grobbleche	94 453	289 439
Mittelbleche	3 236	22 295
Feinbleche	2 992	43 570
Verzinkte Bleche	1 806	35 602
Mattbleche	3 730	1 922
Weißbleche	27 609	114 397
Verzinnte Bleche	821	2 735
Walzdraht und Blankstahl	6 015	53 838
Gezogener Draht	11 790	74 986
Gußeiserne Röhren	23 573	82 521
Schmiedeeiserne Röhren	79 784	279 519
Eisenbahn-Oberbauzeug	85 860	273 335
Sonstige Erzeugnisse	114 469	384 996

Vereinsnachrichten

Verein Deutscher Eisenhüttenleute

Bericht über die Sitzung des Vorstandes am 29. Mai 1947 in Düsseldorf

Die Sitzung wurde von dem Vorsitzenden, Hüttendirektor Dr.-Ing. E. Herzog, geleitet. Einleitend wurde über einige geschäftliche Angelegenheiten verhandelt, darunter über in Aussicht genommene Aenderungen der Vereinssatzung und über eine neue Fassung der Geschäftsordnung der Fachausschüsse, sowie anschließend über die geldlichen Angelegenheiten des Vereins und des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung beraten. Die von einem Wirtschaftsprüfer geprüften Abrechnungen für das Jahr 1946 wurden genehmigt, den Haushaltplänen für 1947 wurde zugestimmt. Als ehrenamtliche Rechnungsprüfer wurden Dr.-Ing. F. Rosdeck, Düsseldorf, und Direktor E. Neuhoff, Düsseldorf, gewählt.

Der nächste Punkt der Tagesordnung galt der allgemeinen Lage des Vereins. Seine Bestätigung ist durch das dafür zuständige Verwaltungsamt für Wirtschaft in Minden endgültig erfolgt. Zur Mitgliederbewegung konnte mitgeteilt werden, daß der Wiederaufbau erfreulich fortgeschritten ist, da die bisher erreichbaren Mitglieder fast geschlossen, d. h. zu weit über 90%, ihre Mitgliedschaft aufrechterhalten haben. Der Verlust an gestorbenen, verschollenen und sonst nicht erreichbaren Mitgliedern ist leider beträchtlich. Auch fehlt noch der Anschluß an die in den deutschen Ostgebieten verbliebenen Mitglieder und an die Mitglieder im Ausland.

Anschließend wurden Bestrebungen erörtert, die im Westen Deutschlands unter der Bezeichnung **„Ingenieurkammer"** verfolgt werden. Auf Grund der wenig ermutigenden Erfahrungen, die mit der soeben überwundenen großen Zwangsorganisation auf dem Gebiete der Technik gemacht worden sind, hat der Verein schon an anderer Stelle dieser Zeitschrift[1]) gegenüber diesen Bestrebungen zur Vorsicht gemahnt, solange sie nicht von den dazu berufenen Kreisen getragen werden. Mit den Gewerkschaften ist in dieser Richtung Fühlung genommen worden. Inzwischen ist aber, eben unter der Bezeichnung „Ingenieurkammer", eine Vereinigung ins Leben gerufen und dafür in der Tagespresse geworben worden. Es wird dabei von einer Ingenieurrolle, von öffentlichen Aufgaben usw. gesprochen und damit der Eindruck erweckt, daß diese neue Einrichtung einen irgendwie öffentlich-rechtlichen Charakter trage. Das ist, auch laut amtlicher Feststellung, aber keineswegs der Fall, so daß in der Sitzung des Vorstandes festgestellt werden konnte, daß die Mitglieder des Vereins solchen Aufforderungen keine Folge zu geben brauchen. Im übrigen steht der Vorstand mit den Vertretern der übrigen technisch-wissenschaftlichen Vereine auf dem Standpunkt, daß berufständische und technisch-wissenschaftliche Aufgaben streng voneinander zu trennen sind, und daß die Betreuung der technisch-wissenschaftlichen Arbeit nach wie vor den technisch-wissenschaftlichen Vereinen vorbehalten bleiben muß.

[1]) Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 34.

Dem Bericht über die Lage folgte ein Bericht über die Arbeit des Vereins, der zunächst die literarische Tätigkeit, die Arbeit der Fachausschüsse sowie der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle, die Betreuung der stellenlosen Ingenieure und Hochschul- und Nachwuchsfragen zum Inhalt hatte und anschließend durch Einzelberichte der Sachbearbeiter über ihre Sondergebiete ergänzt wurde. Auf Einzelheiten dieser sehr ausführlichen Berichterstattung einzugehen, verbietet der hier verfügbare Raum. Es sei jedoch berichtet, daß der Vorsitzende im Anschluß an die Berichte über die Arbeit der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle dem Vorstand den Vorschlag unterbreitete, Professor Dr. Kurt Rummel in Anerkennung der Verdienste, die er sich in 28jähriger Tätigkeit um den Aufbau und die Arbeit dieser Stelle erworben hat, ehrenhalber zum Kurator der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle zu ernennen, und daß der Vorschlag unter Beifall einmütig angenommen wurde.

Aus dem Bericht über die Lage und Arbeit des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung, den der Direktor des Instituts erstattete, ist festzustellen, daß die Rückverlagerung des Instituts von Clausthal nach Düsseldorf trotz allen Anstrengungen noch nicht ganz abgeschlossen werden konnte. Die Instandsetzung der im Kriege stark beschädigten Institutsgebäude ist nach vielversprechenden Anfängen neuerdings zum Stocken gekommen. Die Beschleunigung der Arbeiten wird aber mit aller Kraft angestrebt und auch die Instandsetzung der Einrichtung mit allen verfügbaren Mitteln durchgeführt. Die nach dem Militärgesetz Nr. 25 zur Regelung der wissenschaftlichen Forschung erforderliche Genehmigung für die Tätigkeit des Instituts ist ohne Einschränkung erteilt worden.

Abschließend wurde beschlossen, im September 1947 eine Mitgliederversammlung des Vereins einzuberufen, und zwar entsprechend der alten Ueberlieferung nach Düsseldorf. In der äußeren Gestaltung wird sich die Versammlung den gegebenen Verhältnissen anzupassen haben.

Aus den Fachausschüssen

Donnerstag, den 10. Juli 1947, 14.30 Uhr, findet im Eisenhüttenhaus, Düsseldorf, Breite Str. 27, eine

Vollsitzung des Ausschusses zur Verwertung der Hochofenschlacke

statt mit folgender Tagesordnung:

1. Geschäftliches und Wahlen.
2. Entwicklung der Verwendung von Hochofenschlacke in den letzten zehn Jahren. Berichterstatter: A. Koch, Duisburg.
3. Neuere Erfahrungen bei der Düngung mit Hüttenkalk. Berichterstatter: H. Kappen, o. Professor an der Landwirtsch. Hochschule, Bonn.
4. Die verschiedenen Verfahren der Herstellung von Hüttensteinen. Berichterstatter: P. Hüttemann, Rheinhausen.
5. Alte und neue Bindemittel aus Hochofenschlacke. Berichterstatter: F. Keil, Düsseldorf.
6. Verschiedenes.

Unsere Toten:

Behrle, Carl, Dortmund, * 21. 3. 1882, † 28.4. 1947.
Boulanger, Paul, Duisburg-Hamborn, * 28. 10. 1884, † 28. 3. 1945.
Christen, Friedrich, Essen, * 18. 7. 1882, † 12. 12. 1944.
Engelhard, Kurt, Düsseldorf-Oberkassel, * 17. 7. 1872, † 21. 1. 1946.
Grün, Richard, Hösel, * 23. 7. 1883, † 10. 4. 1947.
Herr, Adolf, Berlin-Waidmannslust, * 13. 7. 1881, † 24. 4. 1945.
Kaiser, Paul, Wiesbaden, * 16. 1. 1872, † 18. 5. 1947.
Klöckner, Florian, Dortmund-Löttringhausen, * 4. 10. 1868, † 10. 5. 1947.
Knüttel, Ernst, Rüdersdorf, * 9. 7. 1884, † 5. 5. 1945.
Mattheis, Wilhelm, Garmisch-Partenkirchen, 19. 2. 1875, † 28. 4. 1947.
Möller, Fritz, St. Ingbert, * 26. 2. 1880, . 22. 5. 1947.
Müller, Richard E., Berlin-Halensee, * 7. 11. 1902, † 27. 4. 1945.
Oster, Albert, Unterwilden über Burbach (Kreis Siegen), * 21. 7. 1901, † 22. 4. 1947.
Reinecke, Franz, Schacksdorf bei Finsterwalde (Niederlausitz), * 4. 2. 1889, † 20. 4. 1946.
Schlüter, Franz, Züschen (Kreis Brilon), * 3. 3. 1865, † 13. 5. 1947.
Schmidt, Eugen, Hanau (Main), * 27. 3. 1908, † 19. 3. 1945.
Schultz, Werner, Herne, * 25. 6. 1910, † 30. 11. 1944.
Schwarze, Horst v., Leipzig, * 10. 4. 1880, † 12. 3. 1947.
Sittard, Josef, Brandenburg (Havel), * 1. 1. 1887, † 20. 5. 1945.
Steck, Rudolf, Duisburg-Hamborn, * 21. 3. 1903, † 26. 4. 1945.
Trapp, Willy, Düsseldorf-Benrath, * 19. 9. 1864, † 31. 8. 1945.
Wegemann, Fritz, Clausthal-Zellerfeld, * 2. 12. 1907, † 7. 4. 1945.