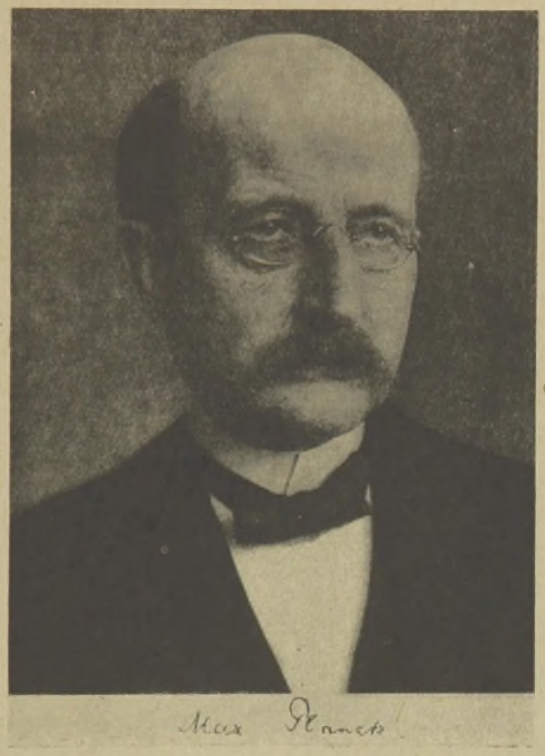
STAHL UND EISEN
ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN
GELEITET VON KARL PETER HARTEN

Heft 25/26 4. Dezember 1947 66./67. Jahrgang

Max Planck

23. April 1858 — 4. Oktober 1947

In den ersten Stunden des 4. Oktober entschlief in Göttingen nach längerem Krankenlager Max Planck. Er wurde am 23. April 1858 in Kiel als Sohn eines Professors der Rechte geboren, kam frühzeitig nach München, wo er das Gymnasium und die Universität besuchte, dort 1879 promovierte und mit einer größeren Arbeit über den zweiten Hauptsatz der Thermodynamik 1880 habilitierte. 1885 wurde er als Extraordinarius nach Kiel berufen und 1889 außerordentlicher, 1892 ordentlicher Professor für theoretische Physik in Berlin als Nachfolger von Gustav Kirchhoff. Helmholtz, einer der Begründer des ersten Hauptsatzes der Thermodynamik, der (im Gegensatz zu vielen anderen Physikern) die Bedeutung des Gedankens in Plancks Habilitationsschrift zum zweiten Hauptsatz erkannt hatte, war damals Direktor des Physikalischen Instituts der Universität Berlin; er wählte sich ihn als theoretischen Kollegen.



In der Physik war um 1890 eine gewisse Stagnation; der wesentliche Abschluß der Thermodynamik, der kinetischen Theorie der Wärme, der Maxwellschen Theorie des Elektromagnetismus (besonders durch die Entdeckung der Hertzschen Wellen) verleitete zu der damals ausgesprochenen Meinung, die Grundlagen der Physik seien bekannt. Sorgen machte eigentlich nur noch das Problem der Strahlung, sowohl der Temperaturstrahlung fester Körper als auch der Spektrallinien der leuchtenden Gase. Für die erste Erscheinung hatte Kirchhoff ein Gesetz gefunden, welches die Emission e und Absorption a eines Körpers, dessen Strahlung nur durch die Temperatur bedingt ist, mit der Emission E_s eines besonders ausgezeichneten Temperaturstrahlers, des „schwarzen Körpers", verbindet: Für gleiche Temperatur und gleiche Wellenlänge gilt dann thermodynamisch-universell: $e : a = E_s$. Es ist dies das Gesetz, auf dem jede Messung der hohen Temperatur von Schmelzöfen, von Glühlampenfäden u. dgl. aus ihrer Strahlung, aber auch die Deutung der Fraunhoferschen Linien in Sonnen- und Sternspektren zuletzt beruht. Der „schwarze Körper" ist ein Strahler, der alle auf ihn fallenden Strahlen absorbiert; damit wird seine Emission unabhängig von seinem Material; die ideale Ausführungsform ist ein Hohlraum mit gleichmäßig erhitzten Wänden, dessen Strahlung aus einer kleinen Oeffnung einer Wand austritt. Das von Kirchhoff gesehene, aber nicht gelöste Problem war die Funktion, nach welcher diese „schwarze Strahlung" von der absoluten Temperatur T und der Wellenlänge λ abhängt. Die Tiefe des Problems war daraus zu ersehen, daß die Strahlung, wie gesagt, unabhängig von der Art der Materie des Strahlers ist, die gesuchte Funktion also die Natur der Strahlung ganz allein enthalten muß.

Im letzten Jahrzehnt des vergangenen Jahrhunderts widmeten sich daher eine Reihe der allerbesten Experimentalphysiker der Aufgabe, dieses Strahlungsgesetz $E_s = f(\lambda, T)$ experimentell zu finden: F. Paschen, W. Wien, O. Lummer, E. Pringsheim, F. Kurlbaum, H. Rubens. Wien gelingt im Anschluß an L. Boltzmann auch eine theoretische Ableitung auf Grund der Thermodynamik; aber die Uebereinstimmung von Experiment und Theorie bleibt auch nach allen Versuchen zur Aenderung der Wienschen Formel ungenügend. Die meisten dieser Arbeiten wurden in Berlin ausgeführt, so daß Planck in stetem Kontakt mit ihnen blieb und sich somit auch über die „Funktion" seines Amtsvorgängers den Kopf zerbrach. Nach vielen vergeblichen Versuchen, die zu einer Anzahl von Veröffentlichungen führten, macht er in der Sitzung der Deutschen Physikalischen Gesellschaft in Berlin am 19. Oktober 1900 (Verhandl. S. 202) die Bemerkung, er sei „schließlich dahin gekommen, ganz willkürliche Ausdrücke zu konstruieren, welche, obwohl komplizierter als der Wiensche Ausdruck, doch den Anforderungen der thermodynamischen und elektromagnetischen Theorie ... Genüge zu leisten scheinen". Dieser Ausdruck ist die Plancksche Strahlungsformel. Wenige Wochen später legt Planck seine Strahlungstheorie vor (Verhandl. 1900, S. 237): Die alle Beobachtungen über die Verteilung der Strahlungsenergie auf das gesamte Spektrum vom fernen Ultrarot bis zum Violett in Abhängigkeit von der Temperatur des schwarzen Strahlers darstellende Formel fordert die Aufteilung der Strahlung des schwarzen Körpers in Strahlungsquanten, deren Energie nur von der Fre-

quenz ν der die Strahlung aussendenden „Resonatoren" abhängt. Der zahlenmäßig-quantitative Zusammenhang zwischen Energie und Frequenz ist durch eine universelle Konstante gegeben, die als das Plancksche elementare Wirkungsquantum h wohl für alle Zeiten in die naturwissenschaftliche Forschung eingeht: $e = h\nu$; die Frequenz ν der Strahlung wird aus Lichtgeschwindigkeit c und beobachteter Wellenlänge λ nach der allgemeinen Beziehung $c = \nu \cdot \lambda$ bestimmt, h hat — nach den besten heute vorliegenden Messungen — den Wert 6.624×10^{-27} erg × sec.

Die folgenden Jahre widmet Planck im wesentlichen dem Ausbau seiner Strahlungstheorie. Noch sah es so aus, als ob das Quantengesetz beschränkt sei auf den zwar sehr wichtigen, aber doch verhältnismäßig kleinen Bereich der Temperaturstrahlung. Etwa fünf Jahre später erkennt A. Einstein die Bedeutung des Wirkungsquantums im lichtelektrischen Effekt: Lenards experimentelle Ergebnisse über die Auslösung von Elektronen aus Metallen durch Bestrahlung mit Licht, die nach der „klassischen" Physik undeutbar waren, werden verständlich durch die Ueberlegung: Zur Auslösung von Elektronen muß die Strahlung eine Arbeit leisten; die Energie dieser Strahlung der Frequenz ν ist gegeben durch $h\nu$, nicht etwa die kalorisch gemessene Energie. Ob ein Elektron aus einem Metall ausgelöst werden kann und mit welcher Geschwindigkeit es das Metall verläßt, hängt nicht von der Stärke der Strahlung, sondern nur von ihrer Frequenz, ihrer „Farbe" ab; je fester das Elektron im Metall gebunden ist, desto höher muß die Frequenz (desto kürzer die Wellenlänge) des Lichtes sein, welches es ablösen soll. Die Stärke der Lichtstrahlung, ihre Intensität bedingt nur die Zahl n der ausgelösten Elektronen; die Arbeitsfähigkeit einer Strahlung ist der Frequenz ν von q cal ist $q = nh\nu$. Die erste Folgerung aus dieser Photon-Theorie zog W. Wien: Was für die energetische Wirkung eines Lichtquants gilt, muß auch für die Energie der Erregung dieses Lichtquants gelten; da die (1907 noch unverstandenen) Röntgenstrahlen durch sehr hohe Elektronenenergie angeregt werden, sind sie wahrscheinlich Lichtstrahlen von sehr hoher Frequenz, was 1911 durch Laue, Friedrich und Knipping experimentelle Bestätigung fand. In gleicher Weise verstand man die chemische Wirkung des Lichtes: Je kürzer die Wellenlänge, desto größer ist die Reaktionsenergie, welche geleistet wird; Reaktionen mit großer Wärmetönung können nur durch ultraviolettes Licht, solche mit kleiner Wärmetönung schon durch sichtbares Licht zum Ablauf gebracht werden; die Anzahl der primär reagierenden Moleküle ist gleich der Anzahl der absorbierten Lichtquanten oder Photonen $h\nu$.

Die Jahre 1910 bis 1912 bringen die Ausdehnung der Lichtquantenvorstellung auf das Problem der Linienspektren in theoretischen Arbeiten von Planck und den experimentellen Beweis durch J. Franck und G. Hertz, daß die elektrische Anregung der Spektrallinien nur durch solche Energiebeträge erfolgt, welche zahlenmäßig gleich $h \times$ der Frequenz ν der angeregten Linie ist. Da die Spektrallinienfrequenzen (zuerst von Kirchhoff und Bunsen allgemein bewiesen, nebenbei bemerkt in unmittelbarem Zusammenhang mit dem Kirchhoffschen Strahlungsgesetz — man erkennt die wunderbare Verknüpfung und Einheitlichkeit in allen elementaren Fragen!) — da die Spektralfrequenzen spezifische Aeußerungen, gewissermaßen die „Sprache" der Atome sind, so mußte das Plancksche Wirkungsquantum auch eine Rolle im Bau des Atoms spielen. Die damals bestehenden Atommodelle waren mit der klassischen Elektrodynamik nicht zu verstehen, auch nicht das experimentell am besten begründete Rutherfordsche „Kernmodell". „It seems necessary to introduce... a quantity foreign to the classical thermodynamics, i. e. Planck's constant" schreibt Bohr 1913 (Phil. Mag. VI. 26, S. 1/25), entwickelt hiermit die Bohrsche Atomtheorie und legt in der Deutung des Wasserstoff- und Heliumspektrums den Grundstein für das große Gebäude der Quantentheorie der Spektren.

So ist der Kreis geschlossen: Kirchhoffs Funktion und die Spektralanalyse am Anfang, das Strahlungsgesetz des schwarzen Körpers, die energetische Wirkung des Lichtes, der Atombau und die restlose Aufklärung aller Spektren bis zu den Röntgen- und γ-Strahlen mit allen Folgerungen über den Bau der Materie am Ende — und die Erkenntnis, daß alle Elementarvorgänge durch die Plancksche Konstante des elementaren Wirkungsquantums h, also atomistisch geregelt sind.

So gibt es kein Gebiet der Physik mehr, zu dessen letztem Verständnis man nicht auf das Plancksche Wirkungsquantum, die Quantentheorie, zurückgreifen muß. Das so „klassische" Phänomen der spezifischen Wärme ist nur mit Hilfe der Quantentheorie zu verstehen, sie löst die Probleme der Fluoreszenz und der Phosphoreszenz, mit ihr entwickeln sich Astrophysik und Kernphysik. Die Plancksche Konstante bildet die Grundlage der Wellenmechanik, der de Broglieschen Gleichung für die Materiewellen, sie ist aber auch der Grundstein der Heisenbergschen Unbestimmtheitsrelation. Der gesamten Physik, damit also unserem Weltbild ist durch Max Planck im Jahre 1900 eine neue Form gegeben worden, er hat eine neue Denkweise begründet.

Wer war dieser Mann, dem ein solches Werk gelang? Ein ruhiger, überaus fleißiger Gelehrter, ein Mensch von unbestechbarer Gerechtigkeit, kritisch seinen und fremden Ideen gegenüber bis ins Aeußerste, Kunst und klassische Kultur liebend, ein Freund der Natur und großer Bergsteiger, voller Hilfsbereitschaft und Herzensgüte zu denen, die er dessen als wert erkannt hatte. Zahllose Ehrungen, darunter die höchste wissenschaftliche Auszeichnung, den Nobelpreis (1918), nahm er „mit tiefem Danke und herzlicher Freude" an, weil sie ihm „das Gefühl gaben für die Wertschätzung, welche die theoretische Forschung findet", wie Planck 1934 bei der Verleihung der Carl-Lueg-Denkmünze des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute sagte. Mit den darauf folgenden Worten: „Denn so gewiß ich zeit meines Lebens immer überzeugt war, daß jede Theorie ihre Begründung und ihre Rechtfertigung nur in dem Maße findet, wie sie angewendet werden kann — sonst wäre sie doch im besten Fall nur ein geistvolles Akademikertum ohne Größe, ohne sachliche Höhe —" kennzeichnet er seine Stellung zur wissenschaftlichen Forschung: Ablehnung einer spekulativen Metaphysik, strenge Bindung an die Welt der Tatsachen. Als „Anwendung" erkannte er auch den Geist und Charakter bildenden Wert wahrer Forschung und der aus ihr folgenden Ergebnisse und Forderungen an den Menschen; in diesem Sinn hielt Planck zahllose öffentliche Vorträge über das Weltbild im weitesten Umfang des Wortes, zu welchem die physikalischen Erkenntnisse führen. Zum letzten Male sprach er über den Sinn der wissenschaftlichen Forschung vor den Studenten der Naturwissenschaft im Physikalischen Institut der Universität Bonn am 28. März 1947.

Walther Gerlach, Bonn.

Entwicklung der Hochofenprofile in verschiedenen Ländern

Von Paul Wolf in Dorstadt bei Goslar

Vergleichende Gegenüberstellung der Hochofenprofile in den verschiedenen Eisen erzeugenden Ländern in Europa, Amerika und Asien. Zusammenhänge zwischen Gestelldurchmesser, Koksverbrauch und Koksdurchsatz. Abhängigkeit von Gestellbelastung und Querschnittsverhältnis von Gestell und Gicht.

Ueber die Profilbildung von Hochöfen ist bisher wenig veröffentlicht worden, wahrscheinlich weil sich die Konstruktionsfirmen auf diesem Gebiet nicht frei entwickeln konnten, da die Hochofenwerke und Konzerne aus ihren Betriebserfahrungen heraus ihre Profile selbst entworfen haben und geheimhielten. In einigen Hüttenwerksbeschreibungen wurden zwar einzelne Hochofenprofile und Betriebsangaben gemacht, aber ohne näher auf deren Entwicklung einzugehen. In dieser Arbeit soll nun nach vielen Unterlagen aus dem In- und Auslande die Profilbildung einer kritischen Auswertung unterzogen werden, um Richtlinien für den Bau zu erhalten.

Bereits im Verlauf des zweiten Weltkrieges wurde im Rahmen der allgemeinen Normung zur Einsparung von Baustoffen und zur Vereinfachung ein Einheitshochofen für Deutschland entwickelt[1]). Bei diesem sind Gestell- und Gichtdurchmesser gleich groß und betragen je 6000 mm. Der Kohlensackdurchmesser ist 7500 mm und die Höhe des Ofens 22 200 mm (1000 mm unterhalb geöffneter Gichtglocke). Es ist nun zu untersuchen, ob dieser Einheitsofen für alle in Deutschland befindlichen Hochofenwerke Verwendung finden kann.

Die Höhe eines Hochofens ist von verschiedenen Einflüssen abhängig, vor allem von der Beschaffenheit des Kokses. Je weicher und zerbrechlicher er ist, desto geringer muß die Ofenhöhe sein. Denn bei zu großer Höhe wird die Beschickungssäule gasundurchlässig. Vor dem zweiten Weltkriege waren vier verschiedene Koksgebiete mit unterschiedlichen Koksgüten und Festigkeiten zu unterscheiden: 1. das Ruhrgebiet, 2. das Mährisch-Ostrauer Gebiet, 3. das Saargebiet und 4. das oberschlesische Gebiet. Entsprechend den Koksbeschaffenheiten und Festigkeiten haben sich verschiedene Ofenhöhen entwickelt. Zum Beispiel läßt der Koks aus dem Ruhrgebiet Ofenhöhen von 28 bis 30 m, der von Mährisch-Ostrau von 24 bis 25 m, der vom Saargebiet von 20 bis 23 m und der oberschlesische Koks durchschnittlich von 20 m, teilweise auch bis zu 22 m zu. In Amerika, wo größtenteils guter Koks vorhanden ist, erreichen die Oefen, wie im Ruhrgebiet, 28 bis 30 m Höhe.

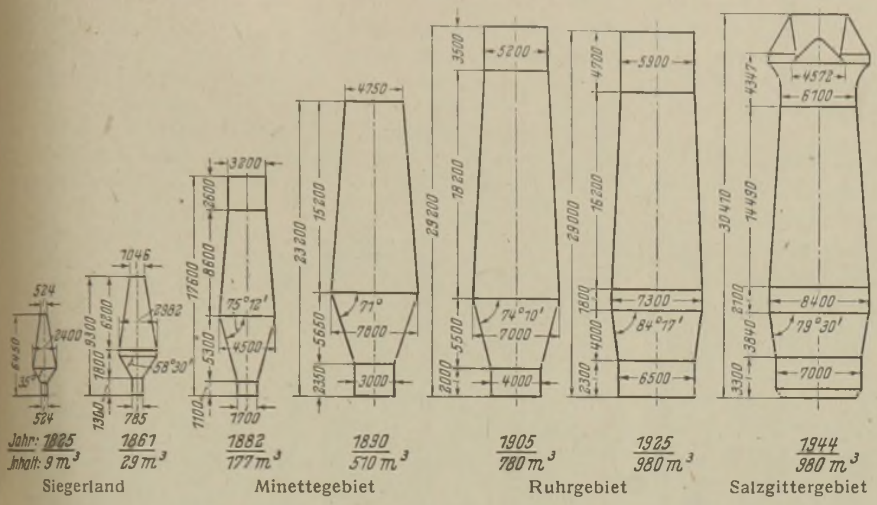


Bild 1. Entwicklung der Hochöfen in Deutschland.

Nun hat man in Deutschland nicht nur mit verschiedenen Kokssorten zu arbeiten, sondern ist auch gezwungen, eine Vielzahl von Erzsorten mit den verschiedensten chemischen und physikalischen Eigenschaften in bezug auf Verstaubung und Reduzierbarkeit zu verhütten, dazu noch auf verschiedene Eisensorten, die wiederum verschiedene Durchsatzzeiten erfordern. Es ist also nicht allein von der Koksseite, sondern auch von der Erzseite aus fraglich, ob ein einheitliches Profil für Deutschland festgelegt werden kann. Um hier klarer sehen zu können, ist es zunächst erforderlich, die Einwirkung der einzelnen Ofenelemente zu untersuchen und daraus in Verbindung mit der Erz- und Kokssbeschaffenheit die richtige Profilform zu finden.

Aus vielen Untersuchungen[2]) ist bekannt, daß die Erzeugung eines Hochofens von den Mengen des vor den Formen verbrannten Kokses oder Kokskohlenstoffes abhängt. Die Leistung wird auf die Gestellfläche bezogen, also auf die Koksmenge, die stündlich je m² Gestellfläche verbrannt wird.

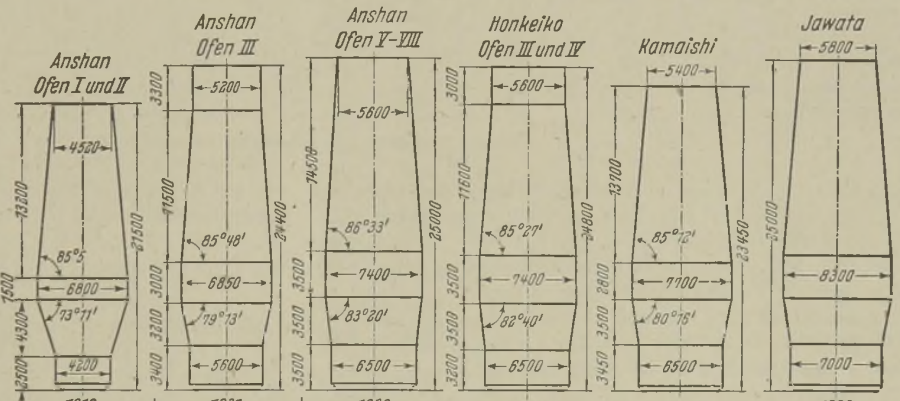


Bild 2. Entwicklung der Hochofenprofile in der Mandschurei und in Japan.

Vergleicht man die Entwicklung der deutschen Hochöfen *(Bild 1)*, so sieht man, daß die Gestelldurchmesser von 525 mm allmählich bis auf 7000 mm gestiegen sind. Auf-

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

[1]) Bulle, G.: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 285/90 (Hochofenaussch. 219).

[2]) Vgl. Mund, A., J. Stoecker und W. Eilender: Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1449/62 (Hochofenaussch. 124); Lennings, W.: Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 549/64 (Hochofenaussch. 92); Senfter, E.: Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 1041/53 (Hochofenaussch. 210 u. Wärmestelle 313); Wagner, A.: Stahl u. Eisen 50 (1930) S. 122/26; Wagner, A., A. Holschuh und W. Barth: Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 1109/18 (Hochofenaussch. 131).

fallend ist aber, daß die größeren Gestelldurchmesser bisher nur im Ruhrgebiet angetroffen werden, während die Hochöfen an der Saar und in Oberschlesien nur bis 5000 mm und 5500 mm gebaut worden sind. Es entsteht die Frage, ob ein Gestelldurchmesser bis 7000 mm auch für die Saar und Oberschlesien möglich ist. Sie kann nur aus der Praxis heraus beantwortet werden. Da für diesen Koks große Oefen nicht gebaut worden sind, soll zur Beantwortung dieser Frage die Entwicklung der Hochofenprofile anderer Länder mit ähnlichen Koksverhältnissen untersucht werden.

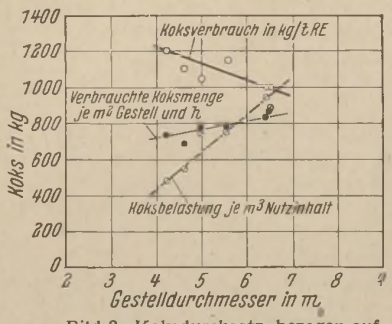
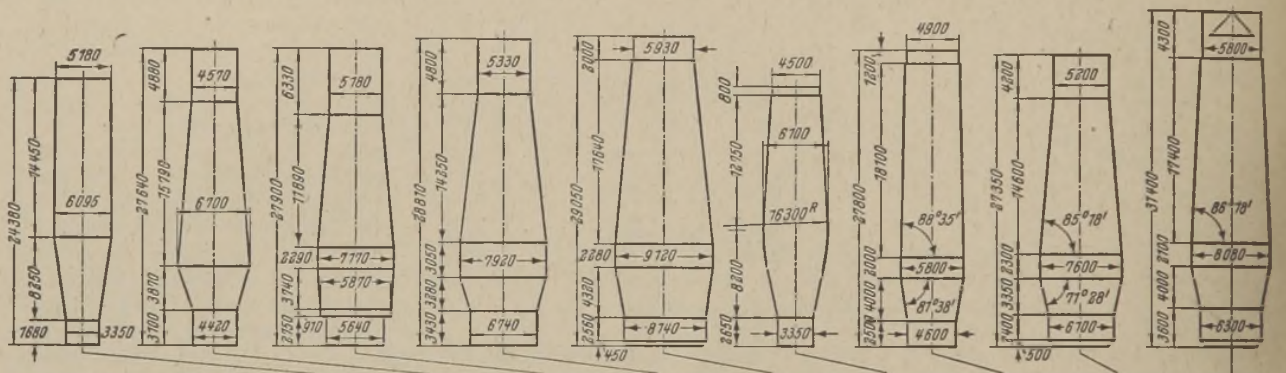


Bild 3. Koksdurchsatz, bezogen auf Gestellquerschnitt und Ofeninhalt.

In *Bild 2* sind Hochofenprofile aus der Mandschurei und Japan dargestellt. In der Mandschurei ist bei dem Hüttenwerk Anshan der Koks schlecht mit Trommelfestigkeit von 55%; der Aschegehalt liegt sehr hoch bei etwa 18 bis 20%. Das zur Verhüttung kommende Erz hat 40% Fe und etwa 30 bis 40% SiO_2. Es wird in einer Aufbereitungsanlage geröstet, gemahlen und gesintert. Der Sinter hat rund 50 bis 55% Fe und 16 bis 18% SiO_2. Er ist leicht zerbrechlich. Die Oefen 1 und 2 und 4 bis 8 sind mit Kübelbegichtung, Ofen 3 mit Kippbegichtung ausgestattet. Trotz dem schlechten Koks sind die Gestelldurchmesser von 4200 mm auf 6500 mm vergrößert worden. Die Oefen gehen gut, mit Ausnahme von Ofen 3. Bei der Kippbegichtung werden durch die vielen Stürze der weiche Koks und der zerbrechliche Sinter weiter zerrieben, so daß die Stückgröße sehr klein wurde und durch die starke Staubbildung der Ofen dauernd hing. Bei den Oefen in Honkeiko ist guter Koks vorhanden, er entspricht in seiner Festigkeit dem Koks von Mährisch-Ostrau. Verarbeitet wird Stückerz, während das Feine brikettiert wird. Der Gang der Oefen war gut.

Auf den japanischen Hochofenwerken in Kamaishi und Jawata ist der Koks ebenfalls schlecht; der Aschegehalt beträgt rd. 20%, die Trommelprobe liegt bei 55 bis 60%. Die Oefen in Kamaishi haben Kübelbegichtung, die in Jawata Kippbegichtung. Trotz den schlechten Koksverhältnissen haben die Oefen in Jawata und weitere Oefen auf dem neuen Werk bei Osaka Gestelldurchmesser von 7000 mm; sie sind für eine Tagesleistung von 1000 t gebaut. Diese Leistung ist aber nicht erzielt worden, da durch Kippbegichtung der schlechte Koks so zerkleinert wurde, daß, wie bei Ofen 3 in Anshan, ein dauerndes Hängen eintrat. Die Oefen von Kamaishi dagegen, die mit Kübelbegichtung arbeiten, gingen normal. Die Leistung der Oefen betrug nur etwa 700 t.

Beim Vergleich der Betriebsangaben findet man, daß bei größer werdendem Gestelldurchmesser der Koksverbrauch von 1200 kg auf 1000 kg/t Roheisen gesunken ist. Die Gestellbelastung ist von 730 kg/m²/h auf 880 kg/m²/h gestiegen, während die verbrannte Koksmenge von 490 kg/m³/24 h auf 900 kg/m³/24 h zugenommen hat *(s. Bild 3)*. Zusammenfassend kann gesagt werden, daß trotz der schlechten Koksverhältnisse in Japan und der Mandschurei die Oefen mit großen Gestelldurchmessern bei Verwendung geeigneter Begichtungsanlagen gute Leistungen erzielten. Daraus kann der Schluß gezogen werden, daß die Koksbeschaffenheit keinen Einfluß auf die Wahl des Gestelldurchmessers hat.



Hochofen:	E. Thomson B.	E. Thomson D.	S. Chicago 4	Gary 9	Republic St. Co.	Ensley	Ensley	Ensley	Fairfield
Jahr:	1880	1901	1908	1927	1930	1888	1905	1923	1930
Nutzinhalt in m³:	506	576	736	905	1250	467	610	890	1075
Roheisenerzeugung in t/24h:	120	464	700	880	1200	165	345	559	700
Gestellquerschnitt in m²:	8,81	15,3	25,0	35,6	52,0	8,81	16,4	29,2	31,3
Koksverbrauch in t/24h:	151	464	700	730	976	200	395	632	998
Koksverbrauch in t/t Roheisen:	1,26	1,00	1,00	0,83	0,81	1,21	1,16	1,13	1,13
Koksverbr. je m² Gestellquerschn. in t/h:	0,72	1,26	1,08	0,85	0,78	0,95	1,00	0,90	0,98
Koksverbr. in 24h/m³ Ofeninhalt in t:	0,30	0,80	0,95	0,80	0,78	0,43	0,65	0,71	0,73

Bild 4. Entwicklung der Hochöfen in Nordamerika.

In Nordamerika werden hauptsächlich Mesabi-Erze verhüttet, die leicht reduzierbar sind und etwa 50 bis 55% Fe-Gehalt haben. Die Erze fallen mit ungefähr 70 bis 80% als Feinerz an und wurden bisher nicht gesintert. Durch den hohen Anteil an Feinerz neigen die Oefen stark zum Hängen. Die Amerikaner waren daher gezwungen, sich mehr mit einer guten Profilbildung zu beschäftigen. Sie gingen planmäßig vor und verbesserten Schritt für Schritt das Profil, indem die Abmessungen der nächsten Hochöfen immer etwas vergrößert oder verkleinert wurden. Falls eine Verbesserung eintrat, wurde dann beim nächsten Ofen in dieser Richtung

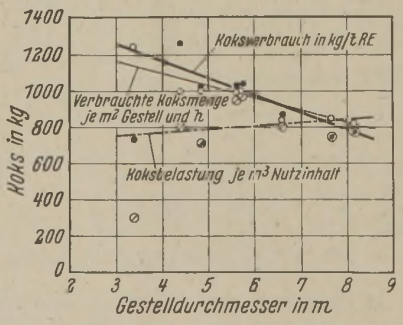


Bild 5. Koksdurchsatz, bezogen auf Gestellquerschnitt und Ofeninhalt.

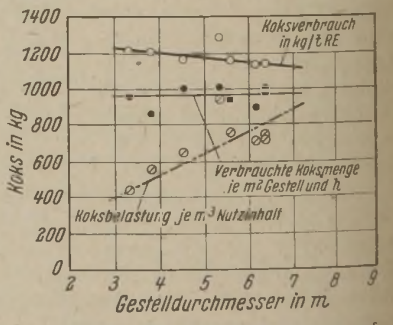
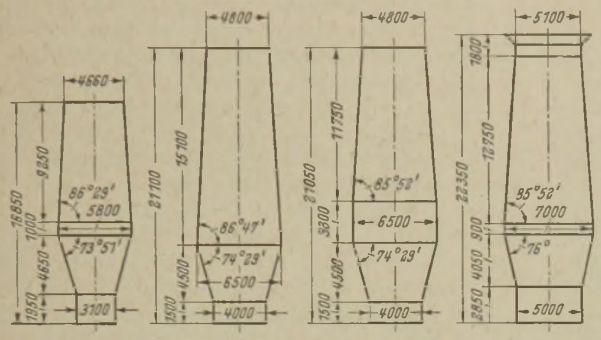


Bild 6. Koksdurchsatz, bezogen auf Gestellquerschnitt und Ofeninhalt.

fortgeschritten. Die Gestelldurchmesser wurden dementsprechend von 3550 mm im Jahre 1880 bis auf 8400 mm vergrößert. Die Entwicklung der Oefen ist aus *Bild 4* zu ersehen; der Ofen von 8400 mm ist in der Zusammenstellung nicht mit aufgenommen, da Betriebsangaben fehlen. Im gleichen Zeitraum ist die Leistung der Oefen von 120 t bis etwa 1400 t täglich gestiegen. Aehnlich wie bei den Oefen in Anshan zeigt *Bild 5*, daß der Koksverbrauch je t Roheisen von 1260 kg auf 810 kg gefallen ist. Die Koksbelastung des nutzbaren Ofeninhalts liegt bei 800 kg/m³/24 h. Besonders fällt auf, daß die Gestellbelastung von 1200 auf 780 kg/m²/h gesunken, während diese Verhältniszahl bei den Oefen in Anshan sogar etwas gestiegen ist. Der Gichtdurchmesser ist nicht mit dem Gestelldurchmesser gewachsen.



Jahr:	1911	1911	1930	1940
Nutzinhalt in m³:	310	490	500	537
Erzeugung in t RE/24 h:	175	223	310	417
Koksverbrauch in t/24 h:	180	230	262	376
Koksverbrauch je t RE:	1,030	1,031	0,845	0,900
Koksverbrauch je m² Gestellquerschnitt in t/h:	1,00	0,77	0,84	0,80
Koksverbrauch in 24 h je m³ Ofeninhalt in t:	0,52	0,47	0,52	0,70
Gichtstaub in kg/t RE:	180	190	100	60

Bild 7. Entwicklung der Hochöfen in Belgien (Usines métallurgiques de Hainaut).

Im südlichen Teil von Nordamerika, in Alabama, werden die dort vorkommenden Erze und Kohlen an Ort und Stelle verarbeitet. Die Erze fallen stückig an, der Koks ist nicht so gut wie in Pittsburg und Chikago und hat eine Trommelfestigkeit von 60 bis 65%. Die Gestelldurchmesser sind ähnlich wie in den anderen amerikanischen Gebieten von 3350 mm im Jahre 1888 bis auf 6300 mm im Jahre 1927 vergrößert worden. Vergleicht man die entsprechenden Verhältniszahlen *(Bild 6)*, so ergibt sich, daß der Koksverbrauch von 1210 kg auf 1125 kg/t Roheisen gefallen ist, während die Gestellbelastung von 950 auf 980 kg/m²/h gestiegen ist. Die Koksbelastung je m³ Ofeninhalt und 24 h ist von 430 kg auf 730 kg angestiegen.

In Belgien sind in den letzten dreißig Jahren nach *Bild 7* keine größeren Veränderungen der Hochofenprofile vorgenommen worden. Auf den belgischen Hüttenwerken wird hauptsächlich Minette verhüttet mit einem Gehalt von 30 bis 32% Fe. Wie bekannt ist, zerspringen diese Erze im Ofen und geben daher viel Staub ab. Um nun möglichst wenig Staub mit den Gasen abzuführen, werden die Oefen schwach betrieben. Um die Leistung zu steigern und wirtschaftlicher zu arbeiten, wurde in den letzten Jahren bis zu 15% Schrott zugegeben. Bei den Hochöfen der Usines Metallurgie ist der Gestelldurchmesser von 3100 mm auf 3600 bzw. von 4000 auf 5000 mm vergrößert worden. Die Leistungszahlen sind bei diesen Oefen fast unverändert geblieben; der Koksverbrauch ist etwas gefallen, da in der letzten Zeit mit höheren Windtemperaturen geblasen und, wie erwähnt, mehr Schrott zugesetzt wurde. Besonders fällt bei allen Oefen die geringe Gestellbelastung auf. Ferner ist der Gichtdurchmesser nicht mit dem Gestelldurchmesser vergrößert worden. Der Koksverbrauch ist von 1000 kg auf 900 kg/t Roheisen, die Gestellbelastung von 1000 auf 500 bis 800 kg/m²/h gefallen. Dagegen ist der Koksdurchsatz von 460 auf 530 kg/m³ Ofeninhalt und Tag gestiegen. Die große Streuung in *Bild 8* erklärt sich daraus, daß bei einzelnen Oefen mehr oder weniger Schrott gegeben und mehr oder weniger Staub je t Roheisen zugelassen wurde. Zusammenfassend kann gesagt werden, daß mit wachsendem Gestelldurchmesser der Gichtdurchmesser abnimmt, aber immer noch größer als der Gestelldurchmesser bleibt, ferner, daß mit wachsendem Gestelldurchmesser die Belastung abnimmt.

In Rußland unterscheidet man vier verschiedene Eisenindustriegebiete, und zwar 1. Donezbecken und Dnjeprgebiet, 2. Kertschgebiet, 3. Uralgebiet, 4. Kusnetzkgebiet. Das ertragreichste Gebiet war vor dem Kriege das Don-Dnjepr-Gebiet, in dem 65 bis 70% des russischen Roheisens erzeugt wurden. In diesem Gebiet wurden hauptsächlich Erze aus dem Kriwoi-Rog-Gebiet verhüttet mit einem Gehalt von 54 bis 57% Fe. Der Koks aus dem Donbecken führte durch seine ungleichmäßige Zusammensetzung häufig zu Schwierigkeiten. Der Koks hat 1,5 bis 2,5% S, rd. 9 bis 12% Asche und nach der russischen Trommelprobe 75 bis 80%. Die Aufbereitung der Erze wurde vor dem Kriege verbessert, aber nicht auf allen Werken durchgeführt, so daß einige Hochofenwerke gemischte und ungenügend sortierte Erze verarbeiten mußten.

Bei der Entwicklung der russischen Hochöfen *(Bild 9)* handelt es sich um Oefen aus dem Don- und Dnjeprgebiet. Die Gestelldurchmesser sind ab 1927 von 5000 mm auf 8000 mm gestiegen. Im Jahre 1929 erfolgte für die größeren Neubauten allgemein eine Vereinheitlichung der Profile, und zwar als Einheitsofen 1 für eine Tagesleistung von 800 bis 1000 t, als Einheitsofen 2 für 1300 bis 1500 t Tagesleistung; noch weiter geht ein Vorschlag für einen 2000-t-Ofen mit 9000 mm Gestelldurchmesser. Dem Einheitsprofil 1 und 2 entsprechend sind alle neuen großen Oefen in Kertsch, Kusnetzk und im Uralgebiet gebaut. Der Koksverbrauch je t Roheisen ist mit zunehmendem Gestelldurchmesser von 1080 auf 950 kg gefallen, gleichfalls die Gestellbelastung von 1000 auf 930 kg/m²/h. Dagegen ist der Koksdurchsatz von 800 auf 1100 kg/m³ Ofeninhalt und Tag gestiegen *(s. Bild 10)*.

Da sich in anderen Ländern, wie England, Südafrika, Luxemburg, Holland, keine geschlossenen Gruppen oder größeren Abweichungen der vorstehend aufgeführten Profile zeigen, erübrigt es sich, die Untersuchung auf diese Länder auszudehnen.

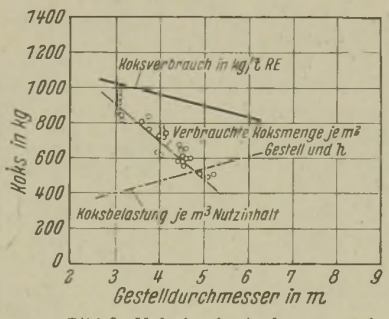
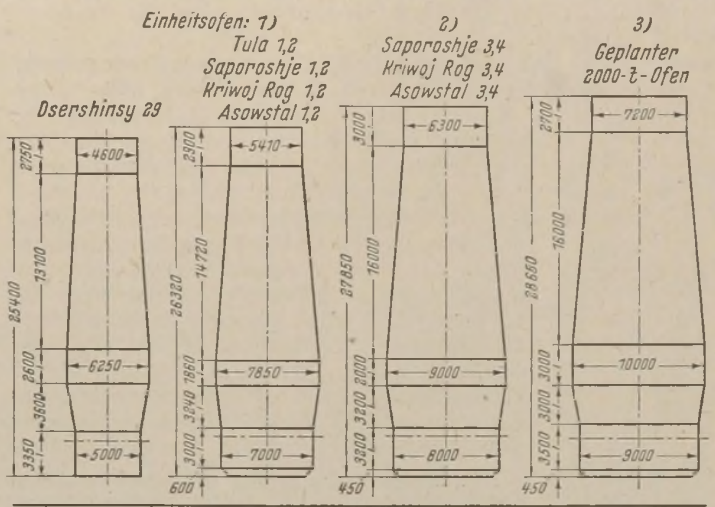


Bild 8. Koksdurchsatz, bezogen auf Gestellquerschnitt und Ofeninhalt.

Vergleicht man bei sämtlichen bisher angegebenen Profilen die Entwicklung der Rast, so findet man, daß die Rast immer kürzer und steiler gemacht worden ist, vor allem fällt das bei den amerikanischen Hochöfen auf. Wie bereits erwähnt, neigen die amerikanischen Erze leicht zum Hängen. Um einen regelmäßigen Ofengang zu erzielen, wurde die Rast allmählich immer kürzer gemacht und der Rastwinkel vergrößert. Die Rasthöhe sank von 8250 auf 2500 mm, und der Rastwinkel stieg von 35° auf 84° 30′.

In Deutschland, Lothringen, Luxemburg und Belgien ging man einen anderen Weg; man führte die Notwindformen ein. Je nach dem Ofengang blies man mit einer oder zwei Windformenebenen. Das Endergebnis ist bei dieser Arbeitsweise das gleiche wie bei der Rastverkürzung, die in Amerika angewandt wurde. Man kann dieses Ergebnis in folgenden Satz kleiden: „Verkürzung der Rast um die Entfernung, die zwischen der Hauptwindebene und der Notwindformenebene liegt."

Auch das Blasen mit kaltem Wind beim Hängen eines Ofens ist im Endergebnis eine Verringerung der Rast. Bekanntlich steigt beim kalten Wind die Verbrennungszone mehr nach oben, und dadurch wird die Hängebrücke zum Einsturz gebracht. Es ist nun ohne weiteres einzusehen, daß die Rastverkürzung der einfachste Weg ist, um Hängeerscheinungen zu verhindern.



531	830	1170	Nutzinhalt in m^3
400	900 ÷ 1000	1300 ÷ 1500	Roheisenerzeugung in t/24 h
1,1	0,9 ÷ 1,0	0,9 ÷ 1,0	Koksverbrauch in t/t RE
0,94	0,87 ÷ 1,0	1,08	Koksverbrauch je m^2 Gestellquerschnitt in t/h
0,83	1,14	1,05	Koksverbrauch in 24 h je m^3 Ofeninhalt in t

Bild 9. Entwicklung der Hochöfen in Rußland.

Vergleicht man in *Bild 1* die Entwicklung der Rastwinkel vom Jahre 1825 bis zur heutigen Zeit, so findet man, daß der Rastwinkel von etwa 35° auf 84° 30′ gewachsen *(s. Bild 11)* und fast an 90° herangekommen ist. Das heißt also: Wir nähern uns in der Entwicklung des Hochofens Schritt für Schritt dem rastlosen Ofen. Bereits im Jahre 1887 machte F. W. Lürmann den Vorschlag, den rastlosen Hochofen zu bauen. Nach B. Osann war diese Frage früher stark umstritten. An Hand der inzwischen in allen Ländern in gleicher Richtung gemachten Fortschritte haben sich die Meinungen aber gewandelt. So wurden bei einer Versuchsarbeit in Haspe an einem dortigen Hochofen Messungen vorgenommen, die ergaben, daß sich nach drei Monaten das Profil des Hochofens in Gestell und Rast nach *Bild 12 a* geändert hatte. Anschließend an den Versuch hat der Ofen noch jahrelang mit diesem Profil gearbeitet, d. h., der Ofen hat praktisch rastfrei gearbeitet. Im Jahre 1944 wurde beim Bochumer Verein der Ofen 4 angeblasen. Messungen nach zweimonatiger Arbeitszeit ergaben, daß das Mauerwerk in der Windformenebene um 400 mm abgefressen war, das Gestell sich also von 6200 mm auf 7000 mm erweitert hatte *(Bild 12 b)*. Mit diesem neu angenommenen Profil hat der Ofen noch tadellos weitergearbeitet. In Kladno wurde ein neuer Hochofen ebenfalls rastlos ausgeführt *(Bild 13)*.

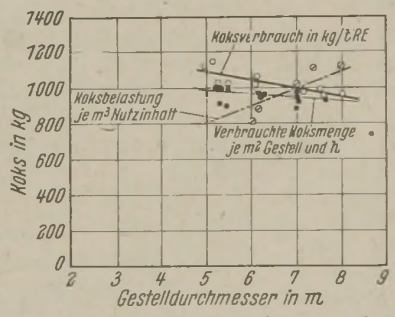


Bild 10. Koksdurchsatz, bezogen auf Gestellquerschnitt und Ofeninhalt.

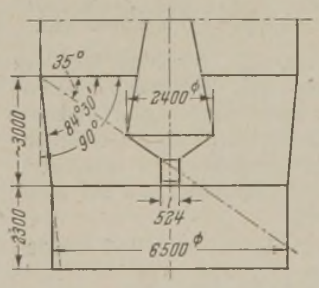


Bild 11. Entwicklung des Ofenprofils von 1825 bis 1925.

Erfahrungsgemäß dringt die Kühlung des Wassers etwa 150 mm tief in das Schamottemauerwerk ein. In Deutschland werden Gestell und Rast nur durch Außenberieselung gekühlt, während in Amerika Rast und Gestell mit Kühlkästen versehen werden. Aus diesem Grunde kann der Amerikaner seine angenommenen Profile von 83° und 84° halten, während in Deutschland ein Profil, das mit 78° oder 79° entworfen worden ist, sich durch Selbstbildung seines Profils auf 86 bis 88° erweitert. Daraus erklärt sich auch, daß bei den früheren Hochöfen oft in den ersten Monaten nicht die gewünschte Leistung erzielt wurde, sondern erst nach Ablauf eines halben Jahres, nachdem sich der Ofen durch Verbreiterung des Gestells und Vergrößerung des Rastwinkels sein Profil selbst geschaffen hatte.

Solange die Gestellwand dick genug ist, ist es nicht so wichtig, ob der Rastwinkel beim Bau des Ofens 78 oder 84° beträgt, denn nach 2 bis 3 Monaten hat der Rastwinkel doch 84 bis 86° erreicht. Es ist nur eine gewisse Baustoffvergeudung, die ins Gewicht fällt, wenn das Mauerwerk 800 mm dick ist, und es werden nach 2 Monaten bereits 500 mm abgefressen. Ein Gestelldurchbruch liegt nahe. Diese Frage ist in Deutschland dadurch gelöst worden, daß das Unterteil des Gestells verengt wurde, um an den gefährlichen Durchbruchsstellen genügend Mauerwerk zu haben. Die Amerikaner dagegen haben die Verstärkung des Mauerwerks nach außen verlegt.

Vergleicht man bei den großen Hochöfen den Gestelldurchmesser mit dem Gichtdurchmesser, so fällt auf, daß der Gichtdurchmesser bei den großen Oefen im Verhältnis zum Gestelldurchmesser kleiner ist als bei den kleineren und mittleren Oefen. Da hier irgendwelche Zusammenhänge bestehen müssen, tritt die Frage nach dem Einfluß der Gicht auf die Leistung des Hochofens auf.

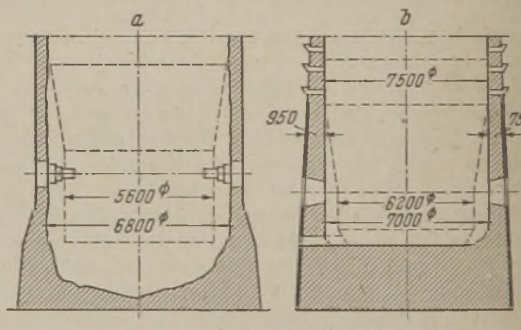


Bild 12. Profiländerung kurz nach Inbetriebnahme.

Für einen guten Hochofengang spielt die richtige Schüttung eine große Rolle. Ferner ist bekannt, daß bei einer Schüttung über Rutschen oder Kegel das Feine in der Mitte liegenbleibt, während das Grobe nach außen oder nach innen rollt. Das Ideal ist eine gleichmäßige Gasdurchdringung des Möllers. Um diese zu erreichen, muß der Widerstand der Beschickungssäule auf dem ganzen Querschnitt gleich sein. Wenn aber Koks wie Erz trotz Aufbereitung von Staubgröße bis zu Stücken von 200 mm Größe schwanken, ist eine gleichmäßige Verteilung nicht möglich.

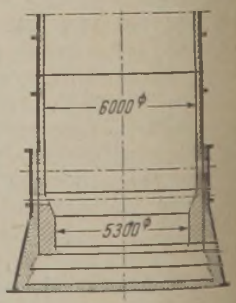


Bild 13. Profil eines neuen rastlosen Hochofens in Kladno.

Außer der Schüttung wird der Gang des Ofens und der Gichtstaubanfall durch die an der Gicht herrschende Gasgeschwindigkeit beeinflußt. Bei zu kleinem Gicht-

durchmesser entsteht ein sehr hoher Staubanfall, der um so störender wirkt, je feiner das zu verhüttende Erz ist. Vergleicht man die verschiedenen Geschwindigkeiten der Abgase der einzelnen Hochöfen, so findet man, daß die amerikanischen Hochöfen eine durchschnittliche Geschwindigkeit von 2,2 m/s haben, dagegen die Oefen im Minettegebiet nur eine solche von 1,5 m/s und in Belgien sogar nur 1,1 m/s.

Da in Nordamerika hauptsächlich mit Mesabi-Erzen gearbeitet wird, das aus etwa 70% Feinerzen besteht, so ist es leicht erklärlich, daß wegen der großen Staubverluste die Gasgeschwindigkeit an der Gicht nicht größer sein kann. Bei der Verhüttung von Minette ist der Staubanfall noch stärker, da das Erz im Ofen zerspringt und sehr vielen feinen Staub erzeugt. Die Oefen werden nun so betrieben, daß man nicht über einen gewissen Staubanfall hinausgeht. Der Staubgehalt nimmt mit steigender Gasgeschwindigkeit zu und beträgt z. B. bei einer Geschwindigkeit von 1,1 m/s rd. 130 kg/t Roheisen. In diesem Fall ist für die Leistung des Hochofens nicht der Gestelldurchmesser entscheidend, sondern der Gichtdurchmesser, vorausgesetzt natürlich, daß man nur einen gewissen Staubanfall zulassen will. Nach einem Vorschlag von A. Wagner[2]) ist dementsprechend eine schichtweise Schüttung ausgeführt worden. Durch ungleichmäßige Erzeingänge und Mangel an Lagerraum kann sie jedoch nicht immer angewandt werden. Auch Klassierung des Kokses und Vorbereitung der Erze haben viele Verbesserungen der Schüttung gebracht. Bei weichem Koks und Sinter jedoch tritt auf dem Transport bis in den Ofen eine derartige Zerstückelung ein, daß der Möller doch wieder ungleichmäßig in den Ofen gelangt.

Beim Schütten in den Ofen tritt immer Entmischung ein, d. h., das Grobe rollt an den Rand oder in die Mitte des Ofens. Je kleiner nun der Gichtdurchmesser ist, desto geringer ist die Entmischung, weil sich die großen Stücke dann nicht so weit absondern können. Mit größerem Gichtdurchmesser wächst naturgemäß auch die Entmischung, d. h., das Gas wird beim Durchdringen des Möllers sehr große Unterschiede im Widerstand finden und nicht durch die Zone des feinen Erzes durchdringen.

Staubverlust auf der einen Seite und Entmischung auf der anderen Seite kämpfen um die richtige Bemessung des Gichtdurchmessers. Wird er klein, erfolgt eine gute Schüttung, aber eine große Gasgeschwindigkeit und ein entsprechend hoher Staubverlust und umgekehrt. In Deutschland dürfte diese Frage bei Verhüttung stückigen Erzes nicht so wichtig sein, da größere Gasgeschwindigkeiten bis 3 m/s zugelassen werden. Schwieriger wird es in den Ländern, die Feinerze oder staubhaltige Erze verhütten müssen. Wenn bei Minette-Erzen nur eine Gasgeschwindigkeit von 1,5 m/s herrscht, ist damit ein größerer Gichtdurchmesser im Verhältnis zum Gestelldurchmesser erforderlich als bei stückigen Erzen. Da für eine jede Erzsorte wegen des Staubanfalls eine günstigste Gasgeschwindigkeit vorliegt, muß mit jeder Vergrößerung des Gestells auch eine Vergrößerung der Gicht eintreten. Für jede Ofengattung muß ein gewisses Verhältnis zwischen Gicht- und Gestellfläche eingehalten werden, um eine gleichmäßige Belastung des Gestells oder der Gicht zu erreichen.

Ein Vergleich der Auftragung der Gestellbelastung in den *Bildern 3, 5, 6, 8* zeigt, daß bei den japanischen Oefen *(Bild 5)* die Belastung steigt und bei den Oefen von Alabama gleichmäßig waagerecht verläuft, während sie bei den amerikanischen und belgischen Oefen stark fällt; d. h. also, bei den großen Oefen ist die Gestellbelastung immer geringer geworden, so daß bei diesen Oefen vermutlich die Gestellbelastung mit wachsendem Ofendurchmesser geringer wird.

Trägt man bei den einzelnen Ländern das Verhältnis von Gicht- zu Gestellfläche in Abhängigkeit von der Gestellfläche auf *(Bild 14)*, so ergibt sich, daß bei den amerikanischen und belgischen Oefen durch die Vergrößerung des Gestelldurchmessers ohne gleichzeitige Vergrößerung des Gichtdurchmessers das Verhältnis Gicht- zu Gestellfläche nicht gleichmäßig verläuft, sondern abfällt, während bei den Oefen in Alabama, Japan und Deutschland diese Verhältniszahlen wie die Gestellbelastung annähernd gleichmäßig geblieben sind.

Hieraus erklärt es sich, daß bei den amerikanischen Oefen durch die einseitige Vergrößerung des Gestelldurchmessers nicht die gewünschte Erzeugungssteigerung eingetreten ist, sondern mit Rücksicht auf den hohen Staubverlust die Oefen langsamer betrieben werden mußten, d. h. also, die Gestellbelastung ist nicht durch die Vergrößerung des Gestelldurchmessers gesunken, sondern durch die Nichteinhaltung der erforderlichen Verhältniszahl von Gichtfläche zu Gestellfläche. Bei Einhaltung der für eine bestimmte Erzsorte erforderlichen Verhältniszahl wird sich somit immer eine gleichmäßige Beanspruchung ergeben. Wie aus der Zusammenstellung der amerikanischen Profile hervorgeht, beträgt diese Beanspruchung durchschnittlich 1,0 t Koks/m²/h, ganz gleichgültig, welcher Gestelldurchmesser vorhanden ist. Dies steht jedoch im Widerspruch mit den Untersuchungen von E. Senfter[2]), der bei seinen Soll-Leistungen als Belastung den Gestellring heranzieht. Die Erklärung liegt darin, daß bei Vergrößerung des Gestelldurchmessers nicht das Verhältnis Gichtfläche zu Gestellfläche eingehalten worden ist. Es ergibt sich also, daß bei den Oefen mit staubhaltigem Erz der Gestelldurchmesser nicht so groß sein kann wie bei stückigen Erzen, da der Gichtdurchmesser wegen der Entmischung eine gewisse Größe nicht überschreiten darf.

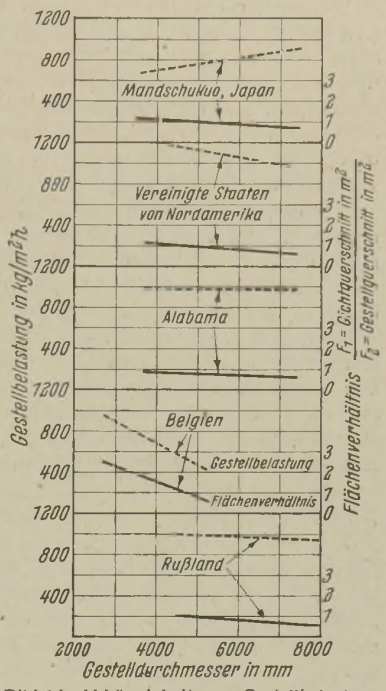


Bild 14. Abhängigkeit von Gestellbelastung und Querschnittsverhältnis zur Gicht.

Um dieses Hindernis zu beseitigen, wurde für die Planung in Donaueschingen ein Doppelring-Gichtverschluß vorgesehen. Der Ofen ist leider nicht ausgeführt worden. Es ergeben sich also für die Berechnung eines Hochofenprofils außer den verschiedenen Höhen, die von der Koksgüte abhängen, noch drei verschiedene Verhältniszahlen, die sich aus der Einteilung der Erze in stückig, körnig und staubhaltig ergeben.

Zusammenfassung

An Beispielen aus dem In- und Auslande wird die Entwicklung der Hochofenprofile gezeigt und dabei festgestellt:

1. Die Ofenhöhe wird von der Festigkeit des Kokses beeinflußt. Die Frage, wieweit die Ofenhöhe in einzelnen Fällen von der Reduzierbarkeit der Erze abhängt, ist hier nicht mit berücksichtigt worden.

2. Der Gestelldurchmesser ist von der Koksgüte unabhängig, d. h., es können große Gestelldurchmesser sowohl für guten als auch für schlechten Koks angewandt werden.

3. Die Entwicklung der Rast ist von 35° auf 85° gestiegen, außerdem ist man schon in einigen Fällen zu rastlosen Oefen übergegangen.

4. Der Gichtdurchmesser ist abhängig von der Schüttung und dem Gichtstaubanfall. Da stückige, körnige und staubhaltige Erze verarbeitet werden, die verschiedene Staubmengen ergeben, müssen für die Bemessung des Gichtdurchmessers verschiedene Gasgeschwindigkeiten zugrunde gelegt werden, und zwar für stückige Erze bis 3 m/s, für körnige Erze 2 bis 2,2 m/s und für staubhaltige Erze 0,8 bis 1,1 m/s.

5. Die durchschnittliche Gestellbelastung beträgt für sämtliche Oefen rund 1,0 t/m²/h. Dieser Wert gilt sowohl für kleine als auch für große Gestelldurchmesser. Bei den großen Oefen, wo diese Gestellbelastung nicht erreicht worden ist, liegt es nicht an der Gestellvergrößerung, sondern an dem zu klein gewählten Gichtdurchmesser. Für jeden Ofen muß daher ein gewisses Verhältnis zwischen Gicht- und Gestellfläche eingehalten werden, das sich nach dem Verstaubungsgrad der Erze richtet.

6. Die genaue Berechnung des Verhältnisses von Gicht- zur Gestellfläche ist von dem Unterschied der Koksersparnis bei guter Schüttung und den Aufbereitungskosten für den Gichtstaub abhängig, die bei den einzelnen Werken schwanken und jeweils auf ihre Wirtschaftlichkeit zu untersuchen sind.

Alte und neue Bindemittel aus Hochofenschlacke

Von Fritz Keil, Forschungsinstitut der Hüttenzementindustrie, Düsseldorf

[Bericht Nr. 37 des Ausschusses für Verwertung der Hochofenschlacke des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Einteilung der Bindemittel in Zemente, Mischbinder und hydraulische Kalke. Entwicklung, Eigenschaften und Anwendungsbereich von Mischbinder, Schlackenbinder und Gipsschlackenzement.

Bis vor einigen Jahren hat man in Deutschland nur zwei hydraulische Bindemittel aus Hochofenschlacke gekannt, den Eisenportlandzement und den Hochofenzement. Zwar hat es daneben schon hydraulische Kalke gegeben, die teilweise oder vorwiegend aus Hochofenschlacke bestanden[1]); sie hatten aber wegen ihrer geringen Menge und beschränkten Verwendbarkeit nur örtliche Bedeutung und ließen sich zudem in die vorhandenen Normen DIN 1060: „Baukalk", einordnen.

In den letzten Jahren sind drei neue hydraulische Bindemittel in den Handel gekommen, die vorwiegend aus Hochofenschlacke bestehen, nämlich die folgenden drei: Gipsschlackenzement, Mischbinder und Schlackenbinder. Es fragt sich zunächst, wie diese Bindemittel zu beurteilen und in die vorhandene Ordnung der hydraulischen Bindemittel einzufügen sind. Außerdem drängt sich unter den veränderten Nachkriegsbedingungen die weitere Frage auf, ob man bei der heutigen Kohlenknappheit den bisher eingeschlagenen Weg bei der Verwendung der Hochofenschlacke zu Bindemitteln weiterverfolgen oder verlassen soll.

Seit 1942 besteht die neue Zementnorm DIN 1164: Portlandzement, Eisenportlandzement und Hochofenzement. Danach unterscheidet man bei den Normenzementen drei Gütestufen: Z 225, Z 325 und Z 425, die früher als normaler Handelszement, hochwertiger und höchstwertiger Zement bezeichnet wurden. Die Zahlen hinter dem Z geben die Druckfestigkeitswerte der neuen Normenprüfung nach 28tägiger Wasserlagerung in kg/cm² an. Die Erzeugung an Zement der Gütestufen Z 325 und Z 425 ist vorläufig noch sehr gering. Viele Hüttenzementwerke haben vor dem letzten Kriege bis zu einem Drittel ihrer Erzeugung an Z 325 geliefert. Ein Eisenportlandzement der Gütestufe Z 425 ist auch vorübergehend in den Handel gebracht worden.

Bei der heutigen Normenprüfung wird im Gegensatz zu den früheren Normen ein weicher, gemischtkörniger Prüfmörtel verwendet, während früher ein einkörniger, erdfeuchter Normenmörtel üblich war. Zu dieser Umstellung des Prüfverfahrens hat man sich entschlossen, weil der frühere Prüfmörtel Zemente mit erhärtungsträgen Zusatzstoffen zu günstig beurteilte, und weil man hoffte, daß die mit dem neuen Prüfmörtel erreichten Festigkeiten in einer besseren Beziehung zu den Betonfestigkeiten stünden. Die Prüfwerte der neuen Normen betragen nur 50 bis 80% der früheren Zahlen[2]).

Mit der Einführung der neuen Normen ist der Begriff „Zement" dahin festgelegt worden, daß nur solche Bindemittel als Zemente bezeichnet werden dürfen, die bei der Normenprüfung nach 28 Tagen mindestens 225 kg/cm² Druckfestigkeit haben, also in ihren technischen Eigenschaften dem Z 225 entsprechen. Dieser Forderung genügen auch die übrigen genormten Zemente, wie z. B. der Trasszement nach DIN 1167, und die noch nicht genormten Zemente, wie z. B. der Tonerdezement, der auf der Hütte „Kraft" in Kratzwieck in Form einer Hochofenschlacke gewonnen wurde.

Als weitere hydraulische Bindemittel folgen den Zementen in großem Abstande die hydraulischen Kalke, bei denen man nach der maßgeblichen Norm DIN 1060 „Baukalk" unterscheidet zwischen HK 80 = hochhydraulischem Kalk, HK 40 = hydraulischem Kalk und HK 15 = Wasserkalk. Die Zahlen 80, 40 und 15 sind beim Vergleich mit den Zementwerten um rd. 50% zu vermindern, da sie sich auf das alte Prüfverfahren beziehen, das höhere Werte ergibt. Eine entsprechende Aenderung des alten Normblattes DIN 1060 ist als eine der ersten Arbeiten des neugegründeten Ausschusses „Bindemittel für Mörtel und Beton" in Aussicht genommen. Die früher übliche irreführende Bezeichnung „Zementkalk" für einen Teil dieser Bindemittel ist unzulässig. Unter diesen hydraulischen Kalken befinden sich neben den echten Branntkalken, wie bereits erwähnt, auch künstliche hydraulische Kalke, die teilweise oder sogar vorwiegend aus Schlackensand bestehen. Die DIN 1060 „Baukalk" enthält nämlich folgende Begriffsbestimmung:

„Künstlicher hydraulischer Kalk ist ein Erzeugnis auch anderer Entstehung, das in der Hauptsache aus unterhalb der Sintergrenze gebranntem Kalk besteht und ebenfalls unter Wasser erhärtet . . ." Bei einer weitherzigen Auslegung dieser Bestimmung kann man auch Gemische aus gemahlener Hochofenschlacke und Kalk als Anreger unter die hydraulischen Kalke rechnen.

Die Lücke zwischen den Zementen und den hydraulischen Kalken wird seit 1943 ausgefüllt durch den Mischbinder MB 150[3])[4]), für den ebenfalls nach DIN-Vornorm 4207 Mindestfestigkeiten festgelegt sind, während die Zusammensetzung in weiteren Grenzen schwanken darf. Diese Mischbinder sind ordnungsmäßig zur Herstellung von unbewehrtem Beton nach Teil C der Bestimmungen des Deutschen Ausschusses für Stahlbeton[5]), Ausgabe 1943, Berlin, zugelassen und werden wie die Zemente laufend überwacht. Es kann damit nicht nur Mörtel, sondern auch Beton B 50, B 80 und B 120 hergestellt werden, d. h. Beton, der nach 28 Tagen die entsprechende Mindestfestigkeit von 50, 80 und 120 kg/cm² aufweisen muß. Sie sind bei einem Nachweis der Festigkeiten durch Betonprüfungen sogar für den B 180 zugelassen, wobei allerdings auf ihre größere Frostempfindlichkeit Bedacht zu nehmen ist.

Man hat demnach unter den hydraulischen Bindemitteln, d. h. unter den Stoffen, die, mit Wasser angemacht, sowohl an der Luft als auch unter Wasser erhärten, drei Gruppen zu unterscheiden:

a) Zemente mit 225 bzw. 325 und 425 kg/cm² Mindestdruckfestigkeit nach 28 Tagen und einer allseitigen Verwendbarkeit im gesamten Bauwesen;

*) Vorgetragen in der Vollsitzung des Ausschusses für Verwertung der Hochofenschlacke am 10. Juli 1947 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

[1]) Grün, R.: Unfug mit der Bezeichnung Zementkalk. Teil I: Tonind.-Ztg. 61 (1937) S. 947/49. Teil II: Baumarkt 1939, Heft 17.

[2]) Grün, R., und K. Obenauer: Ueber Eigenschaften von Deckenzementen und Beziehungen zwischen alten und neuen Normen. Zement 32 (1943) S. 101/08.

[3]) Graf, O.: Versuche mit Mischbindern. Fortschr. u. Forschg. im Bauwesen (1942) Reihe A, Nr. 2, S. 15/31.

[4]) Grün, R.: Ueber Mischbinder. Zement 31 (1942) S. 1/8.

[5]) Bestimmungen des Deutschen Ausschusses für Stahlbeton, Teil C. Berlin: W. Ernst & Sohn 1946.

b) Mischbinder mit nur 150 kg/cm² Mindestdruckfestigkeit, die bis zu einer gewissen Betonbeanspruchung, jedoch nicht für den Stahlbeton zugelassen sind;

c) die hydraulischen Kalke, die für tragende Betonteile nicht verwendet werden dürfen.

Vom Standpunkt der Bauwirtschaft aus besteht kein Bedürfnis nach einer weiteren Unterteilung der hydraulischen Bindemittel. Es ist vielmehr erwünscht, daß sich neu auftretende Bindemittel in die Ordnung einfügen.

Mischbinder sind heute schon in größerem Umfange auf dem Baustoffmarkt. Für die zwei Mischbinder „m" und „r" wurde die amtlich vorgeschriebene Zulassungsprüfung durchgeführt. Beide bestehen vorwiegend aus Hochofenschlacke; der eine enthält weniger Klinker als ein handelsüblicher Hochofenzement neben einem üblichen Gipszusatz, der andere macht im wesentlichen von der sulfatischen Anregung Gebrauch.

In *Bild 1* sind die Festigkeitsergebnisse der Zulassungsprüfung dargestellt. Sie beziehen sich auf erdfeuchten Beton in den Mischungsverhältnissen 1 : 5, 1 : 10 und 1 : 15 in Gewichtsteilen mit zwei ungewöhnlich zusammengesetzten Kiessanden, von denen der eine sehr wenig, der andere sehr viel Sand enthält. Man ist bei der Festlegung der Kieskörnung von der Ueberlegung ausgegangen, daß man bei der Herstellung von Beton aus Mischbinder den Kiessand nicht nach Kornstufen aufteilen, sondern in seinem Anfallzustand verwenden wird. Trotzdem entstehen, wie das Bild erkennen läßt, in erdfeuchter Mischung 1 : 10 Betondruckfestigkeiten von nahezu oder mehr als 80 kg/cm² und noch bei 1 : 15 von nahezu oder mehr als 50 kg/cm². Die beiden Mischbinder sind also für die üblichen Zwecke des Wohnungsbaues gut geeignet. Der Mischbinder aus Hochofenschlacke scheint unter den heutigen Verhältnissen Aussicht auf Erfolg zu haben, weil er das gegebene Bindemittel für untergeordnete Bauzwecke ist. Die Grenzen in seiner Zusammensetzung sind verhältnismäßig weit gesteckt. Die Norm sagt darüber nur so viel aus, daß er durch fabrikmäßiges Vermahlen von hydraulischen Stoffen unter Zugabe von Anregern hergestellt wird. Als Anreger gelten Portlandzementklinker, Weißkalk, Gips oder Gemische aus diesen Stoffen. Der Anteil an Portlandzementklinker oder Weißkalk sowie an Dolomitkalk soll in der Regel 30%, der an Gips 6% nicht übersteigen. Man hat absichtlich eine Weiterentwicklung nicht einengen wollen. Somit stellt der Mischbinder vorerst eine in ihren technischen Eigenschaften fest umrissene Güteklasse der hydraulischen Bindemittel dar.

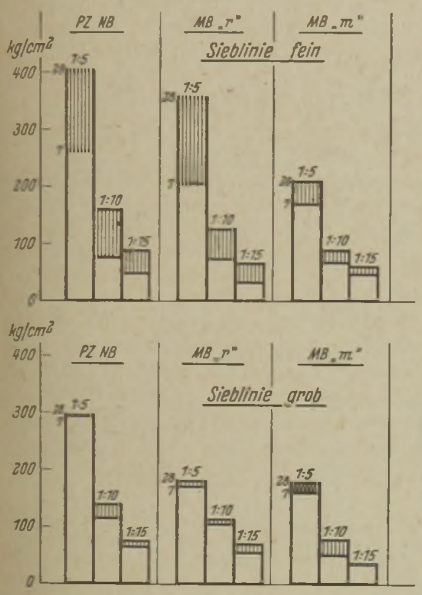


Bild 1. Betondruckfestigkeiten von Mischbindern im Vergleich zu Portlandzement in verschiedenen Mischungsverhältnissen und zwei Sieblinien.
PZ = Portlandzement, *MB* = Mischbinder, 1:5 usw. = Mischungsverhältnis von Bindemittel zu Kiessand.

Die Schlackenbinder und Gipsschlackenzemente machen ebenfalls von den hydraulischen Eigenschaften der Hochofenschlacke Gebrauch. Seit den grundlegenden Arbeiten von H. Passow[6]) ist bekannt, daß die hydraulischen Eigenschaften an den glasigen Zustand der Hochofenschlacke gebunden sind. Seitdem weiß man ferner, daß die Hochofenschlacke zu ihrer Erhärtung eines alkalischen Anregers bedarf. Im Jahre 1908 hat H. Kühl[7]) gezeigt, daß dieser auch sulfatischer Natur sein kann.

Als alkalische Anreger scheiden die stärkeren Basen wie Aetznatron, Aetzkali und Soda für die Zementherstellung aus, weil die leichte Löslichkeit der Alkalien zu Ausblühungen und auch zum Rosten der Eiseneinlagen führen kann. Die beiden ersten Basen ziehen außerdem Wasser aus der Luft an und setzen sich mit der Luftkohlensäure zu Karbonaten um, so daß die damit hergestellten Bindemittel nicht lagerbeständig genug sind. Man hat deshalb zunächst der Schlacke gebrannten, ungelöschten Kalk als Anreger zugefügt. Diese Arbeitsweise birgt jedoch die Gefahr in sich, daß sich der Zement während der Lagerung in unerwünschter Weise verändert und nach der Verarbeitung im Bauwerk zu treiben beginnt. Deshalb ist gelöschter Weißkalk oder hydraulischer Kalk als Anreger besser. Aber nur in Frankreich und Belgien hat sich die Herstellung solcher hydraulischer Bindemittel behauptet; sie dürfen sogar die Bezeichnung Schlackenzement (ciment de laitier) führen, haben auch besondere Normen. Der Kalkzusatz hat dort nach R. Feret[8]) früher 30% betragen. Seit der gleichzeitigen Zugabe von Kalziumsulfat oder auch bis zu 1% Natriumsulfat ist die Kalkmenge nicht größer als 20% und kann bis auf 10% erniedrigt werden. Bei Laboratoriumsversuchen hat Feret die günstigsten Druckfestigkeiten bei Zusatz von 9 bis 20% Luftkalk gefunden, die beste Meerwasserbeständigkeit bei 5 bis 20%. Wird ein hydraulischer Kalk verwendet, dann liegt die günstigste Zusatzmenge höher, und zwar bei 20 bis 30%.

In Deutschland ist man unter dem Druck der Baustoffnot wieder ähnliche Wege gegangen und hat den Schlackensanden gebrannten oder gelöschten Kalk als Anreger zugesetzt. Dabei hat sich gezeigt, daß einige Hochofenschlacken einen größeren Gehalt an ungelöschtem Kalk vertragen können, ohne Treiberscheinungen zu zeigen, während andere Hochofenschlacken schon bei geringen Mengen erhebliche Störungen der Raumbeständigkeit aufweisen. Solche Bindemittel können nach den heute in Deutschland geltenden Bestimmungen nicht mehr als Zemente bezeichnet werden und sind deshalb „Schlackenbinder" getauft worden. Wenn sie mehr als 150 kg/cm² Druckfestigkeit nach 28 Tagen Wasserlagerung erreichen würden, könnten sie ohne weiteres den Namen Mischbinder führen. Die bisher auf dem Markt erschienenen Schlackenbinder liegen aber in ihren Festigkeiten wesentlich unter der Mindestgrenze für Mischbinder und haben auch nicht die von den Zementen her gewohnte Gleichmäßigkeit. Das wird darauf zurückzuführen sein, daß die Herstellung des Schlackenbinders in Anlagen erfolgt, die nach zementtechnischen Begriffen unzulänglich sind. Die Schlackenbinder werden neuerdings rot gefärbt, damit sie in losem Zustand nicht mit den für Betonarbeiten zugelassenen beiden hydraulischen Bindemitteln, dem Zement und dem Mischbinder, verwechselt werden können. Diese Färbung der Schlackenbinder nützt auch den Herstellern, da sachunkundige oder betrügerische Händler solche Binder häufig als Zemente anbieten und verkaufen. Solange die hydraulischen Bindemittel nicht, wie es eigentlich vorgeschrieben ist, in entsprechend gekennzeichneten Säcken geliefert werden können, muß die Forderung bestehen bleiben, daß die Schlackenbinder im Gegensatz zu den Mischbindern und Zementen gefärbt werden. Denn ohne Färbung sind sie auch von einem Fachmann nicht zu unterscheiden; außerdem gibt die Wahl des Namens genügend Anlaß zu Verwechslungen. Wird Zement einmal verbotenerweise durch Mischbinder ersetzt, dann geschieht vermutlich kein Bauunglück, weil die Mischbinder nahezu zementartige Festigkeiten erreichen. Bei einer Verwechselung von Schlak-

[6]) Die Hochofenschlacke in der Zementindustrie (Würzburg 1908).

[7]) Verfahren zur Herstellung von Zement aus Hochofenschlacke. DRP. 237 777 (1908).

[8]) Beitrag zum Studium der Schlacken zur Zementherstellung. Rev. Matér. Constr. 1939, S. 1 ff.; s. a. Additions de matières pulvérulantes aux liants hydrauliques (Paris 1925).

kenbinder mit Zement können dagegen schwere Bauschäden eintreten. Die Druckfestigkeiten der bisher von uns geprüften Schlackenbinder finden sich in *Zahlentafel 1* mit den anderen hydraulischen Bindemitteln; sie sind also ihren Eigenschaften nach hochhydraulische Kalke.

Zahlentafel 1. Festigkeiten hydraulischer Bindemittel aus Hochofenschlacke (Mittelwerte 1946)

Zahl der Prüfungen	Bindemittel	Rückstand auf dem 10 000-Maschen-Sieb %	Biegefestigkeit kg/cm²		Druckfestigkeit kg/cm²	
			7 Tg.	28 Tg.	7 Tg.	28 Tg.
47	Eisenportlandzement Z 225	16,7	39	60	181	329
87	Hochofenzement Z 225	15,5	38	63	171	328
7	Mischbinder MB 150	13,6	35	58	136	236
8	Schlackenbinder (HK 80)	16,4	14	29	50	79

Die Herstellung hydraulischer Bindemittel auf der Grundlage der Anregung von Hochofenschlacke durch Zusatz von Kalk als Luftkalk oder hydraulischem Kalk in gelöschter oder ungelöschter Form ist, abgesehen von der besseren Verarbeitbarkeit, technisch kein Fortschritt. Die Aufstellung besonderer Bestimmungen oder Richtlinien erübrigt sich deshalb. Bereits H. Passow[6]), der zunächst kein Freund des Portlandzementklinkers war und nach allen möglichen Mitteln gesucht hat, um die Schlacke in zuverlässiger Weise anzuregen, hat den nach ihm benannten Passowzement, der auf der Anregung mit Stückschlacke beruhte, verworfen und gezeigt, daß der zuverlässigste basische Anreger der Portlandzementklinker ist. Der Klinker spaltet den zur Anregung der Schlacke notwendigen Kalk ab, erhärtet aber selbständig und verbürgt so auch bei weniger hydraulischen Schlacken oder bei niedrigen Außentemperaturen eine gewisse Anfangserhärtung und Gleichmäßigkeit, während Kalk und Stückschlacke keine nennenswerte Eigenfestigkeit haben und nur als Anreger wirken, im übrigen aber Ballaststoffe sind. Auch bei der Lagerung im Meerwasser haben sich die Klinker-Schlackenzemente den Kalk-Schlackenzementen überlegen gezeigt. Endlich sind die mit Klinker hergestellten Zemente viel weniger lagerempfindlich, weil der Klinker nahezu unbeschränkt lagerbeständig ist, während im Kalk- und Stückschlackenmehl der Kalk beim Lagern mit der Kohlensäure der Luft sehr leicht reagiert und damit einen Teil seiner Wirksamkeit verliert.

Bei der sulfatischen Anregung der Hochofenschlacke, die der Herstellung der Gipsschlackenzemente zugrunde liegt, sind die Zusammenhänge weniger einfach. Als Anreger sind die verschiedenen Arten der Kalksulfate brauchbar, nämlich Gipsstein, Stuckgips, Estrichgips und der natürliche Anhydrit. Es spricht aber nicht jede Hochofenschlacke auf diese Sulfatanregung an, außerdem ist die Herstellung von Gipsschlackenzement mit gewissen Schwierigkeiten verknüpft. Nur in Frankreich und Belgien hat der Gipsschlackenzement unter der Bezeichnung „ciment métallurgique sursulfaté" schon lange Fuß gefaßt. Die beiden belgischen Zemente „Sealithor" und „Bellor" sowie die beiden französischen „Supercilor" und „Cilor", wovon der jeweils erstgenannte eine höhere Güteklasse darstellt, sind auch über die Grenzen hinaus bekanntgeworden. In Deutschland hat erst im Jahre 1944 das Zementwerk in Unterwellenborn eine allgemeine baupolizeiliche Zulassung für die Herstellung von Gipsschlackenzement erhalten, nachdem dort auf ähnlicher Grundlage der „Thurament" als hydraulischer Zuschlagstoff für den Wasserbau entwickelt worden war. Die entsprechenden Untersuchungen hat A. Hummel[9]) durchgeführt und darüber eingehend berichtet. Auf diese Untersuchungen beruft sich auch die Firma H. Milke in Geseke bei der mengenmäßig bisher unbedeutenden Herstellung ihres „Oxydur"-Zements aus Hasper Hochofenschlacke. Nach den deutschen Zulassungsbestimmungen soll der Gehalt an Schwefeltrioxyd im Zement größer sein als 5%, das entspricht 8,5% Anhydrit oder 10,8% Gipsstein. Aus verschiedenen Hinweisen im Schrifttum und in Erörterungen darf man als sicher annehmen, daß die günstigste Sulfatwirkung erst bei Zusätzen von 12 bis 14% $CaSO_4$ und bei gleichzeitiger Anwesenheit von geringen Mengen, nämlich 0,5 bis 1% gebranntem oder gelöschtem Kalk oder besser von 1 bis 2% Portlandzementklinker eintritt. Gipsstein wird im allgemeinen für die Herstellung dieser Zemente nicht angewandt. Seine geringe Eignung wird einmal der Tatsache zugeschrieben, daß bei den hohen Mühlentemperaturen, die zur Erreichung der Feinheit des Gipsschlackenzements erforderlich sind, der Gipsstein völlig oder teilweise in Stuckgips übergeht und Abbindestörungen hervorrufen kann. Nach anderen Aeußerungen beeinflußt schon der niedrige Wassergehalt des Gipssteins die oft geringe Lagerbeständigkeit des Gipsschlackenzementes nachteilig. Durch die Zumahlung von 1% Kalkhydrat erhalten abgelagerte Zemente ihre alte Erhärtungsfähigkeit zurück. In Belgien dient angeblich nur ein gebrannter Estrichgips als Anreger. Dieser soll bis zu 1,5% freien Kalk haben und einen besonderen Zusatz von Klinker oder Kalk entbehrlich machen. Nach H. Blondiau[10]) entsteht ein für die Anregung der Schlacke besonders geeigneter Gips dann, wenn er in einer Körnung bis Haselnußgröße 5 bis 15 min zwischen 900 und 1200° im Drehofen schwach reduzierend gebrannt wird. Auch einem Gemisch mehrerer Gipsarten, vorzugsweise von Estrichgips und alaunisiertem Gips im Verhältnis 9 : 1, wird eine besondere Wirkung zugeschrieben[11]).

Ein anderes Verfahren[12]) hat sich die getrennte Vermahlung von Schlackensand, Anhydrit und Klinker schützen lassen, weil dadurch ein besonders guter Gipsschlackenzement entstehen soll. Endlich kann man nach den Feststellungen von P. Budnikoff[13]) solche Zemente entweder unter Zugabe von 5 bis 10% bei 500 bis 700° gebranntem Anhydrit oder aus natürlichem Anhydrit und 3 bis 5% bei 800 bis 900° gebranntem Dolomit herstellen.

Zahlentafel 2. Chemische Zusammensetzung der für die Gipsschlackenzement-Herstellung verwendeten Schlackensande

Kieselsäure (SiO_2)	29,0 bis 32,0%
Tonerde (Al_2O_3)	15,0 bis 20,0%
Eisenoxydul (FeO)	0,5 bis 1,5%
Manganoxydul (MnO)	0,5 bis 2,3%
Kalk (CaO)	42,0 bis 44,5%
Magnesia (MgO)	3,0 bis 4,1%
Kalziumsulfid (CaS)	2,2 bis 4,1%
Gesamtkalk (CaO)	44,0 bis 47,0%

Aus diesen Hinweisen geht hervor, daß die Herstellung von Gipsschlackenzement noch mit allerlei Unsicherheiten behaftet ist und einen sehr sorgfältig überwachten Herstellungsvorgang voraussetzt. Man kann heute noch nicht angeben, wann eine Sulfatanregung mit Sicherheit eintritt. Die in *Zahlentafel 2* angegebene chemische Zusammensetzung zeigt, daß bisher für die Herstellung der Gipsschlackenzemente nur tonerdereiche Schlacken verwendet wurden. Deshalb haben sich auch diese Zemente gerade in Frankreich und Belgien eingebürgert, wo die tonerdereiche Minette verhüttet wird. Inzwischen ist aber eine Schlacke bekanntgeworden, die trotz eines hohen Tonerdegehalts im Anfang nur langsam auf die Sulfatanregung anspricht, und eine andere, tonerdearme Schlacke, die nach Zugaben von geringen Mengen Gips gute Festigkeiten erhält. Der Mangangehalt scheint bei der sulfatischen Anregung die Erhärtung nicht zu benachteiligen, wie es in so ausgesproche-

[9]) Gipsschlackenzement, ein kohlesparendes Bindemittel. Beton- u. Stahlbetonbau 43 (1944) S. 85/90.

[10]) Société Anonyme des Ciments de Thieu in Brüssel und Léon Blondiau in Nimy-les-Mons (Belgien): Verfahren zur Herstellung von Hochofenschlackenzement. DRP. 647 807 (1934).

[11]) Werner, H.: Verfahren zur Herstellung von Gipsschlackenzementen. Patentanmeldung G 101 245, Kl. 80 b, Gr. 5/03, vom 30. Januar 1940.

[12]) Supercimar S. A. in Genf (Schweiz): Verfahren zur Herstellung eines schnell erhärtenden Schlackenzements. DRP. 498 202 (1926).

[13]) Einfluß verschiedener Gipsmodifikationen auf Schlackenportlandzement. Zement (russisch) 1936, Heft 7, S. 34/40.

nem Maße bei der alkalischen Anregung von Thomasroheisen-Schlacken der Fall ist. Eine bei der Verarbeitung unangenehme Eigenschaft ist das Absanden von Mörtel- und Betonkörpern aus manchen Gipsschlackenzementen, das an der Luftseite der Mörtelkörper eintritt. Es gibt dafür noch keine einleuchtende Erklärung. Durch Zugaben von Klinker kann man diese Schwierigkeit nicht meistern, weil der Klinker bei Anwesenheit von so großen Mengen Gips zu Quell- und gegebenenfalls zu Treiberscheinungen führt. Die Nutzbarmachung dieser Quellungserscheinungen liegt übrigens dem Schwellzement von H. Lossier[14]) [15]) zugrunde. Der Schwellzement soll nicht nur die Eigenschaft haben, sich selbst zu entschalen, wenn man einen Betonbogen daraus herstellt, sondern er soll vor allem durch seine Quellwirkung auf eingelagerte Bewehrungseisen reckend wirken, so daß dadurch eine Vorspannung des Eisens mit den üblichen günstigen Wirkungen auf die Eigenschaften des bewehrten Betons eintritt. Das Vorspannen der Bewehrungseisen setzt aber eine sehr hohe Haftfestigkeit zwischen Beton und Eisen voraus, die im Zustand der Quellung des Betons noch nicht vorhanden ist.

Zahlentafel 3. Wärme- und Kraftverbrauch bei der Zementherstellung (nach W. Anselm und A. Hummel)

Nr.	Bindemittel	Wärmeaufwand in kcal/kg Trocknen + Brennen	Kraftaufwand		Gesamtwärme und -kraft	
			Watt	kcal	kcal	% v. Nr. 1
1	Portlandzement aus natürlichen Rohstoffen	1715	100	500	2215	100
1a	Portlandzement aus Kalkstein + Schlacke	1610	90	450	2060	93
2	Eisenportlandzement aus natürlichen Rohstoffen	1320	90	450	1770	80
2a	Eisenportlandzement aus Kalkstein + Schlacke	1250	85	425	1675	76
3	Hochofenzement aus natürlichen Rohstoffen	795	75	375	1170	53
3a	Hochofenzement aus Kalkstein + Schlacke	770	75	375	1145	52
4	Gipsschlackenzement, 20% Estrichgips	600	95	475	1075	48
4a	Gipsschlackenzement, 12% Anhydrit	350	100	500	850	38

Die Zahlenwerte für kcal und Watt beziehen sich auf 1 kg Zement; Umrechnungsverhältnis Watt : kcal = 1 : 5.

Zahlentafel 4. Festigkeiten von Gipsschlackenzementen

	Rückstand auf dem 10 000-Maschen-Sieb %	Alte Normendruckfestigkeit				Neue Normenprüfung			
						Biegefestigkeit		Druckfestigkeit	
		3 W	7 W	28 W	28 gem.	7 W	28 W	7 W	28 W
Sealithor 14 238	2,0	489	658	784	848	34	92	428	561
Sealithor 22 238	2,2	443	670	863	913	—	—	—	—
Sealithor 9 138	1,5	294	590	803	897	55	71	331	487
Unterwellenborn	(1—5)*)	325	419	551	—	66	68	333	418
Cim. mét. 19 138	15,9	228	348	454	502	51	75	228	401
Königsmachern hw.	20,9	197	290	371	407	—	—	—	—
Königsmachern	20,8	279	391	497	538	—	—	—	—

*) Rückstand auf dem 4900-Maschen-Sieb.

Abgesehen von den Schwierigkeiten in der Erkennbarkeit der Eignung einer Schlacke und denen der Herstellung haben die Gipsschlackenzemente einige ganz wesentliche Vorzüge vor den übrigen Hüttenzementen. Sie brauchen, sofern nur natürlicher Anhydrit zu ihrer Herstellung verwendet wird, sehr wenig Kohle, wie *Zahlentafel 3* zeigt, da das Brennen des Klinkers wegfällt. Sie müssen nur etwas feiner gemahlen werden, haben eine noch geringere Abbindewärme als die klinkerhaltigen Hüttenzemente, sind gegen die Angriffe des Meerwassers sehr widerstandsfähig und haben oft ausgezeichnete Festigkeiten *(s. Zahlentafel 4)*. Außerdem sind sie gut verarbeitbar und geben im Vergleich zu den Normenfestigkeiten sehr günstige Druckfestigkeitswerte im Beton, wie besonders Hummel[9]) gezeigt hat. Der Gipsschlackenzement „Unterwellenborn" ist in Deutschland zu Bauten im Rahmen der Bestimmungen des Deutschen Ausschusses für Stahlbeton zugelassen, der Sealithor-Zement in Belgien überall da, wo eine Baustellenüberwachung eingerichtet ist. Vorgeschrieben ist dort eine Mindestmenge von 250 kg Zement je m³ Beton. Sealithor hat sich sogar als zur Herstellung von Straßenbeton geeignet erwiesen.

Man ist auch bei den neuerlich in Angriff genommenen Versuchen noch nicht näher in die Zusammenhänge eingedrungen und kann bisher nur feststellen, daß zwischen der alkalischen und sulfatischen Anregung kein Zusammenhang besteht und daß Gemische von alkalisch und sulfatisch wirkenden Anregern oft überraschende Wirkungen auslösen. Die Versuche beruhen auf dem im Jahre 1940/41 entwickelten Kleinprüfungsverfahren[16]), das es gestattet, an Prismen von 1 × 1 × 6 cm³ dieselben Festigkeitswerte zu ermitteln wie an den nach den Normen vorgeschriebenen Prismen von 4 × 4 × 16 cm³. Das Verfahren hat sich als ein wesentliches Hilfsmittel bei der Laboratoriumsarbeit erwiesen, weil schon mit wenigen Gramm Bindemittel brauchbare Festigkeiten zu bestimmen sind. Bei der rechnerischen Auswertung der Ergebnisse mit Mischungen aus Hochofenschlacke und Klinker als Anreger hat sich das unabhängig von G. Haegermann[17]) und F. Keil[18]) angegebene Verfahren zur Beurteilung von hydraulischen Zusatzstoffen als zweckmäßig erwiesen. Das Ergebnis dieser Bewertung sind Vergleichszahlen, bei denen der hydraulische Wert des Portlandzementklinkers mit 100 und der des erhärtungsträgen Quarzmehls mit Null eingesetzt wird. Als hydraulische Hauptkennzahl wird der Wert bezeichnet, der an einem Gemisch von 70% Klinker und 30% des betreffenden hydraulischen Zusatzstoffes ermittelt war, während sich die hydraulische Kennzahl 30/70 auf die Feststellungen an einer klinkerarmen Mischung bezieht.

Der Gipsschlackenzement befindet sich noch im Zustand der Entwicklung. Mit seiner Herstellung und Behandlung ist man in Deutschland noch nicht so vertraut, als daß man ihn bereits ganz allgemein als praxisreif ansehen könnte. Die Hüttenzementindustrie will deshalb die auf dem Wege der sulfatischen Anregung hergestellten hydraulischen Bindemittel zunächst unter der Bezeichnung Mischbinder, d. h. als Bindemittel für einen begrenzten Anwendungsbereich in den Handel bringen und die damit gemachten Erfahrungen abwarten, ehe sie sich zur Herstellung eines Zements auf dieser Grundlage entschließt. Somit soll, wie es auch der seinerzeitigen Absicht des Normenausschusses bei der Schaffung des Mischbinders entspricht, der Festigkeitsbereich des Mischbinders gleichzeitig das Versuchsfeld sein, innerhalb dessen man Wege zu den künftigen Zementen erschließt. Sofern sich die Begriffsbestimmungen der DIN-Vornorm 4207 als noch zu eng gefaßt erweisen, werden sie sicher ohne Schwierigkeit erweitert werden können.

Die Spitzengruppe der hydraulischen Bindemittel, die Zemente, sollen von diesen Entwicklungsarbeiten nicht angetastet werden. Die Normenzemente und besonders die beiden Hüttenzemente Eisenportlandzement und Hochofenzement sind mit Bedacht und Gründlichkeit entwickelt worden und verdanken dem ihr hohes Ansehen. Die gesamte deutsche Hüttenindustrie sollte dabei mitwirken, daß die neuen Bindemittel aus Hochofenschlacke den guten Ruf der alten Bindemittel aus Hochofenschlacke nicht gefährden, sondern ihn verbessern.

[14]) Gehler, W.: Die Bedeutung des Lossierschen Expansiv- (Quell-) Zements. Technik 1 (1946) S. 87/89.
[15]) Hummel, A., und K. Charisius: Bindemittel im Bauwesen. Neue Bauwelt 1 (1946) S. 225/37.

[16]) Keil, F., und F. Gille: Kleinprüfung mit weichem Normenmörtel. Zement 30 (1941) S. 529/35.
[17]) Ueber die Bewertung der Erhärtungsfähigkeit hydraulischer Zusatzstoffe in Mischung mit Portlandzement. Zement 33 (1944) S. 93/97.
[18]) Zur Bewertung der Zementschlacken. Zement 33 (1944) S. 90/93.

Zusammenfassung

Nach einem Ueberblick über die durch die Normblätter DIN 1164, DIN V 4207 und DIN 1060 festgelegte Einteilung der hydraulischen Bindemittel wird gezeigt, wie sich die Mischbinder von den Normenzementen unterscheiden und auf welche Entwicklung die Schlackenbinder und die Gipsschlackenzemente zurückgehen. Die Schlackenbinder sind in ihrer Bindekraft und ihrer Verwendbarkeit den hochhydraulischen Kalken gleichzusetzen. Gipsschlackenzemente sind bisher nur in geringem Umfang im Handel. Die Zementwerke wollen die durch Sulfate angeregten hydraulischen Bindemittel aus Hochofenschlacke vorläufig nur in der Gütestufe der Mischbinder auf den Markt bringen, weil die Herstellung bisher noch nicht zuverlässig beherrscht wird.

Die Manganausnutzung beim basischen Siemens-Martin-Verfahren

Von Hans-Joachim Krabiell in Essen

[Bericht Nr. 426 des Stahlwerksausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*).]

Einfluß der Manganeinsatzmenge, des Gesamteisengehalts der Schlacke, der Schlackenmenge, der Basizität und der Temperatur auf die Manganausnutzung. Auswertung von Schmelzen. Abhängigkeit der Manganausnutzung und Rückphosphorung von verschiedenen Einflüssen.

Eines der wichtigsten Elemente zur Stahlveredelung ist das Mangan. Bei den früher üblichen Schmelzverfahren wurde schon beim Einschmelzen im Siemens-Martin-Ofen mit einem hohen Mangangehalt im Einsatz gearbeitet. Man hoffte, ein sauerstoffarmes Bad und besseren Stahl zu erhalten, als wenn man das Ferromangan erst zuletzt zugab. Auf die Nachteile dieses Verfahrens, bei dem ein großer Teil des Mangans verschlackt, wurde verschiedentlich hingewiesen. Nach neueren Untersuchungen[1]) kommt aber dem Mangan erst am Ende der Entkohlung des Stahlbades und bei der Erstarrung des Stahles bei der Ausscheidung der im Stahl verbliebenen Oxyde Bedeutung zu. Im Sinne einer möglichst guten Manganausnutzung ist es daher zweckmäßig, mit möglichst wenig Mangan im Einsatz zu arbeiten und es in Form von Ferromangan am Schluß im Ofen oder beim Abstich zuzugeben.

Die bisweilen geäußerte Ansicht, daß der Mangangehalt des Stahlbades den Sauerstoffgehalt beeinflusse, fand auch nach eigenen Versuchsergebnissen keine Bestätigung. Bei gleichen Kohlenstoffgehalten, gleicher Basizität der Schlakken und gleicher Temperatursteigerung des Bades — nach eigenen Untersuchungen[2]) sind das die am stärksten auf den Sauerstoffgehalt wirkenden Einflüsse — konnte innerhalb des Konzentrationsbereiches von 0,20 bis 0,50% Mn

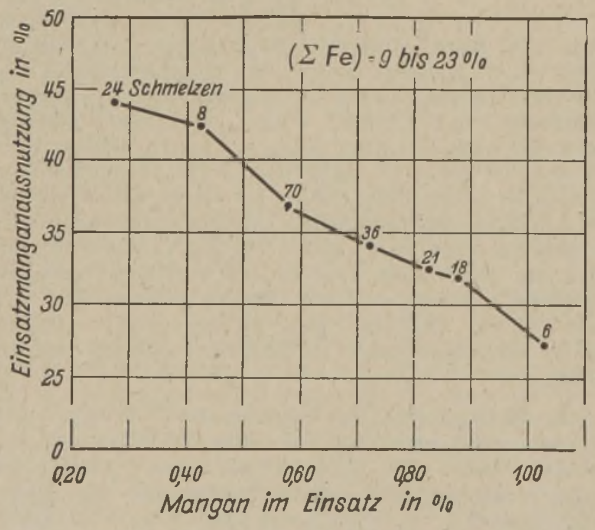


Bild 1. Manganausnutzung und Mangan im Einsatz.

keine Abhängigkeit der Entkohlungsgeschwindigkeit und des Sauerstoffgehalts vom Mangangehalt gefunden werden.

Neben der Höhe des Manganeinsatzes beeinflussen verschiedene andere Umstände die Manganausnutzung stark. Sie waren häufig Gegenstand größerer Abhandlungen[3]); nicht so bekannt und zahlenmäßig belegt ist die Größe dieser Einflüsse, bei deren Kenntnis die Schmelzbedingungen so gewählt werden können, daß die stärksten Einflüsse zur

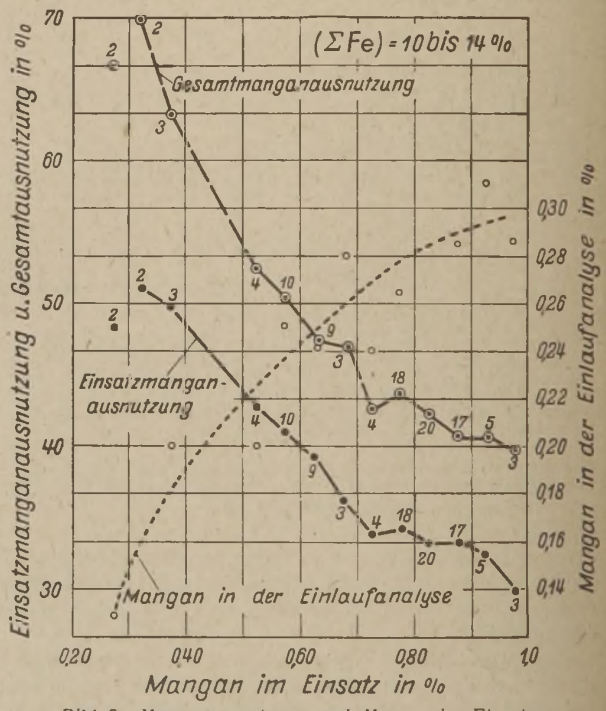


Bild 2. Manganausnutzung und Mangan im Einsatz.

Wirkung kommen. Nach den bisherigen Arbeiten hängt die Manganausnutzung, dargestellt durch den Ausdruck

$$Q = \frac{\text{kg Mn Stahl}}{\text{kg Mn Schlacke}} \quad \text{oder auch} \quad Q' = \frac{\%\ \text{Mn Stahl} \cdot 100}{\%\ \text{Mn Einsatz}}$$

in Prozent von folgenden Faktoren ab: Schlackenmenge, Zusammensetzung der Schlacke, Temperatur, Größe des Manganeinsatzes, Beschaffenheit des Manganerzes und Art der Schmelzführung.

Zunächst sei eine Berechnungsart beschrieben, die es für alle möglichen Schmelzführungen gestattet, die Manganausnutzung in Abhängigkeit von den meisten Einflüssen rechnerisch annähernd zu erfassen:

Bei einem Verlauf der Manganreaktion zwischen Bad und Schlacke nach der Gleichung

$$[Mn] + (FeO) \rightleftharpoons (MnO) + [Fe]$$

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

[1]) Bardenheuer, P., und G. Thanheiser: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschg. 17 (1935) S. 133/47; s. a. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 196/201. Bardenheuer, P., und G. Henke: Stahl u. Eisen 60 (1940) S. 353/60 (Stahlw.-Aussch. 366).

[2]) Krabiell, H.-J.: Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 399/404.

[3]) Killing, E.: Stahl u. Eisen 40 (1920) S. 1545/47 (Stahlw.-Aussch. 48). Kühn, P.: DRP. 614 177 vom September 1929. Back, R.: Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 317/24 u. 351/60 (Stahlw.-Aussch. 204). Maurer, E., und W. Bischof: Ergebnisse der angewandten physikalischen Chemie, Bd. I (1931). Körber, F., und W. Oelsen: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschg. 14 (1932) S. 181/204. Schenck, H.: Physikalische Chemie der Eisenhüttenprozesse, Bd. II (1934) S. 111. Bardenheuer, P., und G. Thanheiser: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschg. 20 (1938) S. 67/75.

muß, wenn die Menge des verdampfenden Mangans nur gering ist, die Summe aus der Menge des Mangans im Stahlbad und dem Mangan in der Schlacke gleich der Menge des eingesetzten Mangans sein. Bei 4% Abbrand ergibt sich daher

$$\frac{(Mn)\cdot s}{100} + [Mn] = [Mn]_e \cdot 1{,}04$$

(Mn) = Mangankonzentration in der Schlacke,
[Mn] = Mangankonzentration im Stahlbad,
$[Mn]_e$ = Mangankonzentration im Einsatz,
s = Schlackenmenge in %,

oder $s = \frac{104\cdot[Mn]_e - 100\cdot[Mn]}{(Mn)}\,\%$.

Die Werte für [Mn] können in Abhängigkeit von dem Eisengehalt der Schlacke, der Temperatur und der Basizität mit Hilfe des Nomogramms von C. Schwarz[4]) ermittelt und aufgetragen werden *(vgl. Bild 7)*. Das Nomogramm wurde zur rechnerischen Ermittelung des Mangangehaltes bei sehr vielen Schmelzen herangezogen und gab fast immer annähernde Uebereinstimmung mit den analytischen Werten.

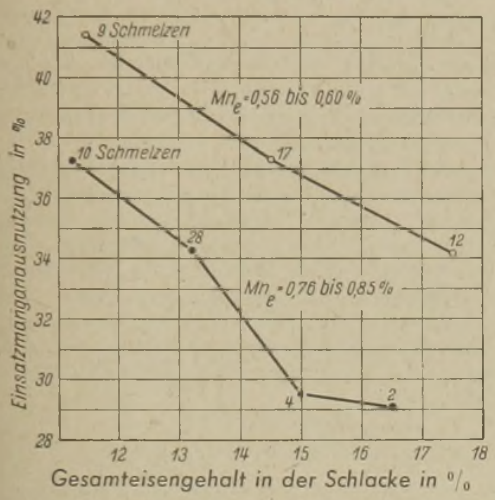


Bild 3. Manganausnutzung und Gesamteisengehalt der Schlacke.

Die rechnerisch für die Manganausnutzung ermittelten Werte werden daher ebenfalls in etwa mit den wirklichen Werten übereinstimmen. Es sei jedoch darauf verzichtet, Einflüsse, deren Größe versuchsmäßig ziemlich einwandfrei ermittelt werden konnte, durch rechnerisch bestimmte Schaubilder wiederzugeben. Nur da, wo die betriebsmäßige Bestimmung durch Ineinandergreifen verschiedener Einflüsse unklar wird, sei zu der rechnerischen Ermittelung gegriffen.

Durch Auswertung von 183 Schmelzen einer Stahlart konnte der starke Abfall der Manganausnutzung mit steigendem Manganeinsatz[5]) nachgewiesen werden *(Bild 1)*. Der Gesamteisengehalt der Schlacke lag bei diesen Schmelzen zwischen 9 und 23%. Die Auswertung der Schmelzen, die nur 10 bis 14% Σ Fe-Gehalt der Schlacke aufwiesen, ergab einen noch stärkeren Abfall der Manganausnutzung mit steigendem Manganeinsatz *(Bild 2)*.

Die Schmelzen wurden nach dem Duplexverfahren in 70- bis 80-t-Oefen mit 3 bis 12 t Schrott im Einsatz erschmolzen. Der Kohlenstoffgehalt im Einsatz lag bei etwa 0,45% und der Phosphorgehalt bei 0,100%. Der Kalkzuschlag betrug etwa 3,2%, der Gesamteisengehalt der letzten Schlackenprobe im Durchschnitt rd. 13%. Es handelte sich um weiche Schmelzen mit bis 0,12% C, 0,50% Mn und Phosphor- und Schwefelgehalten unter 0,040%. Ein Teil des Mangans wurde am Schluß der Schmelze als Ferromangan zugegeben.

Der starke Einfluß des Manganeinsatzes auf die Manganausnutzung ergab die Notwendigkeit, weitere Einflüsse bei Schmelzen mit gleich großem Manganeinsatz zu suchen.

[4]) Arch. Eisenhüttenw. 7 (1933/34) S. 223/27 (Stahlw.-Aussch. 261).
[5]) Ristow, A., K. Daeves und E. H. Schulz: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 894, Abb. 13.

Als nächstgroßer, die Manganausnutzung stark senkender Einfluß konnte bei der vorliegenden Schmelzenführung der des Gesamteisengehaltes der Schlacke ermittelt werden *(Bild 3)*. Dabei ist allerdings zu beachten, daß der Eisengehalt der Schlacke von der Basizität ($B = \%\ CaO - 0{,}93\cdot\%\ SiO_2 - 1{,}18\cdot\%\ P_2O_5$) abhängt, die ihrerseits die Manganausnutzung beeinflußt, und daß der Einfluß der Basizität auf den Gesamteisengehalt der Schlacke mit steigendem Manganeinsatz fällt *(Bild 4)*. Ganz allgemein

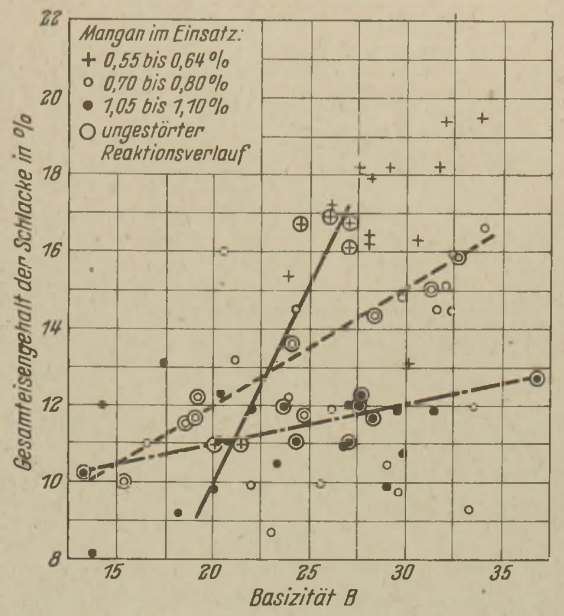


Bild 4. Gesamteisengehalt der Schlacke und Basizität bei verschiedenen Mangangehalten im Einsatz.

nimmt mit steigendem Manganeinsatz der Gesamteisengehalt der Schlacke ab *(Bild 5)*. Diese verwickelten Verhältnisse sind der Grund dafür, daß die Meinungen über die Größe des Einflusses des Gesamteisengehaltes der Schlacke auf die Manganausnutzung vielfach stark auseinandergehen.

Ein weiterer die Manganausnutzung herabsetzender Einfluß ist die Schlackenmenge. Die Auswertung von fünf Versuchsschmelzen, mit gleichem Manganeinsatz aus demselben Ofen, läßt erheblichen Abfall der Manganausnutzung mit steigender Schlackenmenge erkennen *(Bild 6)*. Dabei ist zu beachten, daß die Schmelze mit der größten Schlackenmenge stark oxydierend erschmolzen wurde und wesentlich höhere Basizität und höheren Eisengehalt als die anderen Schmelzen hat.

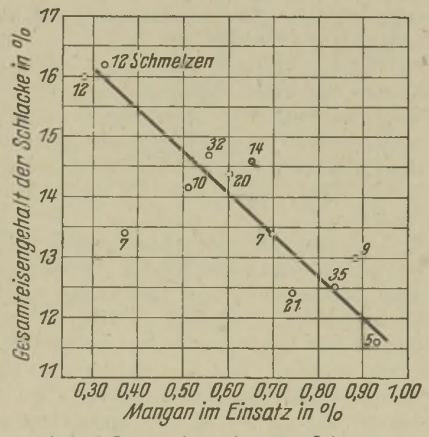
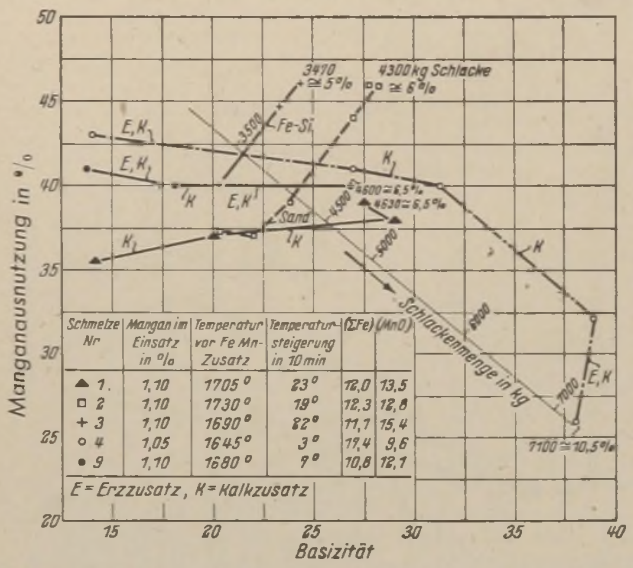


Bild 5. Gesamteisengehalt der Schlacke und Mangan im Einsatz.

Während die höhere Basizität, wie im folgenden noch gezeigt wird, die Manganausnutzung günstig beeinflußt, setzt der höhere Eisengehalt sie wieder herab, so daß aus der gewählten Art der Darstellung die Größe des Einflusses der Schlackenmenge nicht klar ersichtlich ist. Die Manganausnutzung der Schmelzen 1 und 9 mit etwa 4600 kg = 6,5% Schlacke beträgt 39%, die der Schmelze 4 mit etwa 7100 kg = 10,5% Schlacke 26%. Die Vergrößerung der Schlackenmenge um 4% setzte demnach die Manganausnutzung um 13% herab. Berücksichtigt man die Aenderung des Gesamteisengehaltes, der bei den beiden

ersten Schmelzen im Durchschnitt 11,4 und bei der letzten Schmelze 17,4% beträgt (laut *Bild 3* setzt eine derartige Erhöhung des Eisengehaltes der Schlacke die Manganausnutzung um etwa 8% herab), so bleibt für die Vergrößerung der Schlackenmenge nur noch eine Senkung der Manganausnutzung von 13 weniger 8 = 5% übrig. Eine Erhöhung der Basizität ergibt, wie im folgenden ausgeführt wird, eine Hebung der Manganausnutzung, und zwar kann



Schmelze Nr	Mangan im Einsatz in %	Temperatur vor Fe Mn-Zusatz	Temperatur-steigerung in 10 min	(ΣFe)	(MnO)
▲ 1.	1,10	1705°	23°	12,0	13,5
□ 2	1,10	1730°	19°	12,3	12,8
+ 3	1,10	1690°	82°	11,1	15,4
○ 4	1,05	1645°	3°	17,4	9,6
● 9	1,10	1680°	9°	10,8	12,1

Bild 6. Manganausnutzung und Basizität.

damit gerechnet werden *(vgl. Bild 7)*, daß eine Steigerung der Basizität um 10 Punkte, bei einer Schlackenmenge von 6%, die Manganausnutzung um 5% heraufsetzt. Beim Vergleich der obigen Schmelzen müssen demnach noch mindestens 5% von der Manganausnutzung der Schmelze 4 abgezogen werden, die auf die höhere Basizität dieser Schmelze zurückzuführen sind. Als letztes muß die Temperatur berücksichtigt werden (Temperaturmessung der Löffelproben mit dem Farb-Helligkeitspyrometer Bioptix). Die Schmelzen 1 und 9 haben im Durchschnitt 1690°, die Schmelze 4 nur 1645°. Diese 50° Temperaturunterschied machen nach den noch folgenden Betrachtungen etwa 3% aus, d. h., bei 1690° läge die Manganausnutzung der Schmelze 4 um 3% höher. Der Einfluß der Schlackenmenge wäre demnach endgültig — 13 + 8 — 5 + 3 = — 7%. Bei der geringen Anzahl von Versuchsschmelzen und der Gegenläufigkeit der Einflüsse kann dieser Wert nur einen Anhalt geben. Rechnerisch erhält man bei den gegebenen Betriebsverhältnissen einen etwas stärkeren Einfluß *(siehe Zahlentafel 1)*. Ein ähnlicher Wert ergibt sich bei Betrachtung des folgenden *Bildes 7*.

Von den die Manganausnutzung heraufsetzenden Einflüssen ist einer der stärksten die Basizität der Schlacke. Auch bei diesem ist die Ermittelung durch Auswertung von Versuchsdaten schwierig, da eine Steigerung der Basizität fast immer eine Steigerung des Gesamteisengehaltes der Schlacke *(siehe Bild 4)* und der Schlackenmenge sowie eine Herabsetzung der Temperatur zur Folge hat. Durch Auswertung von sechs Versuchsschmelzen mit Manganeinsätzen von 0,65 bis 0,72%, annähernd gleichen Kohlenstoffgehalten und gleichen Eisengehalten der Schlacke konnte festgestellt werden, daß die Manganausnutzung etwa entsprechend den Werten der *Zahlentafel 1* mit steigender Basizität ansteigt. Da diese Werte infolge der Zugrundelegung von nur sechs Schmelzen nicht als quantitativ angesehen werden können, wurde mit Hilfe des oben angegebenen rechnerischen Verfahrens der Einfluß der Basizität ermittelt *(Bild 7)*. Auch aus dieser Abbildung ist zu erkennen, daß unter Gleichhaltung des Gesamteisengehaltes der Schlacke und der Temperatur die Manganausnutzung mit steigender Basizität zunimmt. Da es jedoch, wie bereits erwähnt, meist nicht möglich ist, die Basizität ohne gleichzeitige Erhöhung des Eisengehalts der Schlacke zu steigern, wurde unter Beachtung der Werte des *Bildes 4* der krasseste Fall angenommen, daß bei 0,6% Manganeinsatz der Gesamteisengehalt der Schlacke bei der Basizität $B = 20$ etwa 10% und bei $B = 34$ etwa 20% beträgt. Dabei erhält man entsprechend der zweiten eingezeichneten Fläche mit zunehmender Basizität eine Abnahme der Manganausnutzung. Der ungünstige Einfluß des Gesamteisengehaltes der Schlacke ist hier größer als der günstige Einfluß der Basizität. Nicht zu vergessen ist weiterhin, daß die Schlacke mit steigender Basizität reaktionsträger, die Entkohlungsgeschwindigkeit im Bad geringer wird und die Möglichkeit, Mangan aus der Schlacke zu reduzieren, mehr und mehr entfällt. Die Größe der Manganausnutzung ist demnach bei hoher Basizität stark von den Betriebsverhältnissen abhängig.

So wird es verständlich, warum in der Praxis die Ansichten über die Größe der Einflüsse auf die Manganausnutzung auseinandergehen. Gelingt es, ohne wesentliche Steigerung der Schlackenmenge und des Gesamteisengehaltes die Basizität zu vergrößern (z. B. durch Anwendung eines Radexgewölbes) und gleichzeitig eine durch starke Temperatursteigerung bedingte hohe Entkohlungsgeschwindigkeit aufrechtzuerhalten, so wird die Manganausnutzung zunehmen. Besonders bei höherem Manganeinsatz wird es ratsam sein, mit hoher Basizität zu arbeiten, da bei solchem der Gesamteisengehalt der Schlacke gemäß *Bild 4* nicht so stark ansteigt wie bei niedrigem Manganeinsatz.

Ein die Manganausnutzung weiter hebender Einfluß ist die Temperatur. Da bei den untersuchten Versuchsschmelzen mit gleichem Manganeinsatz der Einfluß der Temperatur von anderen Einflüssen überdeckt wird, sei auch hier die rechnerische Ermittlung zu Hilfe genommen. Danach ergibt sich z. B. bei den am häufigsten vorkommenden Verhältnissen von 0,6% Mn im Einsatz, der Basizität $B = 27$, Eisengehalt der Schlacke = 13%, Schlackenmenge = 6,0% und einer Temperatur von 1600° eine

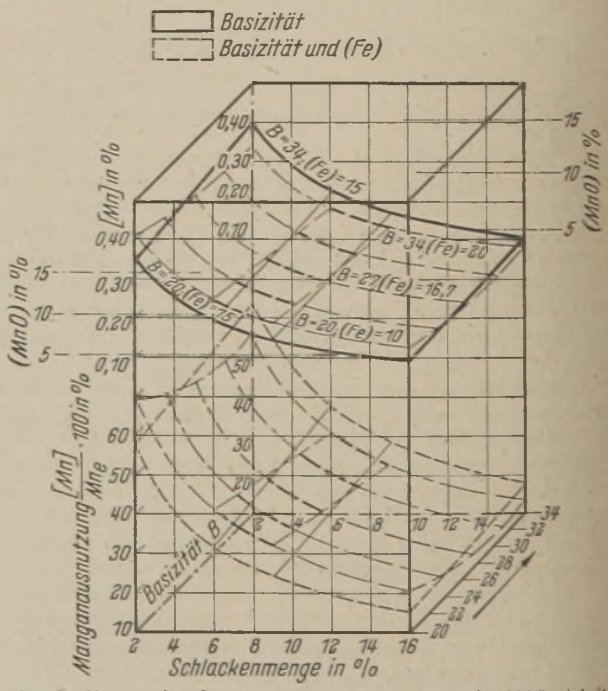


Bild 7. Mangan im Stahl und Manganausnutzung in Abhängigkeit von Schlackenmenge und Basizität bei 0,6% Mn im Einsatz und 1675°.

Manganausnutzung von etwa 34%; bei der Temperatur von 1650° steigt die Manganausnutzung auf 38% und bei 1730° auf 43%.

Berücksichtigt man jedoch, daß steigende Temperatur zumeist fallenden Gesamteisengehalt der Schlacke zur Folge hat, so kann der Temperatureinfluß wesentlich größer werden. Senkt sich z. B. in obigem Beispiel mit steigender Temperatur der Gesamteisengehalt der Schlacke und beträgt bei 1730° statt 13 nur noch 10%, so erhält man eine Mangan-

ausnutzung von 48%. Auch hier liegt demnach wieder ein Fall vor, wo die Aenderung eines Einflusses die Aenderung eines zweiten zur Folge hat und dadurch ganz andere Verhältnisse auftreten.

Der letzte nicht zu unterschätzende Einfluß ist die Schmelzführung. Bei sechs Schmelzen, die mit etwa gleichem Manganeinsatz erschmolzen wurden *(Bild 8)*, konnte festgestellt werden, daß bei gleicher Schlackenmenge und Basizität die Schmelzen, die ohne Erzzuschläge stark reduzierend erschmolzen wurden, im Durchschnitt 15% bessere Manganausnutzung aufwiesen als solche, die mit Erzzuschlägen oxydierend erschmolzen wurden. Während die ersten einen verhältnismäßig niedrigen Gesamteisengehalt der Schlacke haben, der im Verlauf der Schmelzung durch Zuschläge nicht ansteigt, haben die letzten einen hohen Gesamteisengehalt der Schlacke. Die Bedingungen zur Erzielung eines niedrigen Gesamteisengehaltes der Schlacke sind bekannt. Die übrigen auf die Manganausnutzung wirkenden Einflüsse gehen aus der Abbildung hervor. Zu beachten ist bei der Schmelze 22, die zeitlich den längsten Schmelzverlauf, die stärkste Kohlenstoffabnahme und die stärkste Manganreduktion hatte, neben dem geringen Gesamteisengehalt der hohe Tonerdegehalt der Schlacke, der auf einen hohen Flüssigkeitsgrad der Schlacke hinweist[2]). Dieser wirkt neben den noch stärkeren Einflüssen der Basizität und der Temperatursteigerung des Bades auf die Entkohlungsgeschwindigkeit ein[2]). Nach Ansicht mehrerer anderer Arbeiten[1])[6]) ist die Entkohlungsgeschwindigkeit einer der maßgeblichen Größen für die Manganreduktion.

Voraussetzung für eine reduzierende Schmelzführung ist natürlich niedriger Phosphorgehalt im Einsatz, wie überhaupt die Phosphorbewegung beim Studium der Manganausnutzung[7]) nicht übersehen werden darf. Nur bei niedrigem Phosphorgehalt im Einsatz kann ungestört auf eine gute Manganausnutzung hingearbeitet werden. Bei höheren Phosphoreinsätzen und der Forderung nach phosphorarmem Stahl werden die Verhältnisse sehr schwierig. Damit sei im folgenden kurz auf die Beobachtungen über die gleichzeitige Phosphor-[7]) und Manganbewegung eingegangen.

Zahlentafel 1. Größe der auf die Manganausnutzung wirkenden Einflüsse

Einfluß	Anzahl ausgewerteter Schmelzen	Bei	Von Bis	Ergibt Manganausnutzung in % von	bis	Differenz +od.—
Manganeinsatz	183	Gesamt-Eisengehalt 9 bis 23%	Manganeinsatz 0,30 bis 1,0%	44	28	— 16
	100	10 bis 14%	0,30 bis 1,0%	51	30	— 21
Gesamt-Eisengehalt der Schlacke	38	Manganeinsatz 0,56 bis 0,60%	Gesamt-Eisengehalt 11,5 bis 17,5%	41,5	34	— 7,5
	44	0,76 bis 0,85%	11,3 bis 16,5%	37	29	— 8,0
Schlackenmenge	3	Manganeinsatz 1,10%	Schlackenmenge 6,5 bis 10,5%	39	26	
			Gesamt-Eisengehalt 11,4 bis 17,4%		+ 8	
			Basizität 27 bis 38		— 5	
			Temperatur 1690 bis 1645°		+ 3	(— 7)
	rechnerisch	Manganeinsatz 1,10% (Σ Fe) 13,0% Basizität 27 Temperatur 1690°	Schlackenmenge 6,5 bis 10,5%	37	27	— 10
		Manganeinsatz 0,60% (vgl. Bild 7)				
Basizität	6	Manganeinsatz 0,65 bis 0,72% (Σ Fe) ∼ 13,0%	Basizität 15 bis 33 Schlackenmenge 4,2 bis 6,0%	30	42	(+ 12)
	rechnerisch	Manganeinsatz 0,60% (Σ Fe) 15,0% Schlackenmenge 6,0% Temperatur 1675°	Basizität 20 bis 34	31	38	+ 7
Temperatur	rechnerisch	Manganeinsatz 0,60% (Σ Fe) 13% Basizität 27 Schlackenmenge 6,0%	Temperatur 1600 bis 1650° 1730°	34	38 43	+ 4 + 9

Der Phosphorgehalt im Einsatz betrug bei den beobachteten 23 Versuchsschmelzen etwa 0,06 bis 0,19%, der Phosphorgehalt der ersten Vorprobe 0,015 bis 0,07%. Verlangt wurde ein Phosphorgehalt unter 0,04%. Es konnte nur dann reduzierend geschmolzen werden, wenn der Phosphorgehalt im Einsatz an der unteren Grenze lag. Im allgemeinen ist bei einiger Erfahrung der Phosphorgehalt mit ziemlicher Sicherheit unter der zulässigen Vorschrift zu halten; wenn er zu stark anstieg, konnte er fast immer wieder durch Zuschläge gesenkt werden. Bei einzelnen Schmelzen konnten die Bedingungen so gewählt werden, daß bei abnehmendem Phosphorgehalt ansteigende Manganwerte erhalten wurden. Die Phosphorbewegung läuft also keineswegs der Manganbewegung genau parallel, und der Fall, daß bei abnehmendem Phosphorgehalt der Mangangehalt ansteigt, ist für möglichst gute Manganausnutzung als Idealfall anzusehen; er erfordert bei wechselnder Höhe des Phosphoreinsatzes sehr viel Erfahrung.

Zur Klärung der Frage von günstiger Manganausnutzung bei gleichzeitig guter Entphosphorung wurde die Abhängigkeit des Bruches Manganausnutzung : Phosphorausnutzung von den in Frage kommenden Einflüssen untersucht. Gute Entphosphorung, niedriger Phosphorgehalt des Stahles wäre bei geringer Phosphorausnutzung, d. h. einem niedrigen Wert von $Q' = \frac{\%\ \text{P Stahl} \cdot 100}{\%\ \text{P Einsatz}}$ in % gegeben.

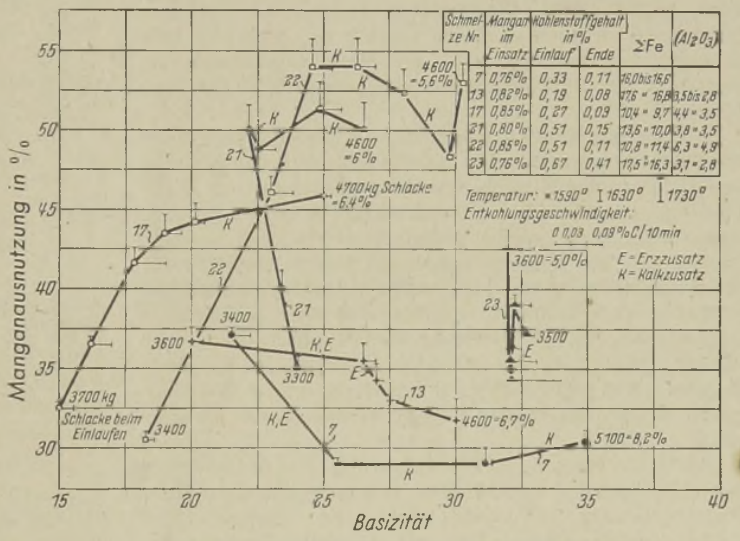


Bild 8. Manganausnutzung und Schmelzführung.

[6]) Wilhelm, H.: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1423/30 (Stahlw.-Aussch. 321 u. Werkstoffaussch. 359).

[7]) Ristow, A., K. Daeves und E. H. Schulz: Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 898, Abb. 24.

Die Auswertung der 23 Schmelzen mit Manganeinsätzen von 0,65 bis 1,10% und Phosphoreinsätzen von 0,06 bis 0,19% hatte folgendes Ergebnis: Entsprechend der starken Abhängigkeit der Manganausnutzung von der Größe des Manganeinsatzes wird der Wert des Verhältnisses Manganausnutzung zu Phosphorausnutzung am stärksten von dem Verhältnis Manganeinsatz durch Phosphoreinsatz beeinflußt und hat bei $[Mn]_e : [P]_e = 10$ etwa den Wert 1,4 *(vgl. Bild 9)*. Die Manganausnutzung ist in den untersuchten

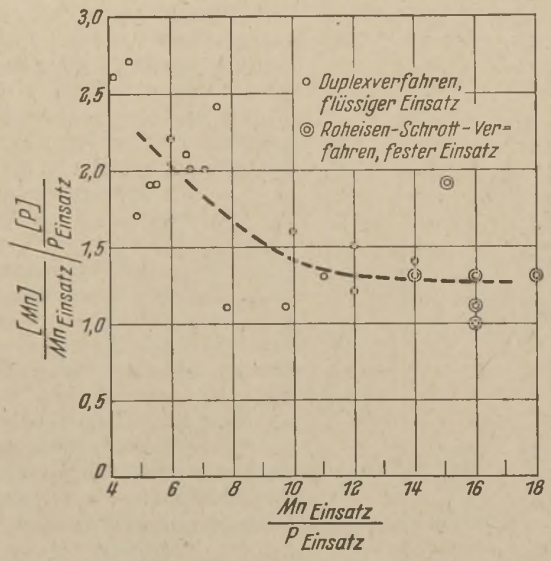


Bild 9. Das Verhältnis Manganausnutzung durch Phosphorausnutzung in Abhängigkeit von dem Verhältnis Manganeinsatz durch Phosphoreinsatz.

Konzentrationsbereichen immer viel größer als die Phosphorausnutzung, und erst wenn der Manganeinsatz etwa 30mal so groß wie der Phosphoreinsatz ist, scheinen Mangan- und Phosphorausnutzung demselben Wert zuzustreben. Obwohl der Einfluß des Verhältnisses von Manganeinsatz zu Phosphoreinsatz sehr groß ist, deutet das starke Streuen der Werte doch darauf hin, daß noch andere Einflüsse vorhanden sind. Unter Ausschaltung des Verhältnisses von $[Mn]_e : [P]_e$ durch Umrechnen der Werte auf den mittleren Wert von 7,7 $[Mn]_e : [P]_e$ ergibt sich der schon vor dem Umrechnen sichtlich deutliche Einfluß der Basizität. Mit zunehmender Basizität wird die Manganausnutzung im Vergleich zur Phosphorausnutzung wesentlich günstiger *(Bild 10)*.

Als nächster Einfluß wurde der des Gesamteisengehalts der Schlacke gefunden. Bei einem Eisengehalt der Schlacke von 10% lag der Mittelwert von Manganausnutzung durch Phosphorausnutzung bei 1,60 und bei $(\Sigma Fe) = 16\%$ bei 1,85. Diese wenn auch geringe Zunahme spricht dem Anschein nach gegen die eingangs gefundene starke Abnahme der Manganausnutzung mit steigendem Gesamteisengehalt der Schlacke, ist jedoch so zu erklären, daß mit zunehmendem Gesamteisengehalt der Schlacke die Phosphorwirkung noch stärker absinkt als die Manganausnutzung, d. h., durch Zugabe schon geringer Mengen von Erz kann der Phosphorgehalt des Stahles stärker gesenkt werden als der Mangangehalt.

Als letzter Einfluß, der ebenfalls schon ohne Ausschaltung des Einflusses des Verhältnisses von Manganeinsatz durch Phosphoreinsatz hervortrat, konnte die Temperatur ermittelt werden. Danach fällt mit steigender Temperatur der Wert des Verhältnisses Manganausnutzung durch Phosphorausnutzung. Er beträgt bei 1650° im Mittel 1,9 und bei 1750° 1,6. Niedrige Temperatur ist demnach am günstigsten. Für die Phosphorbewegung allein ist bekannt, daß bei hohen Temperaturen die Entphosphorung schwierig ist. Weitere Einflüsse konnten nicht ermittelt werden und müssen einer Großzahlforschung vorbehalten bleiben.

Zusammenfassung

Durch ein rechnerisches Verfahren und Auswertung von Schmelzen aus dem basischen Siemens-Martin-Ofen werden die auf die Manganausnutzung wirkenden Einflüsse größenordnungsmäßig untersucht. Die Auswertung einer größeren Anzahl von Schmelzprotokollen ergibt den starken Einfluß des Manganeinsatzes. Unter Ausschaltung dieses Einflusses durch Auswahl nur solcher Schmelzen mit gleich hohem Manganeinsatz wurde als nächstgroßer Einfluß der Gesamteisengehalt der Schlacke gefunden. Die Auswertung einiger Versuchsschmelzen läßt den Einfluß der Schlackenmenge erkennen. Seine Größe ist schwer zu isolieren, da andere Einflüsse wie Gesamteisengehalt, Basizität und Temperatur mitwirken und berücksichtigt werden müssen. Mit steigender Basizität wird die Manganausnutzung größer, sofern der Gesamteisengehalt der Schlacke derselbe bleibt. Eine Temperaturerhöhung bewirkt ebenfalls eine Steigerung der Manganausnutzung. Die sich zum Teil stark überdeckenden Einflüsse hängen neben den Einsatzverhältnissen von der Schmelzführung ab, deren grundverschiedene Möglichkeiten an Hand von sechs Versuchsschmelzen gezeigt werden.

Voraussetzung für eine gute Manganausnutzung ist ein niedriger Phosphorgehalt im Einsatz, da die meisten auf eine gute Manganausnutzung hinwirkenden Einflüsse eine schlechte Entphosphorung oder gar Rückphosphorung zur Folge haben. Das Verhältnis Manganausnutzung durch Phosphorausnutzung wird in Abhängigkeit von verschiedenen Einflüssen untersucht. Am stärksten hängt es von dem Verhältnis Manganeinsatz durch Phosphoreinsatz ab.

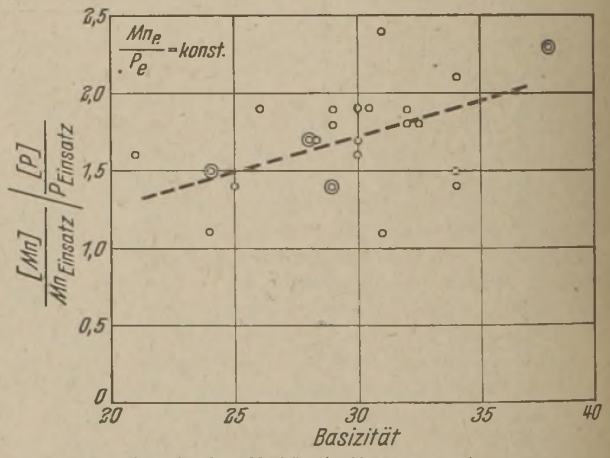


Bild 10. Das Verhältnis Manganausnutzung durch Phosphorausnutzung in Abhängigkeit von der Basizität.

Unter Ausschaltung dieses Einflusses konnte nachgewiesen werden, daß das Verhältnis mit ansteigender Basizität und zunehmendem Gesamteisengehalt der Schlacke steigt und mit steigender Temperatur fällt.

Herrn Professor Dr.-Ing. E. h. W. Eilender, Herrn Dr.-Ing. habil. C. Schwarz sowie dem beteiligten Werk sei für die freundliche Unterstützung auch hier bestens gedankt.

Zuschriften an die Schriftleitung

(Für die in dieser Abteilung erscheinenden Veröffentlichungen übernimmt die Schriftleitung keine Verantwortung.)

Ueber stabile Dolomitsteine

Von dem vorstehenden Aufsatz von Kurd Endell[1]) haben wir mit großem Interesse Kenntnis genommen. Es scheint uns jedoch erforderlich, hierzu noch einige Ergänzungen und Berichtigungen zu geben.

Gleichung 4 muß heißen:

$$6\,(CaCO_3 \cdot MgCO_3) + 3\,MgO \cdot 2\,SiO_2 \cdot 2\,H_2O \rightarrow 2\,(3\,CaO \cdot SiO_2) + 9\,MgO + 2\,H_2O + 12\,CO_2.$$

Zu Gleichung 5:

Das Trikalziumsilikat ist nur beständig zwischen 1250 und 1900°. Oberhalb 1900° zerfällt es in α $2\,CaO \cdot SiO_2$ und CaO und unterhalb 1250° in β $2\,CaO \cdot SiO_2 + CaO$. Die letzte Umwandlung tritt sehr langsam ein und ist bei vielen Versuchen im Laboratorium und in der Praxis nicht beobachtet worden.

Das Trikalziumsilikat bildet sich praktisch erst oberhalb 1450 bis 1500° aus Gemischen von Dolomit und Sand. Bei niedrigeren Temperaturen entsteht Bikalziumsilikat neben freiem Kalk, der bei Lagerung an feuchter Luft ein Auftreiben der Steine bewirkt. Bei 1300° gebrannte Steine sind nicht wetterbeständig, weil sich noch kein Trikalziumsilikat gebildet hat und der noch vorhandene freie Kalk an der feuchten Luft zerfällt. Die bei 1500° gebrannten Steine enthalten allen Kalk als Trikalziumsilikat und sind aus diesem Grunde monatelang, ja sogar jahrelang, beständig.

Gleichung 6 muß heißen:

$$5\,(CaCO_3 \cdot MgCO_3) + 3\,SiO_2 \rightarrow CaO \cdot MgO \cdot SiO_2 + 2\,(2\,CaO \cdot SiO_2) + 4\,MgO + 10\,CO_2.$$

Vor der Veröffentlichung des amerikanischen Patents Nr. 2 015 446 wurde ein ähnliches Verfahren in Deutschland ausgearbeitet, das unter der DRP.-Nr. 706 163 am 3. Dezember 1935 erteilt wurde. Weitere Patente folgten, so das Patent 160 220, das auf ähnlicher Grundlage beruht, das Patent 722 159 vom 2. August 1938, betr. Trocknen der feuchten Sinterdolomitsteine im Vakuum, und das Patent 715 521, in dem ein Verfahren geschützt wurde, trockengepreßte Dolomitsteine sofort nach dem Verpressen in einen über die Bildungstemperatur des Dolomithydrats erhitzten Ofen zu bringen. Die beiden letzten Patente ergeben allerdings nur Dolomitsteine, die begrenzt an der Luft haltbar sind.

Nach DRP. 706 163 wurden in den Jahren vor 1939 einige 100 t Steine hergestellt, die in der Stahlindustrie und in Zementwerken eingebaut wurden. Auch während des Krieges wurden nach diesem Patent Steine hergestellt und in der Praxis verwendet.

Bei den Stabilisatoren sind zwei Gruppen zu unterscheiden, solche, die in oxydierender und reduzierender Atmosphäre wirken, und solche, die in stark reduzierender Atmosphäre versagen. Zu der ersten Gruppe gehört Borsäure, zu der zweiten Phosphorsäure, Chromsäure, Vanadinsäure usw.

Es darf noch bemerkt werden, daß die von Endell erwähnten Steine Nr. 13 und Nr. 24 eine Druckfeuerbeständigkeit von *ta* 1550° und 1670° sowie *te* 1650° und > 1700° hatten. Beide Steine zeigten nach der Druckerweichungsprobe Zerrieselungserscheinungen. Diese Steinchen mußten nach der in reduzierender Atmosphäre durchgeführten Druckerweichungsprobe zerrieseln, da sie als Stabilisator Phosphor- und Chromsäure enthielten.

Zusammenfassung

Auch in Deutschland wurde und wird schon seit mehreren Jahrzehnten an der Herstellung stabiler Dolomitsteine gearbeitet. Das Fehlen gewisser Stabilisatoren und das Umstellen auf noch vorhandene Maschinen und Oefen erschwert sehr die Herstellung dieser stabilen wie auch der begrenzt stabilen Dolomitsteine. Ebenso wie in Amerika wurden auch in Deutschland kombinierte Dolomit-Magnesit-Steine versuchsweise hergestellt.

Schließlich sei noch auf einen Bericht von F. Eisermann: „Dolomitsteine im Stahlwerk"[2]) hingewiesen. Darin wird erwähnt, daß beständige Dolomitsteine in England hauptsächlich im Herdboden, in den Herdwänden und Feuerbrücken des Siemens-Martin-Ofens praktisch ausprobiert wurden. Im Herdboden wurde festgestellt, daß der Dolomitstein alle Magnesitsteine ersetzt; in den Herdwänden und Feuerbrücken wird der Dolomitstein als vollständiger Ersatz bezeichnet. Nach dem gleichen Bericht sollen beständige Dolomitsteine oberhalb des Badspiegels versagt haben, weil sie stark abplatzten. Ferner wird darauf hingewiesen, daß die Dolomitsteine in Glühöfen, die mit Temperaturen über 1200° betrieben werden, erfolgreich verwendet wurden.

Mannheim-Waldhof, im Oktober 1947.

Dynamidon-Werk Engelhorn & Co., G. m. b. H.

[1]) Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 290/93.

[2]) Stahl u. Eisen 64 (1944) S. 536/39.

Umschau

Zur Hochofen-Gestellbelastung [1])

Die Frage der Hochofenleistung, besonders des Koksdurchsatzes, gehörte im Zusammenhang mit dem Leistungsrückgang bei Verhüttung armer Erze in den letzten zehn Jahren zum ständigen Aussprachethema der Hochofenausschuß-Sitzungen[2]).

Im Zusammenhang mit den im Sommer 1947 von amtlicher Stelle durchgeführten Kapazitätsermittlungen und den Demontagebesprechungen stehen auf der Hochofen-

Zahlentafel 1
Gestellbelastung bei normalem und bei armem Möller

Werk	Versuch	Gestellbelastung in kg/m³ h		
		normaler Möller	armer Möller	%
Hoesch, Dortmund	H. Schumacher, 1939	1250	857	68,5
Gutehoffnungshütte, Oberhausen	W. Lennings, 1939	1270	900	71
Verschiedene	Porta-Rösterz (sauer) 1937/39	1100	810	74
Dortmunder Union	1937	1080	770	71
Saar-Werke	—	790—870	—	—
Lothr. Werke	—	580—960	—	—
Linz a. d. Donau	Spateisenstein (Erzberg)	675	—	—
Watenstedt	Salzgitter	720	—	—
Peine	Normalbetrieb	610—670	—	—
Im Mittel aller deutschen Hochofenwerke	1942:	950	—	—
	zukünftig:	—	762	80

[1]) Bericht Nr. 229 des Hochofenausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute, vorgetragen in der 56. Vollsitzung am 18. November 1947 in Düsseldorf. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 669, zu beziehen.

[2]) Eichenberg, G.: Arch. Eisenhüttenw. 3 (1929/30) S. 1/5 (Hochofenaussch. 101). Lennings, W.: Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 533/44, 565/72 (Hochofenaussch. 145). Feldmann, W., u. J. Stoecker: Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 1359/65 (Hochofenaussch. 147). Senfter, E.: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1373/81 (Wärmestelle 251). Arch. Eisenhüttenw. 12 (1938/39) S. 49/64 (Hochofenaussch. 173, Wärmestelle 200). Guthmann, K.: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 857/65 (Wärmestelle 259). Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 1305/17 (Hochofenaussch. 178, Stahlw.-Aussch. 344, Wärmestelle 262). Wesemann, F.: Arch. Eisenhüttenw. 13 (1939/40) S. 113/22 (Hochofenaussch. 186, Wärmestelle 272). Schumacher, H.: Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 353/63 (Hochofenaussch. 181). Lennings, W.: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 25/34, 52/58 (Hochofenaussch. 164). Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 757/67. Senfter, E.: Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 1041/53 (Hochofenaussch. 210, Wärmestelle 313). Bulle, G.: Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 69/78 (Hochofenaussch. 225).

seite die Fragen der Hochofenleistung im Vordergrund der Erörterungen. Als zweckmäßige Bezugsgröße für diese Ermittlungen wurde die Gestellbelastung, also der Koksdurchsatz je m² Gestellfläche und h gewählt.

Für diese Ermittlungen wurden Richtwerte geschaffen, um einerseits an alle Hochofenwerke einen gleichen Maßstab legen zu können, anderseits aber den gegebenen örtlichen Betriebsverhältnissen, d. h. vor allem der örtlich bedingten Möllerzusammensetzung so Rechnung zu tragen, daß trotzdem die Vergleichsmöglichkeit und Einheitlichkeit dieser Ermittlungen gewahrt bleibt.

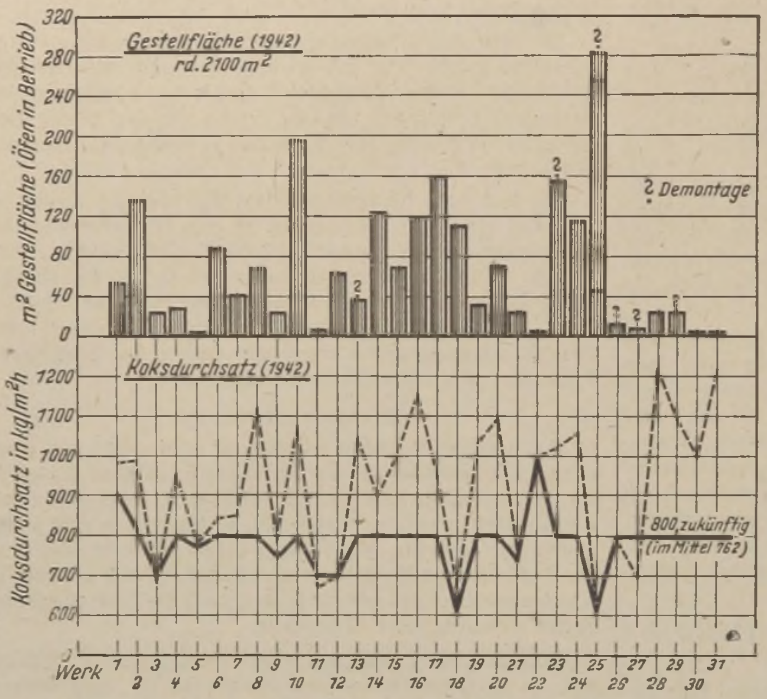


Bild 1. Gestellfläche und Koksdurchsatz der Hochöfen (1942 und 1947).

Voraussetzung für die Festlegung der Ofenleistung war die Berücksichtigung

günstigsten Koksverbrauchs (kein Ueberblasen der Oefen),
günstige Reduktionsverhältnisse,
tragbare Verstaubungsverluste.

Dabei wurde davon ausgegangen, daß unter normalen Friedensmöllerverhältnissen mit meist stückigen Erzen Gestellbelastungen von etwa 1000 kg Koks/m² h vorlagen. Im Mittel ergab sich aus den statistischen Unterlagen für das Jahr 1942 eine Gestellbelastung von 950 kg Koks/m² h für sämtliche damals in Betrieb befindlichen deutschen Hochöfen.

Bei der Verhüttung von inländischen armen Eisenerzen (gegenüber einem normalen Auslandsmöller mit einer Gestellbelastung zwischen 1000 und 1300 kg je m² h) ergeben sich die in *Zahlentafel 1* zusammengestellten Unterschiede, wonach die Gestellbelastung nur noch bei etwa 70 % der früheren lag.

Bild 1 zeigt die Gestellbelastungen, d. h. den Koksdurchsatz für 31 im Jahre 1942 in Betrieb befindliche deutsche Hochofenwerke, wobei der Koksdurchsatz je nach dem Möller und örtlichen Betriebsverhältnissen zwischen 700 und 1200 kg/m² h schwankte. Unter Zugrundelegung früherer Verhüttungsversuche[2]) wurde für die Zukunft (unter Berücksichtigung eines Möllers mit 20 bis 25 % Schwedenerz-Fe und 10 % Schrott) mit einer nur 80prozentigen Gestellbelastung der früheren normalen Möllerverhältnisse, also 80 % von 1000 kg/m² h = 800 kg/m² h als Richtzahl gerechnet, wobei jedoch den örtlichen, d. h. den besonderen Betriebs- und Möllerverhältnissen einiger Hochofenwerke Rechnung getragen wurde:

Werk Nr. 3:	700 kg/m² h
Werk Nr. 9:	750 kg/m² h
Werk Nr. 11:	700 kg/m² h
Werk Nr. 12:	700 kg/m² h
Werk Nr. 18:	600 kg/m² h
Werk Nr. 21:	740 kg/m² h
Werk Nr. 22:	1000 kg/m² h[3])
Werk Nr. 25:	600 kg/m² h

Die in *Bild 1* über der Kurve der Gestellbelastungen dargestellten Gesamtgestellflächen der auf jedem Werk vorhandenen (d. h. der in Betrieb möglichen) Hochöfen gestattet den größenordnungsmäßigen Vergleich der einzelnen Werke.

Bild 2 bringt Häufigkeitskurven der Gestellbelastung deutscher und englischer Hochöfen unter normalen Möllerverhältnissen. Erfaßt sind 138 deutsche Hochöfen nach den statistischen Angaben des Jahres 1942. Im Mittel ergeben sich folgende Gestellbelastungen, die für die heutige Zoneneinteilung aufgegliedert wurden:

Britische Zone	967 kg/m² h
Amerikanische Zone	545 kg/m² h
Reichsmittel 1942	950 kg/m² h

Aus dem normalen Verlauf der Häufigkeitskurve fallen die Hochöfen mit einem Koksdurchsatz zwischen 1000 und 1200 kg/m² h heraus; es handelt sich hier um die Ruhr-Hochöfen, die bekanntlich stark überblasen wurden, weil bei der Kapazitätssteigerung der Werke, namentlich in dem zweiten Jahrzehnt des 20. Jahrhunderts, die Hochofenanlagen zu kurz kamen und seitdem den engsten Querschnitt bildeten.

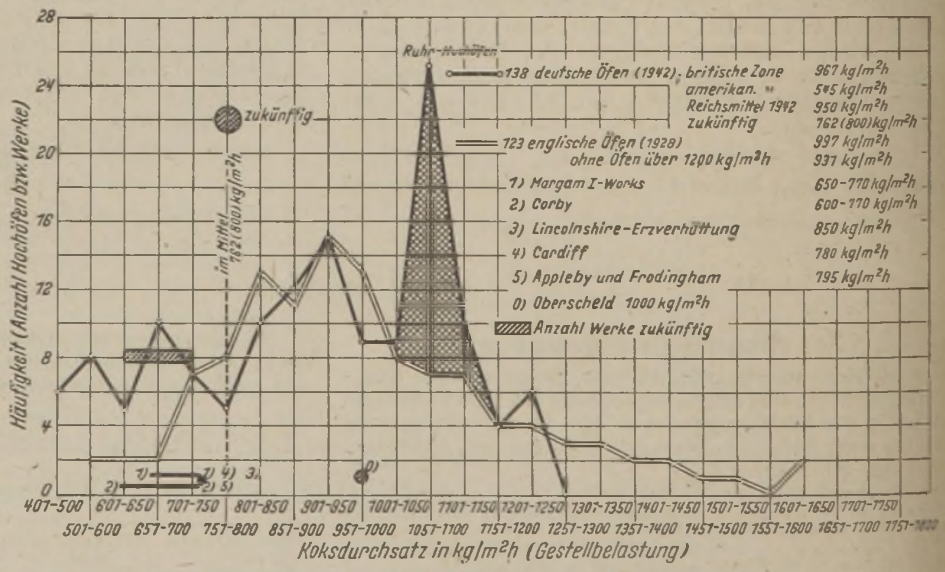


Bild 2. Gestellbelastung deutscher und englischer Hochöfen.

Weiter sind eingetragen die Richtwerte für die zukünftige Gestellbelastung (800 kg/m² h) von insgesamt 22 Hochofenwerken. Die obengenannten acht Hochofenwerke sind auf Grund der örtlichen Betriebsverhältnisse mit Gestellbelastungen zwischen 600 und 750 kg/m² h einzusetzen; Werk 22 mit 1000 kg/m² h macht eine besondere Ausnahme, da wegen der Gichtgasabgabe an die Ueberlandzentrale besondere Betriebsverhältnisse berücksichtigt werden müssen.

[3]) Gichtgaserzeugung für Kesselhaus bzw. Ueberlandzentrale.

Im Vergleich hierzu sind die Ergebnisse eines umfangreichen englischen Berichtes[4]), in dem die Betriebsergebnisse von 123 englischen Hochöfen ausgewertet wurden, bemerkenswert.

Der Verlauf der Häufigkeitskurve dieser Oefen deckt sich gut mit dem Verlauf der gleichen Kurve für die deutschen Hochöfen. Auch hier lagen unter normalen Möllerverhältnissen die Gestellbelastungen im Durchschnitt zwischen 800 und 1000 kg/m² h. Im Durchschnitt sämtlicher 123 englischer Oefen ergab sich eine mittlere Gestellbelastung von 997 kg/m² h. Allerdings sind auch mehrere Oefen vorhanden, bei denen recht hohe Gestellbelastungen zwischen 1300 und 1600 kg/m² h auftreten. Läßt man diese Ausreißer aus der Mittelwertbildung heraus, so ergibt sich für die englischen Oefen eine mittlere Gestellbelastung von 931 kg Koks/m² h. Das Schwergewicht liegt eindeutig bei den Oefen mit 750 bis 1050 kg Koks/m² h, deckt sich also mit den Ermittlungen bei den deutschen Oefen mit normalem Möller. Eine unmittelbare Abhängigkeit vom Gestelldurchmesser ist bei den englischen Oefen nicht zu erkennen. Die hohen Gestellbelastungen über 1300 kg/m² und h entfallen auf Oefen von 4 bis 5 m Gestelldurchmesser, während besonders niedrige Gestellbelastungen zwischen 600 und 800 kg/m² h vorwiegend auf Oefen der Größe 3 bis 4 m Dmr. entfallen.

Bei den neuerbauten englischen Hochöfen, die vorwiegend mit einheimischen, also ebenfalls eisenarmen Erzen arbeiten, ergeben sich Gestellbelastungen, die übrigens durchaus in der Größenordnung der Gestellbelastung deutscher Hochöfen liegen, wenn diese mit inländischen Erzen arbeiten; zum Teil liegt der Koksdurchsatz noch unter den deutschen Werten. Für die in *Bild 2* aufgeführten neueren englischen Hochöfen mit einheimischem Erzmöller liegen die Gestellbelastungen zwischen 600 und 830 kg/m² h.

Unter Zugrundelegung einer zukünftigen Gestellbelastung von 800 kg je m² h und noch darunterliegendem Koksdurchsatz bei einigen Hochofenwerken infolge unverändert gebliebener Möllerverhältnisse ergibt sich im Mittel sämtlicher Hochofenwerke der Bizone eine Gestellbelastung von 760 kg/m² h; dies sind genau 80% der mittleren Gestellbelastung des Jahres 1942, die 950 kg/m² h betrug.

Kurt Guthmann

Beizkörbe aus Heimstoffen

Im Gegensatz zu den Beizereien für Walzdraht mit fast durchweg eisernen Beizkörben werden bei den Tauchbeizen für Feinbleche Beizkörbe aus Bronze verwendet; sie haben sich in jeder Beziehung bewährt und weisen neben langer Haltbarkeit bei genügender Festigkeit einen geringen Platzbedarf auf. Auch irgendwelche Rückwirkungen auf die Beizsäure finden nicht statt. Im ganzen genommen werden jedoch nicht unerhebliche Mengen von Kupferlegierungen für die Zwecke der Beizereien gebunden. Bei den Versuchen, diese Mengen für andere Zwecke freizumachen, wurde zunächst an hochlegierten Edelstahl gedacht. Vom Standpunkt der Stoffwirtschaft war jedoch auch diese Lösung wenig reizvoll, ebenso wie der Ersatz der bisher verwendeten Bronze durch Sonderlegierungen wie das Corrixmetall, bei dem wenigstens Legierungssparmetalle gegenüber normaler Bronze eingespart werden. Ueberzüge auf Stahl, die auf die Dauer dicht sind, der Wärme des Beizbades und den mechanischen Beanspruchungen standhalten, sind bisher nicht gefunden worden. Bei den Versuchen blieb schließlich nur die Verwendung von Kunstharz und Holz übrig. Kunstharz hat sich gegenüber den chemischen Einflüssen als gut erwiesen, weniger jedoch gegen die mechanischen. Bei einem Vergleich mit einem Vollmetallbeizkorb mit einem Metallgewicht von 750 kg benötigt ein entsprechender Beizkorb aus Kunstharzpreßstoff höchstens 140 kg Metall für die hochbeanspruchten tragenden Teile.

Bei den Beizkörben aus Holz steht Lärchenholz an erster Stelle, Eichenholz an zweiter. Für die Ausführung von Beizkörben in Holz ist im allgemeinen zu empfehlen: Beizkorbgestell aus Lärchenholz, Mittelstützen aus Eichenholz. Die Dicke des Holzes richtet sich nach der Belastung

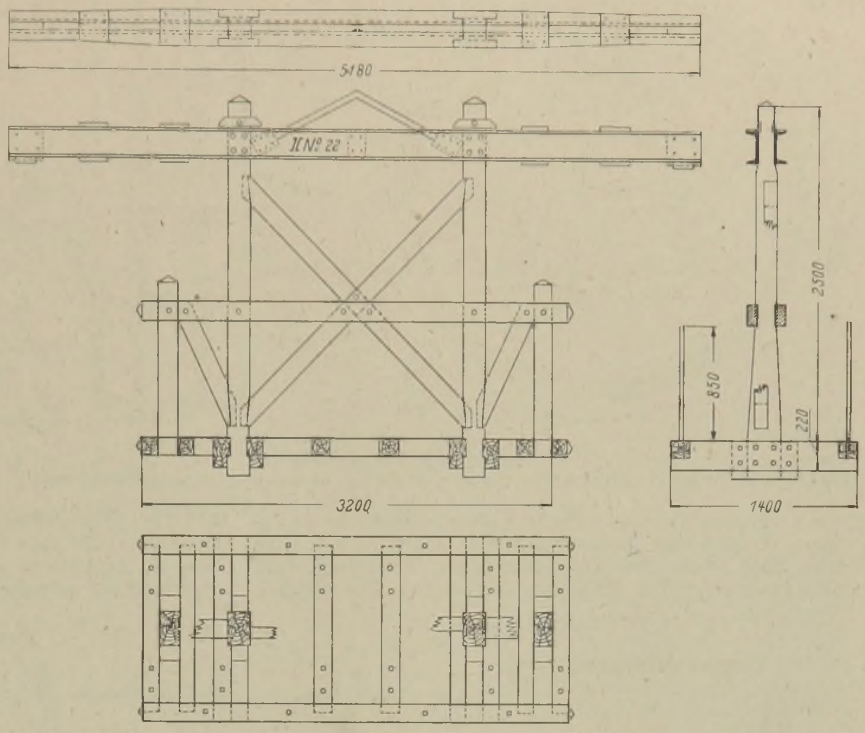


Bild 1. Beizkorb aus Holz.

durch das Beizgut. Zum Zusammenhalten der Holzteile *(vgl. Bild 1)* kann man durch das Holz geführte Stahlschrauben verwenden, wobei die etwas im Holz versenkten Köpfe und Muttern mit Asplitmasse geschützt werden müssen. Asplitmasse und Asplitlösung sind Erzeugnisse der I.-G. Farbenindustrie. Bei Verwendung des Materials ist Vorsicht nötig, da es giftig ist und die Haut angreift. Die wichtigsten Verbindungsschrauben und -platten, die das Holz vor Beschädigungen durch das Beizgut schützen und die Haltestäbe aufnehmen müssen, sind zweckmäßig aus Corrixmetall herzustellen. Für einen hölzernen Beizkorb für 2,5 t Belastung kommt man mit 60 kg Corrixmetall aus. Als Tragen des hölzernen Beizkorbes sind oberhalb des vom Beizbad berührten Teiles zwei U-Eisen angebracht, die durch Chlorkautschuk- (Gigantol-) Farben geschützt werden müssen. Die Verbindung der U-Träger mit dem Beizkorb wird durch verzapftes und verschraubtes Eichenholz hergestellt. Praktischerweise sind die in- und übereinanderzufügenden Teile der Holzkörbe, besonders für Beizen aus Salzsäure, mit Asplitmasse zu bestreichen und in noch nassem Zustand zusammenzufügen. Hierdurch wird eine größere Festigkeit erzielt und besonders dem Hirnholz die saugende Eigenschaft genommen. Dann wird der fertige Holzkorb nach vollständiger Trocknung mit einer Asplitmischung überstrichen. Die Grundierung besteht aus zwei Dritteln Asplitlösung und einem Drittel Brennspiritus oder Methylalkohol. Der Zusatz von Spiritus bewirkt, daß die Masse tief in das Holz einzieht. Bei Mangel an Spiritus kann man auch eine Nitrolösung nehmen. Nachdem dieser Anstrich getrocknet ist, erfolgt ein weiterer Anstrich mit einer Mischung von einem Teil Asplitlösung und zwei bis drei Teilen Asplitmehl mittels eines Flachpinsels. Vorhandene Vertiefungen sind vorher mit Asplitkitt zu verspachteln. Wenn man den so behandelten Beizkorb nun noch 8 bis 10 h lang bei 80° trocknet, so hat man Gewähr für lange Haltbarkeit.

Zum Festhalten der Bleche kann man Rundstahlstangen benutzen, deren Lebensdauer länger ist, als man zunächst erwarten sollte. Bei geringen Belastungen genügen sogar in den Holzrahmen fest eingepreßte Holzstäbe.

[4]) Evans, R. C., und F. J. Baily: J. Iron Steel Inst. 117 (1928) I, S. 53/144; vgl. Arch. Eisenhüttenw. 2 (1928/29) S. 207/16.

Zum Beizen von dünnen Blechen werden auch sogenannte Radbeizen benutzt. Auch für diese ist die Verwendung von Heimstoffen möglich. Die Räder lassen sich aus einer Kunstmasse (Haveg) oder aus Lärchenholz herstellen. Beide Stoffe haben ungefähr die gleiche Haltbarkeit. Das in *Bild 2* dargestellte Beizrad hat einen Durchmesser von fast 3 m und wird von einer eisernen Achse getragen. Damit diese eine lange Lebensdauer behält, wird sie an allen Stellen, die mit Säure in Berührung kommen, durch Holz geschützt. Das Holz wird mit Corrixschrauben befestigt. Auf der Achse baut sich das Rad auf, wobei das Rad fast nur durch hölzerne Bolzen und Keile zusammengehalten wird. Bei den 192 Armen des *Bildes 2*, mit einer Breite von 990 mm, die die Bleche tragen und befördern, muß der Bau recht kräftig sein. Den Armen ist mit Rücksicht auf die mechanische Beanspruchung durch die scharfen Bleche ganz besondere Sorgfalt zu widmen. Ausgezeichnet bewährt hat sich hier Glas, das an allen gefährdeten Stellen aufgelegt wird. Das Einbetten des Glases geschieht auf folgendem Wege:

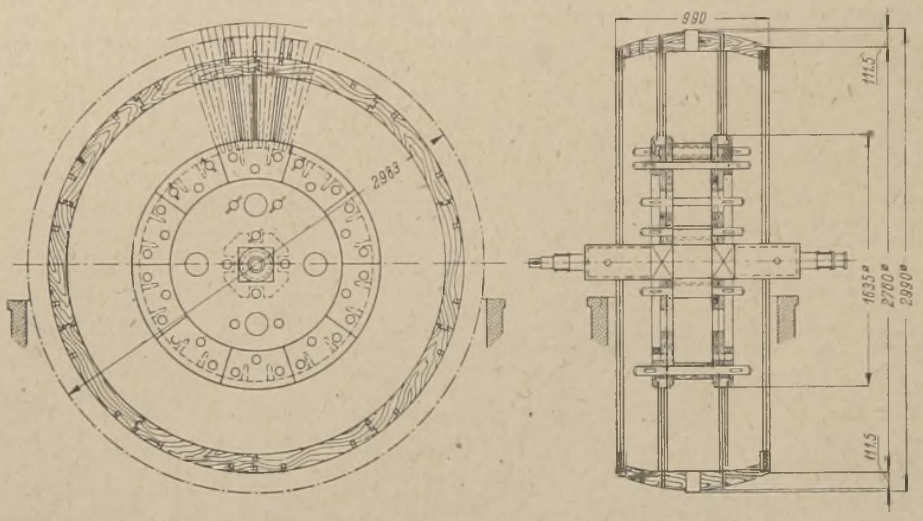


Bild 2. Rad zur Radbeize.
(192 Stäbe im Umfang, je Seite. Außenteilung = 48,8 mm, auf dem Umfang vom Durchmesser = 2983.)

Etwa 10 cm lange und 2 cm breite Glasstreifen von 9 mm Dicke werden an der Seite, die in die Asplitmasse eingedrückt werden soll, mit einem Schleifstein aufgerauht. Außerdem werden die Seiten mit einer Flachzange derart eingezackt, daß der Querschnitt schwalbenschwanzförmig wird. Das Festhaften wird dadurch außerordentlich gesteigert. Eine solche Armierung verlängert die Haltbarkeit der Radarme von vier Wochen auf ein Jahr.

Bild 4. Querschnitt der Belegstücke aus Glas.

Für den Führungsrahmen der Radbeize *(Bild 3)*, der ganz im Säurebad liegt und auf dem die scharfen Kanten der Bleche schleifen, kommen als Belag verschiedene Werkstoffe in Betracht:

1. Gebogene Rundstangen aus Corrixmetall, das wohl in der Säure hält, aber an der Oberfläche des Beizbades, zu der Luft hinzutritt, starkem Verschleiß unterworfen ist.
2. Porzellan, das in Stücken von 100 mm Länge eingekittet wird.
3. Glas in Stücken von etwa 360 mm Länge und einem Querschnitt nach *Bild 4*. Dieses Glas wird einem sattelförmigen Betonrahmen aufgesetzt, der auf beiden Seiten durch säurefeste Plättchen gegen den Angriff der Säure geschützt ist.

Fritz Hahn

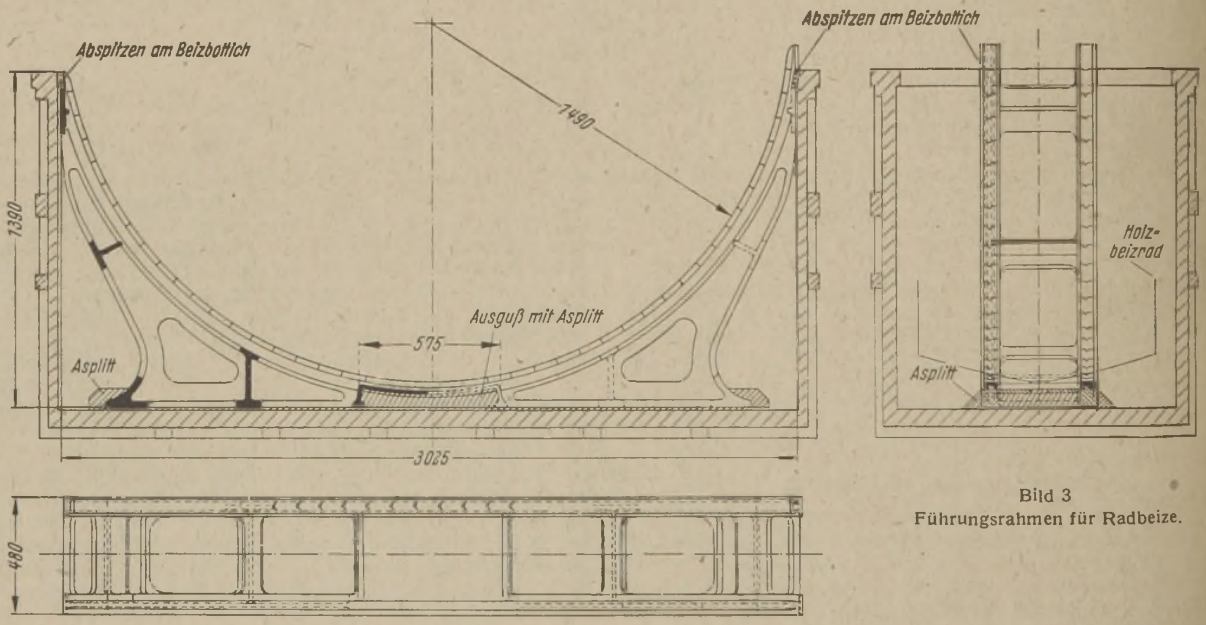


Bild 3
Führungsrahmen für Radbeize.

Wartung von Druckwasseranlagen

Hydraulische Anlagen zur spanlosen Verformung von Metallen und Nichtmetallen bestehen aus den Pressen, den Preßwasser-Förder- und -Speicheranlagen, Steuereinrichtungen, Armaturen und dem Rohrleitungsnetz. Ihre Instandhaltung erfordert Aufmerksamkeit.

1. Preßwasser

Das Wasser muß frei von mechanischen Verunreinigungen und schädlichen Stoffen sein. Im Wasser enthaltene Verbindungen, die Werkstoffangriff hervorrufen, sind besonders: Sauerstoff, überschüssige Kohlensäure, Nitrate, Nitrite und Chloride in höheren Konzentrationen. Ein hoher Gehalt des Wassers an Härtebildnern, d. h. also an Kalk- und Magnesiasalzen, zerstört Preßwasseremulsionen unter Erdalkalimetallseifenbildung und fördert die Verschlammung. Preßwasser sollte schwach alkalisch reagieren (p_H 8 bis 9), nicht mehr als 8° *d* Gesamthärte und höchstens 50 mg/l Chlorionen aufweisen. Andernfalls ist das Wasser zu vergüten.

Mechanische Verunreinigungen werden durch Filtration entfernt. Die Bindung der Kohlensäure erfolgt durch Zusatz von Soda oder Aetznatron, bis der p_H-Wert des Wassers etwa 8 bis 9 beträgt. Die Härtebildner lassen sich nach verschiedenen Verfahren beseitigen oder vermindern:

a) Durch Zusatz von Fällungschemikalien außerhalb der Druckwasseranlage *(Bild 1)*. Zur Beseitigung von 1° *d* Gesamthärte sind je m³ erforderlich: 20,0 g kalzinierte Soda oder 14,5 g Aetznatron oder 50,0 g Trinatrium-

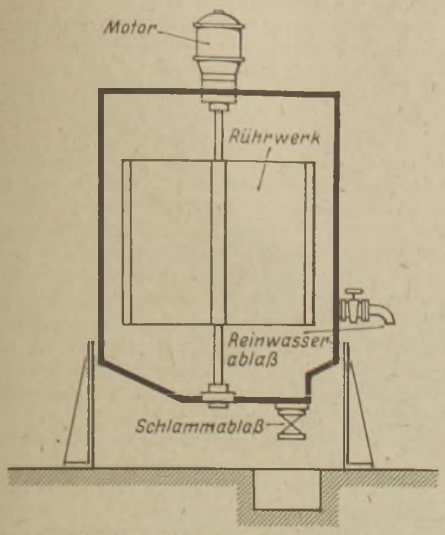


Bild 1. Wasserenthärtungs-Anlage.

phosphat. Die Chemikalien werden in Wasser gut aufgelöst und die Lösung unter Umrühren dem Wasser zugesetzt. Man läßt die schlammförmig ausfallenden Härtebildner über Nacht absitzen und zieht das klare Weichwasser ab.

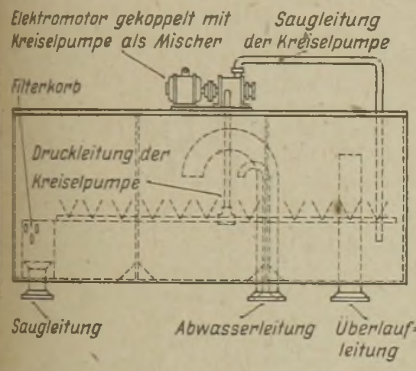


Bild 2. Wasserbehälter mit Kreiselpumpe als Mischer. Anordnung der Kreiselpumpe oberhalb des Wasserbehälters.

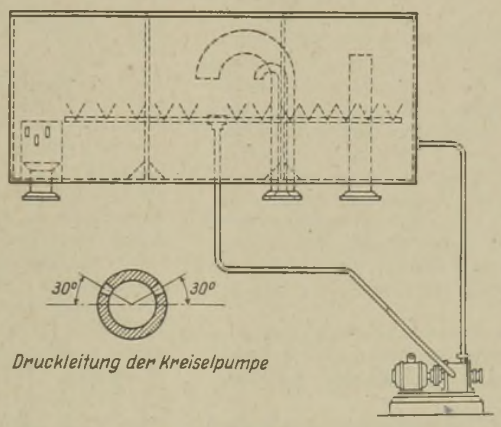


Bild 3. Wasserbehälter mit Kreiselpumpe als Mischer. Anordnung der Kreiselpumpe unterhalb des Wasserbehälters.

b) Durch Basenaustauscher, die ihre Natriumbasen beim Ueberfiltrieren des Wassers gegen die Härtebildner austauschen. Ist das gesamte Natrium gegen Kalzium und Magnesium ausgetauscht, so liefert der in einem geschlossenen Behälter untergebrachte Filterstoff kein Weichwasser mehr; er muß mit Kochsalzlösung regeneriert werden. Anschließend ist besonders sorgfältig zu spülen, damit keine Chloride in die Druckwasseranlagen gelangen.

c) Durch Zusatz von Destillat oder Kondensat kann hartes Rohwasser verdünnt werden. Dieses Verfahren wird sich jedoch nur bei kleineren Anlagen und in Betrieben durchführen lassen, denen Dampferzeuger zur Verfügung stehen.

2. Hydraulikölzusatz

Das Preßwasser muß aus Korrosionsschutzgründen und zur Erzielung einer gewissen Schmierwirkung sachgemäß mit einem geeigneten wasseremulgierbaren Oel versetzt werden. Die meisten Oele entsprechen den für Preßwasseranlagen zu stellenden Anforderungen nicht, deshalb ist bei der Auswahl Vorsicht zu beachten. Niemals dürfen Oele verschiedener Herkunft gleichzeitig in derselben Anlage verwendet werden, da die Gefahr der sofortigen Entmischung besteht. Das Oel darf nicht zu lange lagern und ist frostsicher aufzubewahren. Die Fässer sind vor Gebrauch mehrere Male hin und her zu rollen. Der Oelgehalt im Preßwasser soll bei neuen Anlagen höchstens 3%, im Dauerbetrieb höchstens 1% betragen. Voraussetzung für sparsamen und wirtschaftlichen Oeleinsatz ist das richtige Ansetzen der Emulsion. Unter keinen Umständen darf das Oel einfach in den Wasserkasten gegossen und nachträglich mit einem Stab umgerührt werden. Entweder muß in einem Schnellmischer eine Stammemulsion angesetzt werden, die anschließend durch Rührwerk oder Einperlen von Preßluft mit dem Preßwasser zu vermischen ist; oder aber, besser noch, der Wasserkasten wird selbst als Mischer ausgebildet *(Bilder 2 und 3)*.

Der Wasserbehälter ist durch einen Deckel mit Entlüftungsrohren abzudecken. Da sich eine Verschmutzung der Emulsion während des Betriebes nicht vermeiden läßt, sind die Wasserkästen am Boden mit Schlammsack und Abschlammventil und in Höhe des oberen Wasserstandes mit einem Entrahmungsschlitz zu versehen. Während die sich am Boden absetzenden schweren Sinkstoffe durch kurzzeitiges Oeffnen des Abschlammventils entfernt werden können, sind die auf der Wasseroberfläche schwimmenden Oelschlammfetzen durch Hochspeisen des Behälters durch den Entrahmungsschlitz abzuschwemmen. Sie werden gesammelt und aufgearbeitet.

Der Zusatzwasserbedarf ist durch Einbau einer Wasseruhr zu überwachen und danach der Oelanteil zu bemessen. Hoher Zusatzwasserbedarf deutet auf Undichtheiten in der Anlage und entsprechenden Oelverlust. Leckstellen müssen daher unverzüglich beseitigt werden. Auf keinen Fall darf der monatliche Wasserverlust den Gesamtinhalt der Anlage übersteigen. Leckwasser ist in eisernen Behältern zu sammeln und vor der Rückführung in den Kreislauf über ein Koksfilter *(Bild 4)* zu filtrieren. Das Filter wird mit gewaschenem Koks von 3 mm Körnung gefüllt, Schichthöhe 700 mm, Wassergeschwindigkeit höchstens 3 m/h. Betongruben für das Sammeln von Leckwasser sind nur geeignet, wenn sie mit einem guten Schutzanstrich versehen oder gekachelt sind, da sonst die Gefahr einer Aufhärtung des Leckwassers besteht.

3. Preßwassertemperatur

Die günstigste Preßwassertemperatur liegt bei 30 bis 35°. Höhere Erwärmung kann durch starkes Drosseln, Blasen von Ventilsitzen, Strahlungswärme usw. verursacht werden. Sie führt nicht nur zu einer schnellen Zersetzung der Emulsion, sondern fördert auch den Werkstoffangriff und vermindert die Lebensdauer der Dichtungs- und Packungsmittel,

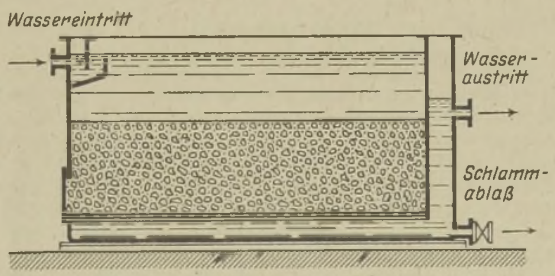


Bild 4. Koksfilter für Leckwasser-Rückführung.

besonders der Ledermanschetten, die sehr empfindlich gegen höhere Temperaturen sind. Daher ist gegebenenfalls durch Einbau von Röhrenkühlern oder Kältemaschinen für Kühlung zu sorgen. Oft führt schon das Hinzuschalten eines

zweiten Wasserkastens zum Erfolg. Ventilatorkühlung ist zu vermeiden, da dadurch hohe Verdunstungsverluste — auch des Oelanteils — auftreten.

4. Schmierung und Pflege der Plunger

Das Schmieren von Hauptpreßplungern und Rückzugkolben an liegenden Pressen mit Maschinenöl hat zu unterbleiben, da dadurch nur die bunahaltigen Packungen angegriffen werden. Richtig ist es, die Plunger wöchentlich einmal gut zu reinigen, Schleifriefen durch Abschmirgeln zu entfernen und anschließend leicht mit einem guten säurefreien Emulsionsfett einzufetten.

Die Plunger der Preßpumpen sind häufig mit Tropfölern ausgerüstet. In der Wanne sammelt sich dann ein Gemisch von Leckwasser und Oel, das in einem Behälter *(Bild 5)* getrennt werden muß.

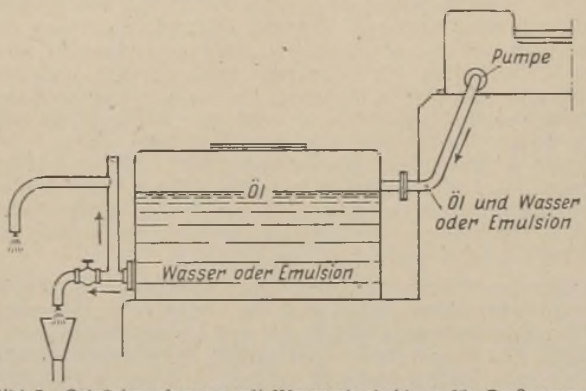


Bild 5. Oelrückgewinnung mit Wasserabscheidung für Preßpumpen.

5. Ledermanschetten

Ledermanschetten sind vor dem Einbau kurze Zeit entweder in säurefreiem Tran oder etwa ½ h lang in lauwarmem Wasser einzuweichen. Sie müssen vor dem Einbau kühl und trocken aufbewahrt und vor Beschädigung der Dichtungslippen geschützt werden.

6. Laufende Betriebsüberwachung

Den täglichen Zusatzwasserbedarf sollte man an der Wasseruhr ablesen und in ein Buch eintragen, ferner den p_H-Wert des Preßwassers zweimal wöchentlich mit Lyphanpapier oder Folienkolorimeter prüfen. Liegt der p_H-Wert unter 8, so ist Natronlauge oder Sodalösung zuzusetzen.

Der Oelgehalt des Preßwassers ist einmal wöchentlich mit Emulsionsprüfer oder durch Ausäthern festzustellen.

Die Preßwassertemperatur durch Anbringung eines Zeigerthermometers am Wasserkasten ständig überwachen.

Oelschlamm im Wasserkasten einmal wöchentlich abschwemmen und gleichzeitig den Wasserkasten durch Bodenventil entschlammen.

Preßplunger und Rückzugkolben wöchentlich einmal mit einem organischen Lösungsmittel abwaschen, Schleifriefen entfernen und anschließend mit Emulsionsfett leicht einfetten.

Vor Einbau von Packungen Packungsraum nachmessen und Vorschrift des Lieferers für den zulässigen Anzug beachten.

Kühlräume der Kompressoren gelegentlich durch Säuern mit Brindisäure oder Antikalzit reinigen, da Wassersteinbildung den Wärmeaustausch behindert und schnelle Alterung des Kompressorenöles bewirkt. Kurt Griebel

Zum Neuaufbau der norwegischen Eisenindustrie

Die Eisenerzeugung in Norwegen (etwa von 1600 bis 1850: durchschnittliche Jahreserzeugung 5000 t Roheisen in 17 Hüttenwerken mit 23 Hochöfen) kam um das Jahr 1870 zum Erliegen, weil die kleinen Holzkohlenhochöfen mit der in Mitteleuropa und England heranwachsenden Großeisenindustrie und deren Kokshochöfen hier noch weniger wettbewerbsfähig waren als in Schweden, das über reicheren Holzbestand und reichere Erzlagerstätten verfügte. Es war für Norwegen zunächst zweckmäßiger, die benötigten Eisenerzeugnisse einzuführen als auf der Grundlage von eingeführtem Koks die eigenen Werksanlagen zu erneuern.

Inzwischen hat sich die Lage jedoch geändert. Technisch insofern, als die Roheisenerzeugung im Lichtbogen-Niederschachtofen zur Betriebsbrauchbarkeit gebracht wurde, wozu gerade auch norwegische Entwicklungsarbeiten wesentlich beigetragen haben. Dadurch kann bei genügend billigem Strompreis mehr als die Hälfte des Kokses je t Roheisen gegenüber dem Blashochofen erspart werden, wobei außerdem die Anforderungen an die Beschaffenheit des nur noch als Reduktionsmittel erforderlichen Kokses wegen Wegfalls des hohen Schachtes erheblich geringer sind. Wirtschaftlich, weil die Steigerung der Kohlenpreise die Erzeugung in den übrigen Ländern stark belastet und in gleichem Maße die Wettbewerbsfähigkeit einer eigenen norwegischen Eisenerzeugung im Elektroofen begünstigt. Außerdem, weil mit einer deutschen Eisenausfuhr (vor dem Krieg nach Skandinavien 500000 bis 600000 t, davon nach Norwegen etwa 70000 t jährlich) auf lange Sicht nicht zu rechnen ist, und weil wegen des im ganzen verringerten Angebotes am Weltmarkt eine ausreichende Selbstversorgung Norwegens angestrebt werden soll. Es würden sich darüber hinaus sogar noch Ausfuhrmöglichkeiten eröffnen, einmal durch Lieferung des Materials für die auf ausländischen Werften für norwegische Rechnung zu bauenden Schiffe, weiterhin durch eine zweckmäßige Arbeitsteilung mit den überwiegend sehr spezialisierten Eisen schaffenden Industrien in Schweden und Dänemark.

Eine staatliche Studienkommission unter dem Vorsitz von C. W. Eger, der u. a. auch Dr.-Ing. Leif Lyche und Gunnar Schjelderup angehörten, hat daher die seit langem bestehenden Pläne für ein neues norwegisches Hüttenwerk erneut geprüft. Aus ihrer zur Veröffentlichung gekürzten Denkschrift[1]) sind im folgenden die grundsätzlichen Erwägungen entnommen. Von einer Wiedergabe der die Planung der Erzeugung und die Auslegung des Hüttenwerks betreffenden Zahlen wurde zunächst abgesehen, da in dieser Hinsicht unter Umständen noch grundlegende Aenderungen eintreten können.

Eine Uebersicht über die Erzgrundlage des neuen norwegischen Hüttenwerkes gibt *Zahlentafel 1*. Von dem jährlichen Schrottverbrauch Norwegens, der zuletzt etwa 95000 t betrug, entfallen etwa 65000 t auf die Eisen- und Ferrolegierungsindustrie, 15000 t auf die Gießereien und der Rest auf sonstige Industrien. In Anbetracht der unübersichtlichen Marktlage rechnet man bei der Planung des neuen Hüttenwerkes nicht mit nennenswerten Schrottmengen.

Kalkstein und Dolomit sind in Norwegen ausreichend verfügbar, wenn auch, je nach Standort des zu errichtenden Hüttenwerkes, mit unterschiedlichen Seefrachten belastet. Von der Errichtung einer eigenen Kokerei, gegebenenfalls unter Verwendung von Spitzbergenkohle, wird vorläufig abgesehen, bis die Verwendungsmöglichkeiten der Nebenerzeugnisse im Lande weiter geklärt sind. Der Koksbedarf ist daher durch Einfuhr zu decken. An feuerfesten Stoffen sind reichliche Rohstofflager im Lande vorhanden. Brennversuche mit norwegischem Dolomit haben allerdings bisher noch nicht voll befriedigt und werden fortgesetzt. Den Bedarf an Elektrodenmasse der für Roheisen- und Stahlerzeugung vorgesehenen Elektroöfen kann vorläufig eine bestehende Fabrik decken. Spiegeleisen, Ferromangan, Ferrosilizium und Aluminium für das Stahlwerk werden im Lande hergestellt. Manganerz muß eingeführt werden, kann aber möglicherweise durch eigene manganreiche eisenarme Erze ersetzt werden. Die benötigten Stahlwerkskokillen usw. können norwegische Gießereien liefern. Walzen und Zubehör sind dagegen zunächst noch einzuführen.

Für die Sinterung von Schlich und Abbränden sind Greenawaltpfannen mit einer Tagesleistung von je 500 t Sinter vorgesehen, die nach vielfachen Erfahrungen einen ausgezeichneten Sinter bei geringem Brennstoffverbrauch ergeben. Kalkstein und Dolomit können in besonderen mit Hochofengas beheizten Oefen gebrannt oder auch mit Schlich gemischt gesintert werden, wobei man einen einheitlichen Einsatzstoff erhält. In beiden Fällen wird die Leistung der Roheisenöfen gesteigert, ihr Stromverbrauch herabgesetzt.

Es werden zwar über 90% der Welt-Roheisenerzeugung im Blashochofen gewonnen. Ländern, die über Erz und billigen Strom, nicht aber über geeignete Kokskohle verfügen, haben sich indessen neuerdings auch andere Wege der Eisendarstellung im Großbetriebe eröffnet, zu denen vor allem der Elektro-Niederschachtofen gehört. Dieser

[1]) Instilling fra Statens Jernverkskommission. Utførlig sammendrag av utredninger og planer vedrørende et eventuelt Nytt norsk jernverk. Oslo 1946.

wurde in Norwegen von Tysland und Hole (jetzt als Bauart „Elkem" bezeichnet) entwickelt und ist ebenso wie der Siemens-Elektro-Roheisenofen an dieser Stelle wiederholt beschrieben worden[2]). Soweit bekannt, sind von diesen beiden Bauarten bisher folgende Einheiten errichtet worden:

Bauart	Jahr	Land	Anz	Transf.-Leistung	Jahres-erzeug.
Tysland-Hole	1925	Norwegen	1	6000 kVA	keine Angaben
Tysland-Hole	1927	Norwegen	1	9000 kVA	
Tysland-Hole	bis 1938	Italien	6	6-7000 kVA	
Tysland-Hole	1937	Finnland	1	12000 kVA	
Siemens	1937	Italien	1	12000 kVA	
Tysland-Hole	1943	Schweiz	1	7500 kVA	
Tysland-Hole	bis 1946	Schweden	2	12000 kVA	60 000 t
Tysland-Hole	im Bau	Schweden	1	12000 kVA	30 000 t

Als Betriebsdaten ergeben sich unter Heranziehung der genannten Quellen[2]) folgende kennzeichnenden Zahlen im Vergleich zum Blashochofen:

	Blas-hochofen t/24 h	Elektro-Niederschachtofen			
		t/24 h	kVA	Frequenz	Elek-troden
Größte Einheit	1200	100	12 000	50	3
		150	18 000	25	3
		200	24 000	50	6*)
		300	36 000	25	6*)

*) Noch nicht ausgeführt.

	Blas-hochofen	Elektro-Niederschachtofen
Koksverbrauch kg/t Roheisen	800—900	400
Schmelzstromverbrauch kWh/t Roheisen	—	2000 bis 2300 mit gebranntem Kalk, 2500 mit Kalkstein
Elektrodenverbr. kg/t Roheisen	—	8 — 10 — 15
Verbrauchszahlen bezogen auf Erzeinsatz mit etwa 66% Fe		

Die Kosten des bedeutend geringeren Koksbedarfes gegenüber dem Blashochofen verringern sich dadurch noch weiter, daß eine Mischung von Koks mit Koksgrus im Verhältnis 1 : 2 verwendet werden kann. Bei den von der norwegischen Studienkommission zugrunde gelegten Preisen (Koks 70 Kr/t, Koksgrus 40 Kr/t, frei Werk) ergibt sich gegenüber dem Blashochofen eine Ersparnis an Koks von 35 Kr/t Roheisen. Die steigenden Löhne in allen Industrieländern müssen sich in einer Vergrößerung dieses Vorteils auswirken, da sie den Kohlenpreis weit stärker beeinflussen als den Preis von Strom aus Wasserkraft. In erstem stecken rd. 85% Löhne, während der letzte zu rd. 75% auf Kapitalkosten beruht, die wegen der üblichen langfristig abgeschlossenen Anleihen über einen größeren Zeitraum (20 oder 30 Jahre) gleichbleiben.

Bei R. Durrer[2]) findet man übrigens die Angabe, daß wirtschaftliche Gleichheit zwischen Blashochofen und Elektroofen bestehen dürfte, wenn 1 kg Kohle achtmal soviel wie 1 kWh kostet. Nach dieser Berechnungsweise dürfte die Wirtschaftlichkeit des Elektroofens in Norwegen bei dem Preis von 7 Öre/kg Koks und 0,54 bis 0,74 Öre/kWh außer jedem Zweifel sein.

Auch die neueren Verfahren zur Eisenschwammdarstellung unter Umgehung des Roheisenprozesses sind in Norwegen untersucht worden. Das Verfahren von Edwin[3]) (Norsk Staal) erscheint nicht genügend erprobt. Der schwedische Versuchsofen nach Wiberg[4]) erlaubt ebenfalls noch keine ausreichenden Schlüsse auf industrielle Anwendbarkeit. Ein nach diesem Verfahren arbeitender Ofen, in welchem das Gas eines Elektro-Roheisenofens zur Reduktion des Erzes dient, ist jedoch 1946 in Schweden in Betrieb genommen worden. Durch Einsatz des vorreduzierten Erzes steigt die Leistung des Roheisenofens so beträchtlich, daß bei weiteren günstigen Erfahrungen dieses Verfahren auch für das geplante norwegische Werk beachtlich sein könnte, falls ein genügender Gasüberschuß verbleibt. Auf das deutsche Krupp-Rennverfahren[5]), das besonders auf eisenarme und kieselsäurereiche Erze ohne vorherige Anreicherung anwendbar ist, wird hingewiesen im Hinblick auf die Verhüttung des Rana-Erzes, für das noch kein befriedigendes Anreicherungsverfahren gefunden ist.

Der Schiffbaustahl, der nach vorläufiger Planung etwa die Hälfte der gesamten Erzeugung darstellen würde, wird in Siemens-Martin-Güte verlangt und soll daher mit Rücksicht auf die auch hierbei maßgebende Brennstofflage im Elektroofen aus vorgeblasenem Stahl unter Verwendung von eigenem und fremdem Schrott hergestellt werden; der Rest der Stahlerzeugung wird im Bessemer-Konverter allein gewonnen.

In Schweden ist neuerdings von I. Rennerfelt und Bo Kalling das sogenannte RK-Frischverfahren[6]) entwickelt worden. Es stellt keine hohen Ansprüche an die Gleichmäßigkeit von Temperatur und Analyse des Roheisens und eignet sich besonders für silizium- und mangan-armes Roheisen, das billiger herzustellen ist als Bessemer-Roheisen. Das Verfahren ist einfach in Anlage und Betrieb, so daß es in Schweden bereits an mehreren Stellen angewendet wird. Berechnungen der Studienkommission nach den von dort erhaltenen Unterlagen ergaben, daß 100% Elektrostahlblöcke, hergestellt über das RK-Verfahren, nicht mehr kosten als 40% Bessemer- und 60% Bessemer-Elektro-Duplex-Blöcke. Wegen der noch vorhandenen Unsicherheiten vor allem im Umschmelzen des Vormetalls im Elektrostahlofen können aber erst weitere Ergebnisse die Anwendbarkeit des Verfahrens im Großen erweisen.

Zahlentafel 1. Norwegische Erzvorkommen

	Erz			Schlich oder Konzentrat					Jahresmenge		
		nachgewiesene und wahrsch. Vorräte t	Fe %	Fe %	P %	S %	Cu %	Zn %		Schlich od. Konzentrat 1000 t	dav. briketiert 1000 t
A/S Sydvaranger	Magnetit	1 Mrd.	33 — 34	66	0,01	0,01	—	—	1939	776	418
									1947 Plan	400	400
									Ausbau Plan	870	400
Dunderland Iron Ore Co.	Magnetit und Hämatit	1 Mrd.	33	67,5	0,04	0,20	—	—	1938	137	—
									1947 Plan	150	—
A/S Rana Gruber			33 — 38	66	0,01	0,20	—	—	Bisher nur Aufbereitungsversuche. Wirtschaftliches Anreicherungsverfahren noch nicht entwickelt.		
Fosdalens Bergverks A/S	Magnetit	40,5 Mill. (vorl.)	40 — 41	66	0,024	0,6	—	—	1939	250	—
									1947 Plan	250	—
									Ausbau Plan	500	—
Kiesabbrände				62	< 0,02	1,2 — 1,5	0,25	1,0 — 1,6	1946	60	—

Alle für das geplante Werk in Betracht kommenden Standorte haben günstige seewärtige Verbindung, so daß sich verhältnismäßig geringe Unterschiede der Vorfracht für das Erz ergeben. Bei dem großen Strombedarf des Werkes infolge Wahl der Elektroverhüttung wird damit der Strompreis, d. h. die Lage in der Nähe einer ausreichenden Wasserkraft, entscheidend sein. Berechnungen haben gezeigt, daß bei Entfernungen über 100 km die Stromüberführungskosten in der Regel höher werden als die

[2]) Vgl. Durrer, R.: Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 312/15; ferner S. 90/91.

[3]) Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 457/61.
[4]) Vgl. Stahl u. Eisen 63 (1943) S. 700/03.
[5]) Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1281/88
[6]) Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 1077/82.

Transportkosten für das Erz. Für die untersuchten Standorte ergeben sich bei einer bestimmten Jahreserzeugung folgende Zahlen:

	Preis	Jahreskosten
Strom . .	0,47 bis 1,2 Oere/kWh	2,8 bis 7,1 Mill. Kr
Erz . . .	1,00 bis 4,50 Kr/t	0,2 bis 1,0 Mill. Kr

Die Frachtlage für die übrigen Rohstoffe und Erzeugnisse spielt nur eine geringe Rolle. Von größerer Bedeutung sind dagegen bei der Oberflächengestaltung des Landes die Gelände- und Baugrundverhältnisse und die damit zusammenhängenden Kosten.

Unter Berücksichtigung aller dieser Punkte kommt die Mehrheit der norwegischen Sachverständigen zu dem Schluß, daß der Ort Mo in der Landschaft Rana (in Nordnorwegen am inneren Arm eines Fjordes gelegen) als bester Standort anzusehen ist, da in der Nähe eine reichliche Wasserkraft preiswert ausgebaut werden kann.

Die Finanzierung und Durchführung eines so umfangreichen Bauvorhabens, wie es die Errichtung eines Hüttenwerkes mit einer jährlichen Walzzeugherstellung von etwa 150 000 t oder mehr bedeutet, stellt an ein verhältnismäßig dünnbesiedeltes Land wie Norwegen beträchtliche wirtschaftliche Ansprüche. Man ist sich in Norwegen darüber klar, daß der Staat zunächst einen sehr erheblichen verlorenen Kapitalzuschuß (in Höhe von etwa einem Drittel des für den ersten Ausbau nötigen Anlagekapitals) leisten muß, um den Plan in Angriff zu nehmen. Dafür werden jedoch für das Land die folgenden bedeutsamen Vorteile erreicht:

a) Durch Erzeugung des Eisens aus heimischen Rohstoffen und mit heimischen Mitteln werden ausländische Gelder beinahe in voller Höhe des Einfuhrwertes der erzeugten Mengen erspart, da für den Betrieb des Werkes im wesentlichen nur eine sehr beschränkte Menge Koks eingeführt werden muß.

b) Solange Norwegen darauf angewiesen ist, seinen Eisenbedarf überwiegend im Ausland zu decken, befindet es sich in einer schwachen Stellung gegenüber den ausländischen Erzeugern. Das zu errichtende Eisenwerk wird preisregelnd wirken und den norwegischen Verbrauchern eine günstigere Stellung schaffen.

c) Die Selbstversorgung Norwegens wird gesichert, was angesichts der schwierigen Verhältnisse am Welteisenmarkt von größter Bedeutung ist.

d) Im Bereich des neuen Werkes werden Landwirtschaft, Fischerei, Handwerk und andere Erwerbszweige einen neuen kaufkräftigen Absatzmarkt und damit verbesserte Entwicklungsmöglichkeiten finden, und weitere neue Betriebe werden sich dort ansiedeln. Gerade in Nordnorwegen wird die Errichtung des Hüttenwerkes wesentlich zur Hebung der Wirtschaft beitragen.

e) Ein norwegisches Hüttenwerk ist ein sicherer Abnehmer für norwegische Eisenerze.

Infolge der Größe des Vorhabens und des damit verbundenen Wagnisses ist die Kommission einstimmig der Ansicht, daß das Aktienkapital der zur Durchführung zu bildenden Gesellschaft vom Staat übernommen werden muß und die erforderlichen Anleihen vom Staat garantiert werden müssen.

Die Möglichkeit einer späteren Werkserweiterung auf die doppelte Leistung wird vorgesehen. Die für den ersten Ausbau veranschlagte Bauzeit von fünf Jahren wird hauptsächlich durch die Erstellung der Wasserkraftanlagen bestimmt.

Kurt E. Poppe

Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung

Die Ermittlung der Breitenzunahme beim Warmwalzen von Stahl auf glatter Walzbahn

Die Frage nach der Breitenzunahme des Walzgutes ist von jeher für den Walzvorgang von besonderer Bedeutung gewesen, weil der quer zur Walzrichtung eintretende Werkstofffluß sowohl beim Walzen im Kaliber als auch beim Walzen auf glatter Bahn berücksichtigt werden muß, wenn man ein einwandfreies Erzeugnis in den gewünschten Abmessungen erhalten will. Es ist daher immer wieder der Versuch gemacht worden, die Breitenzunahme formelmäßig zu erfassen und dadurch ihre Vorausbestimmung zu ermöglichen. Die bisher bekannt gewordenen Breitungsformeln erfüllen diesen Zweck zwar mehr oder weniger gut, haben aber gerade dann, wenn sie gut brauchbar sind, einen meist so verwickelten Aufbau, daß der Praktiker vor ihrer Verwendung zurückschreckt.

Werner Lueg[1]) hat es sich daher zur Aufgabe gemacht, die Benutzung einiger Breitungsformeln durch eine zeichnerische Wiedergabe ihrer Beziehungen in Gestalt von Nomogrammen zu erleichtern. Es wurden nur die Formeln herangezogen, bei denen die grundsätzlichen Forderungen an eine brauchbare Breitungsberechnung erfüllt sind, in denen also der Einfluß der Walzgutabmessungen vor dem Eintritt in den Walzspalt, der durch den Walzvorgang bewirkten Dickenabnahme, des Walzendurchmessers und der Größe der Reibung zwischen Walze und Walzgut in irgendeiner Form berücksichtigt ist. Diesen Ansprüchen genügen die von W. Tafel und H. Sedlaczek, S. Ekelund, F. Riedel, J. Roux und N. Marini entwickelten Beziehungen, deren rechnerischer Aufbau zunächst durch Umformung soweit wie möglich vereinfacht wurde. Außerdem wurden die bereits genannten Veränderlichen mit Ausnahme der Reibungsziffer in solche Bezugsgrößen übergeführt, die sich aus den absoluten Abmessungen des Walzvorganges vor dem Einsetzen der Verformung bilden lassen, wie Dickenverhältnis zwischen Walzgut und Walze, Verhältnis von Breite zu Höhe des Walzgutes vor dem Stich, usw.

In Auswirkung der geschilderten Maßnahmen konnten aus den vorerwähnten Formeln Nomogramme zur Ermittlung der Breitenzunahme beim Warmwalzen von Stahl auf glatter Walzbahn entwickelt werden, die für einen großen Bereich der gebildeten Verhältniswerte gelten und in wenigen Augenblicken das rechnerisch richtige Ergebnis der betreffenden Breitungsformel liefern.

Mit Hilfe der Nomogramme war es dann ein leichtes, die Wirkung der einzelnen Bezugsgrößen auf das Ergebnis der Breitungsberechnung zu bestimmen und dadurch ein klareres Bild von der Eigentümlichkeit der verschiedenen Breitungsformeln zu gewinnen. Hierbei zeigte sich zum Beispiel, daß der Breitungsfaktor $\Delta b / \Delta h$ (Δb = Breitenzunahme, Δh = Dickenabnahme) bei allen Formeln bei einem wie beim Blockwalzen kleinen Verhältnis zwischen Walzendurchmesser und Walzgutdicke einen Höchstwert für einen quadratischen oder nahezu quadratischen Blockquerschnitt hat, der sich aber bei den verschiedenen Formeln mit wachsendem Verhältnis Walzendurchmesser/Walzgutdicke mehr oder weniger stark zu Flachquerschnitten verschiebt, wobei gleichzeitig der Unterschied in der zahlenmäßigen Größe des Breitungsfaktors beträchtlich zunimmt. Auch die Einflüsse der übrigen Bezugsgrößen sind erwartungsgemäß von so unterschiedlicher Größe, daß ein Urteil über die Brauchbarkeit und den Verwendungsbereich der Berechnungsarten für die Breitenzunahme nur durch Vergleich zwischen Rechnung und Betriebsergebnis herbeigeführt werden kann, wozu die entworfenen Nomogramme vorteilhaft herangezogen werden können.

Werner Lueg

Wechselbeanspruchung und Kristallzustand

Frühere Arbeiten über den Kristallzustand wechselbeanspruchten Stahles hatten ergeben, daß mit dem angewandten Röntgenrückstrahlverfahren als einzige Veränderung vor dem Dauerbruch eine geringfügige bildsame Verformung der Kristallite durch den Vorgang der Biegegleitung beobachtet werden kann. Neue umfangreiche Versuchsreihen von Hermann Möller und Max Hempel[2]) über die Beziehungen zwischen Kristallitverformung und Verfestigung oder Schädigung bestätigten die Vermutung, daß diese Verformungen die allmähliche Zerrüttung des Werkstoffes anzeigen. Dagegen wird der Verfestigungsvorgang, der bei einer Beanspruchung in Höhe der Wechselfestigkeit mit dem der Zerrüttung im Gleichgewicht steht, in der Rückstrahlaufnahme anscheinend nicht erkennbar. Hier sei nur ein Versuch herausgegriffen. In Biegewechselversuchen wurden die Probestäbe zunächst bei verschiedener Belastung und verschieden lange unterhalb der Wechselfestigkeit vorgeschwungen; daran schloß sich eine in allen Versuchen gleiche Beanspruchung oberhalb der Wechselfestigkeit. Das Interferenzbild blieb beim Vor-

[1]) Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforschg., Bericht 31 der Sammlung bisher unveröffentlichter Forschungsarbeiten.

[2]) Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforschg., Bericht 75 der Sammlung bisher unveröffentlichter Forschungsarbeiten. — Die Berichte stehen den Fachgenossen zur Einsicht im Institut zur Verfügung. — Vgl. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 132.

schwingen völlig unverändert. Trotzdem ergab sich ein erheblicher Einfluß des Vorschwingens auf die Kristallitverformung bei der Ueberbelastung, die mit zunehmender Vorschwinglast und Vorschwingzeit immer mehr abnahm und fast unmerklich wurde. Das Vorschwingen hatte also eine Festigkeitssteigerung der Kristallite bewirkt, ohne daß diese in der Rückstrahlaufnahme erkennbar war.

Diese Beobachtung legt den Schluß nahe, daß die Verfestigung bei der Schwingungsbeanspruchung nicht durch Biegegleitung hervorgerufen wird, sondern auf reiner Schiebegleitung beruht, woraus sich bemerkenswerte Folgerungen für den Mechanismus des Dauerbruches ergeben. Zum Beispiel würde sich die Wechselfestigkeit als Grenze zwischen homogener und inhomogener Kristallitverformung darstellen. Eine experimentelle Prüfung dieser Ueberlegungen kann durch Messungen der Intensität der Röntgeninterferenzen erfolgen, die auch durch homogene Verformung beeinflußt wird. Von derartigen Messungen, bei denen allerdings sehr erhebliche Anforderungen an die Meßgenauigkeit zu stellen sind, werden wesentliche weitere Aufklärungen über die Probleme der Wechselfestigkeit erwartet.

Hermann Möller

Zeitschriften- und Bücherschau Nr. 13 [1])

Geschichtliches

Festschrift zur 200-Jahr-Feier der Naturforschenden Gesellschaft in Zürich, 1746 bis 1946. Geschichte der Naturforschenden Gesellschaft und 50 Jahre naturwissenschaftliche Forschung in Zürich, 1896 bis 1946. (Mit Abb. im Text.) Zürich 1946: Fretz. (435 S.) 8°. ≡ B ≡

Pestalozzi, Eugen: 40 Jahre Verband Schweizerischer Brückenbau- und Stahlhochbau-Unternehmungen. Hrsg.: Verband Schweiz. Brückenbau- und Stahlhochbau-Unternehmungen. (Mit 67 Abb. im Text.) Küsnacht: Selbstverlag 1946. (127 S.) 4°. ≡ B ≡

Schib, Karl: Geschichte der Stadt Schaffhausen, 1045 bis 1945. Mit Anhang: Aus der Entwicklung der Stahlwerke Georg Fischer. (Mit 106 Abb. im Text.) Thayngen-Schaffhausen 1946: Augustin. (XVI, 380 S.) 4°. ≡ B ≡

Grancsay, S. V.: Die Herstellung japanischer Samurai-Schwerter.* [Army Ordnance 1946, Sept./Okt.; nach Iron Age 159 (1947) Nr. 2, S. 61; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1409/10.]

Grundlagen des Eisenhüttenwesens

Angewandte Mechanik. Gödderz, Johann, Bauingenieur: Statofix. Bemessungsverfahren für Träger, Balken und Stützen. Statisches Rechnen mit festen Werten. Opladen: Westdeutscher Verlag 1947. (27 S.) 8°. 3,50 RM. ≡ B ≡

Mörsch, E., Dr.-Ing. u. Dr. sc. techn. e. h., Professor an der Technischen Hochschule Stuttgart: Der durchlaufende Träger. Statische Berechnung des durchlaufenden Trägers mit konstantem und veränderlichem Trägheitsmoment, frei aufliegend und mit elastisch eingespannten Stützen, sowie der Stockwerkrahmen und der Silozellen. 3., unveränderte Aufl. Mit 350 Textabb. u. e. Anh. Stuttgart: Wittwer 1946. (VIII, 387 S.) 8°. Geb. 23,50 RM. ≡ B ≡

Chemische Technologie. Ueber die Verwendung von Sauerstoff im Hüttenwerk. Kurze allgemeine Ausführungen über die Anwendungsmöglichkeit von Sauerstoff in verschiedenen Industriezweigen, vor allem in der Eisenindustrie mit Angaben über Herstellungskosten für 95prozentigen Sauerstoff. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 55/56.]

Bergbau

Geologie und Mineralogie. Correns, Carl W.: Ueber die Bildung der sedimentären Eisenerze. Mineralogische Untersuchung der Erze und die dabei auftretenden Schwierigkeiten. Beobachtungen in auffallendem und durchgehendem Licht und röntgenographische Untersuchungen des Gefüges. Ionenkonzentration bei verschiedenen Sauerstoffgehalten und pH-Werten des Lösungswassers. Praktische Anwendung der Befunde auf die Entstehungstheorie der Erzlagerstätten. Schrifttumsverzeichnis. [Forschg. u. Fortschr. 21/23 (1947) Nr. 4/5/6, S. 59/60.]

Aufbereitung und Brikettierung

Allgemeines. Debuch, Carl Paul: Die Aufbereitung als Grundlage für die Verhüttung armer saurer Erze. Erörterung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 396/99.]

Feuerfeste Stoffe

Verwendung und Verhalten im Betrieb. Smith, L. A.: Fortschritte auf dem Gebiete der feuerfesten Stoffe im Jahre 1946.* Allgemeine kurze Hinweise über Möglichkeiten zur Verbesserung der Pfannensteine und über Anwendung von Silika-Sondersteinen. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 1, S. 97/99.]

Wärmewirtschaft

Allgemeines. Anhaltszahlen für die Wärmewirtschaft, insbesondere auf Eisenhüttenwerken. Nach Zahlenunterlagen und Versuchsergebnissen, gesammelt vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute durch dessen Energie- und Betriebswirtschaftsstelle. Bearb., ergänzt und hrsg. von Kurt Rummel. Mit 223 Abb. u. 387 Zahlentaf. 4. Aufl. der „Anhaltszahlen für den Energieverbrauch in Eisenhüttenwerken". Düsseldorf: Verlag Stahleisen 1947. (VIII, 224 S.) 4°. 38,50 RM. – Siehe Stahl und Eisen 66/67 (1947) S. 408. ≡ B ≡

Krafterzeugung und -verteilung

Gas- und Oelturbinen. 10000 kW Brown-Boveri-Gasturbine für Südamerika.* Kurze Vormitteilung über die auf dem Prüfstand befindliche Anlage für die Lima Light Power and Tramways Co., Lima. [Schweiz. Bauztg. 65 (1947) Nr. 32, S. 438/39.]

Gleitlager. Rosenthal, Erich: Gleitlager. Das grundlegende Handbuch für Hersteller und Verbraucher. (Mit zahlr. Abb. im Text u. 35 Anl.) Hannover: Degener 1947. (112 S.) 8°. Geb. 8,00 RM. ≡ B ≡

Werkseinrichtungen

Allgemeines. Contractor, G. B.: Planung von Versuchsanstalten. Hinweise für die Form des Gebäudes, seine Beleuchtung, Belüftung, Gestaltung der Flure, Wände, Abzüge, Dienstverteilung und Werkstätten. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 70/75.]

Werksbeschreibungen

Stahlwerksanlage der Türkischen Staatlichen Eisen- und Stahlwerke.* Beschreibung der Eisen- und Stahlwerke von Karabük mit vier 65-t-Siemens-Martin-Oefen. Rohstoffgrundlage bilden türkische Hämatiterze mit niedrigem Phosphor- und Schwefelgehalt sowie eigene Kohlenvorkommen. Beschreibung der mit Mischgas gefeuerten Oefen und ihrer Betriebsweise mit flüssigem Einsatz. Ergebnisse Gießgrubenbetrieb. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 3, S. 333/39.]

Roheisenerzeugung

Allgemeines. Bulle, Georg: Roheisenerzeugung aus eisenarmem Möller. Erörterung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 396/99.]

Vorgänge im Hochofen. Schumacher, Heinz: Zusammenhang zwischen Hochofenmöller und Brennstoffwirtschaft im Hüttenbetrieb.* Innerwerklicher Energieaustausch. Energieverbrauch in Abhängigkeit von der Rohstahlerzeugung. Möllerzusammenhang und Koksverbrauch. Einfluß der Erzaufbereitung und Möllervorbereitung und zusätzliche Brennstoffvoraufwendung. Möglichkeiten und Auswirkungen der Möller aufbesserung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 375/79 (Hochofenaussch. 228).]

Hochofenanlagen. Nolan, V. J.: Fortschritte in der Auskleidung von Hochöfen mit Kohlenstoff.* Allgemeine Betrachtung über die Anforderungen an die Auskleidung von Gestell und Rast. Angaben über europäische Erfahrungen, Entwicklung in Amerika mit Beispielen und Konstruktionseinzelheiten aus verschiedenen amerikanischen Hochofenbetrieben. Verzeichnis der in den Ver. St. v. A. mit Kohlenstoff ausgekleideten Hochöfen unter Angabe der wesentlichen Kenndaten. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 4, S. 454/60.]

Hochofenverfahren und -betrieb. Dale, James: Wirtschaftliche Ueberlegungen im Hochofenbetrieb. I/II.* Angaben über die Kosten der Rohstoffe und der Hochofenbetriebsführung. Verwendung von kieselsäurearmen Erzen. Vorbereitung und Verhalten des Kalksteins im Hochofen in Abhängigkeit von seinen chemischen und physikalischen Eigenschaften. Vergleichende Großversuche mit verschieden vorbereiteten Erzen. Angaben über die Art und den Grad der Erzvorbereitung (Brechen, Sieben, Sintern) sowie über die Hochofenbetriebsführung. Vergleiche mit anderen Versuchsergebnissen. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 2, S. 220/23; Nr. 3, S. 340/43.]

Waggoner, C. L.: Angaben über den Kokerei- und Hochofenbetrieb der Geneva Steel Co. Brennstoffgrundlage des Werkes. Einzelheiten über Kohle-Vorkommen, Beschaffenheit und Kokserzeugung. Vorbehandlung der Erze. Hochofenbetriebsführung. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 3, S. 325/28.]

Sauerstoffverwendung. Neustaetter, Kurt: Verwendung von sauerstoffangereicherter Luft im Hochofenbetrieb.* Theorie der Einwirkung der Sauerstoffanreicherung bei verschiedenen Sauerstoffkonzentrationen. Wiedergabe von Betriebsdaten der deutschen Versuche von W. Lennings und russischen Betriebsergebnissen von M. A. Schapowalow. Kritische Betrachtung der vorliegenden Ergebnisse mit Begründung der Ablehnung der Einführung des Arbeitsverfahrens in Amerika. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 3, S. 329/32.]

Schlackenerzeugnisse. Keil, Fritz: Hochofenschlacke für den Wiederaufbau.* Entstehung und Bedeutung der Hochofenschlacke. Art und Verwendungsmöglichkeit. Wege und Einrichtungen zur Erzeugung der verschiedenen Baustoffe. Anregungen für die weitere Entwicklung. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 379/81 (Schlackenaussch. 35).]

Kappen, Hubert: Eisenindustrie und landwirtschaftliche Erzeugung. Die Ertragssteigerungsmöglichkeiten durch künstliche Düngemittel. Bedarfsdeckung nach dem Düngemittelversorgungsplan. Erzeugungsmöglichkeiten und Engpässe in der Kali-, Stickstoffdünger- und Phosphorsäuredünger-Industrie. Lage in der Kalkindustrie und Bedeutung des Hüttenkalks. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 381/84 (Schlackenaussch. 36).]

Stahlerzeugung

Allgemeines. Sykes, Wilfred: Ueber die Zukunft der Stahlindustrie.* Allgemeine Betrachtungen über den zukünftigen Stahlbedarf mit Unterlagen über den Stahlverbrauch je Kopf der Bevölkerung in der Zeit von 1920 bis 1940. Betrachtungen über den Bedarf an Erz, Schrott und Brennstoffen sowie deren Deckungsmöglichkeit. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 6, S. 695/701.]

Metallurgisches. Forsyth, H. J.: Neuere Wege zur Ueberwachung der Stahlerzeugungsverfahren.* Messen der Bad- und Gießtemperatur. Härteproben. Halbberuhigte und Randstähle. Kokillen und Kokillenanstriche. Selbsttätige Ueberwachung der Tieföfen. Putzen von warmen Blöcken. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 1, S. 76/81.]

Murphy, Daniel J.: Flüssigkeitsgrad von Siemens-Martin-Stahl. Beobachtungen über schlechten Flüssigkeitsgrad bei Aufkohlen mit Koks. Verbesserung des Flüssigkeitsgrades durch Desoxydation in der Pfanne. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 5, S. 558/59.]

Siemens-Martin-Verfahren. Fay, M. A.: Verschleißvorgang bei Silikagewölben im Siemens-Martin-Ofen.* Hauptsächlicher Verschleiß durch Staub, Dämpfe und Infiltration. Bei einem Tonerdegehalt der Steine über 1 % wurde eine merklich geringere Lebensdauer festgestellt. Durch Wanderung der Tonerde entstehen Kanäle, die Infiltrationen begünstigen. Flickstellen im Gewölbe erst über dem Abstich, dann an der Vorderwand. Zusammensetzung von Steinen aus verschiedenen Lebensaltern mit Bildern über das Fortschreiten der

[1]) Das Verzeichnis der regelmäßig bearbeiteten Zeitschriften ist in Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Heft 15/16, S. 264, abgedruckt. — ≡ B ≡ bedeutet Buchanzeige. — * bedeutet Abbildungen in der Quelle.

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

Kanäle und Infiltration. [Trans. Amer. Inst. min. metallurg. Engrs.; nach Blast Furn. 33 (1945) Nr. 9, S. 1106/07, 1122/25 u. 1127.]

Hughes, E. B.: Direkte Oxydation.* Ausführliche Besprechung der Untersuchungen über das Frischen mit gasförmigem Sauerstoff im basischen Siemens-Martin-Ofen bei der Wheeling Steel Corporation, Steubenville Works. Schmelzverlauf bis zum Abstich, insonderheit Entkohlungsgeschwindigkeit und Manganverschlackung aus dem Stahlbad. Aenderung von Stahl- und Schlackenanalyse bei Erzeugung von Stählen mit 0,04% C. Untersuchungen über den Sauerstoffverbrauch. Vergleich zwischen Erz- und Sauerstoff-Frischen. Beziehungen zwischen Kohlenstoff- und Sauerstoffgehalt der Schmelzen. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 6, S. 677/86.]

Moore, A. K.: Betrieb eines basischen 180-t-Siemens-Martin-Ofens.* Wesentliche Steigerung der Haltbarkeit und Erhöhung der Stundenleistung durch Anwendung basischer Steine für Gewölbe und Köpfe. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 1, S. 92/94.]

Slottman, G. V., und F. B. Lounsberry: Verwendung von Sauerstoff im Stahlbad eines Siemens-Martin-Ofens.* Verwendung von gasförmigem Sauerstoff als Frischmittel. Beschreibung der Einrichtung bei der Firma Alleghany Ludlum Steel Corp., Brackenridge Plant, zur Einführung des Sauerstoffs in das Bad durch unverkleidete Stahlrohren. Einfluß der Sauerstoffgeschwindigkeit auf die Haltbarkeit der Rohre. Ergebnisse über Frischgeschwindigkeit und Verlauf des Frischens in Abhängigkeit von der Sauerstoffzufuhr. [Iron Age 159 (1947) Nr. 8, S. 42/45; vgl. Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4121, S. 363/66.]

Elektrostahl. Browning, E. H.: Fortschritte in der Ueberwachung von Lichtbogenöfen.* Besprechung verschiedener Arten der Elektrodenregelung und ihre Vorzüge. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 1, S. 72/75.]

Metalle und Legierungen

Pulvermetallurgie. Herstellung von Eisenpulvern in Deutschland. Hinweise auf das Hametag- und D.P.G.-Verfahren, auf Hersteller und Verarbeiter von Eisenpulvern in Deutschland. [B. I. O. S. Rep. Nr. 860 u. 908; nach Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 106.]

Schwarzkopf, P.: Aussichten der Herstellung von verschleißbeständigen und warmfesten Werkstoffen auf pulvermetallurgischem Wege. Grundsätzliche Anforderung an die Eigenschaften von verschleißbeständigen und warmfesten Werkstoffen. Ihre Erfüllbarkeit durch Mischung von Pulvern aus hochschmelzenden Metallverbindungen, gegebenenfalls auch von keramischen Stoffen, mit Hilfsmetallen. [Powder Metall. Bull. 1 (1946) Nr. 6, S. 86/91; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 6, S. 185/86.]

Verarbeitung des Stahles

Allgemeines. Asbeck, Werner: Bedarfsentwicklung und Erzeugungsplanung von Walzstahl.* Verwendungsgebiete für Walzstahl und andere Baustoffe. Erzeugungsverfahren. Wirtschaftliche Herstellung von Halb- und Fertigerzeugnissen, vor allem der Formstähle. Vergleich deutscher und ausländischer Profile. Bedeutung des Rohres und seiner Verwendungsgebiete. Flachstahlprofile. Breitbandherstellung und Weiterverarbeitung. Energiebedarf und Arbeitseinsatz bei den Walzwerken. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 389/95 (Walzw.-Aussch. 183).]

Schmieden. Rohrmann, Adolf: Das Schmieden von Gesenken im Gesenk. Mit 46 Abb. München: Hanser 1947. (58 S.) 8°. 2,80 RM. ≡ B ≡

Weiterverarbeitung und Verfeinerung

Allgemeines. Flynn, Harold L.: Die Bearbeitung von nichtrostendem Stahl.* Zusammenstellung über zweckmäßige Form der Werkzeuge und Arbeitsbedingungen beim Drehen, Bohren, Reiben, Gewindeschneiden und Fräsen von nichtrostenden Stählen. [Amer. Mach., N. Y., 1946, Febr., S. 105/24; nach Werkst. u. Betr. 80 (1947) Nr. 5, S. 125/28, Nr. 6, S. 153/59.]

Schneiden, Schweißen und Löten

Elektroschmelzschweißen. Willigen, P. C. van der: Einbrenntiefe und Schweißgeschwindigkeit beim Lichtbogenschweißen mit aufliegender Elektrode.* Untersuchungen über die Form des Lichtbogens und des aufschmelzenden Grundwerkstoffes, über Beziehungen zwischen Lichtbogenspannung und Schweißstromstärke sowie den Wurzeleinbrand in Abhängigkeit von der Schweißstromstärke bei einem neuen Schweißverfahren, bei dem die Umhüllung ständig auf dem Grundwerkstoff aufliegt. [Philips techn. Rev. 8 (1946) Nr. 10, S. 304/08; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 6, S. 203/04.

Wärmebehandlung von Eisen und Stahl

Allgemeines. Jenkins, I.: Fortschritte in der Anwendung von Schutzgasen. Heute übliche Schutzgase, deren Zusammensetzung, Erzeugung, Kosten und Anwendungsgebiete. Aufgaben für die weitere Entwicklung. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 211, S. 23/27.]

Seulen, G. W.: Anwendung der Hochfrequenzerhitzung für die Wärmebehandlung von Stahl in Deutschland.* Uebersicht über angewendete Frequenzen und Arbeitsverfahren vor allem bei der Oberflächenhärtung. Erreichbare Oberflächenhärte für verschiedene englische Normstähle. Geräte zur örtlichen Erwärmung, z. B. für das Weichglühen von Brennschnittkanten, für das Auflöten von Hartmetallplättchen und zur Erhitzung zum Warmsägen. [Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4133, S. 979/84; Nr. 4134, S. 1029/32.]

Thomas, Charles E.: Erzeugung von Schutzgasen mit Lithium. Einleiten von Lithiumdämpfen in die Glühgutbehälter führt zu einer vollkommen neutralen, nicht entkohlenden Atmosphäre. [Steel; nach Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4130, S. 826.]

Härten, Anlassen und Vergüten. Wärmebehandlungsöfen.* Beschreibung neuerer Oefen für das Glühen von Stahl, Nichteisenmetallen, für die Einsatzhärtung mit flüssigen und gasförmigen Mitteln, für Härten und Anlassen, Blankglühen und Tempern. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 211, S. 31/38.]

Cohen, Morris: Anlassen von Werkzeugstählen. I/II.* Beziehungen zwischen Anlaßzeit (bis 50 h) und -temperatur (— 150 bis + 800°) und dem Austenitzerfall im abgeschreckten Schnellarbeitsstahl mit 4% Cr, 1% V und 18% W. Röntgenographische und magnetische Messungen über die Vorgänge im Austenit und Martensit beim Anlassen. Untersuchungen an Stahl mit 1,1% C über die Aenderung der Härte in Abhängigkeit von der Anlaßtemperatur bei vorhergehender Abschreckung in Oel oder Tieftemperaturkühlung. Vergleich der Umwandlungsgeschwindigkeit des Restaustenits mit abgeschreckten Stählen 1. mit 1% C und 1,5% Cr, 2. mit 1,5% C und 12% Cr und 3. mit Schnellarbeitsstählen. Zweck des Anlassens von Werkzeugstählen: 1. die Umwandlung des tetragonalen Martensits, 2. des Restaustenits und 3. Beseitigung der Härtespannungen. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 5, S. 781/88; Nr. 6, S. 962/68.]

Kramer, A. C.: Durchlauföfen für Härtung und Vergütung. Hinweis auf Durchbildung entsprechender Oefen in Amerika. [Steel; nach Iron Coal Tr. Rev. 150 (1945) Nr. 4025, S. 587.]

Thomas, Bernard: Härten in Bleibädern.* Vorteile des Härtens im Bleibad und seine Anwendungsgebiete. Als Werkstoff für die Bleibadbehälter wird eine Legierung mit 0,25 bis 0,35% C, 2,0 bis 2,5% Si, 0,8 bis 1,0% Mn, 18 bis 20% Cr, 64 bis 66% Ni und 2,0 bis 2,5% W empfohlen. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 211, S. 28/30.]

Oberflächenhärtung. Kamionsky, L. M.: Ein neues Mittel zur Abdeckung beim Einsetzen. Empfohlen wird eine Mischung aus fünf Teilen CuCl und zwei Teilen Bleimennige in einer Lösung aus Kunstharz mit 10 bis 15% Alkohol, Benzin o. ä. [Westnik Maschinostrojenija 1946, Nr. 2/3, S. 71/72; nach Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4134, S. 1040.]

Sonstiges. Roß, Harry F.: Vereinfachte Probe für die Härtbarkeitsprüfung nach W. E. Jominy.* An die zylindrische Probe von 25 mm Dmr. und 100 mm Länge wird ein Kragen von 32 mm Dmr. mit einem Aufhängedraht angeschweißt. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 6, S. 971.]

Eigenschaften von Eisen und Stahl

Allgemeines. Brühl, Fritz: Die volkswirtschaftliche Bedeutung hochwertiger Stähle.* Beispiele für die Einsparung an Energie und Stoff durch Anwendung legierter Stähle in Dampfkraftwerken, in der Elektrizitätsversorgung, im Kohlenbergbau, in Bearbeitungswerkstätten und Wärmebehandlungsbetrieben. Unentbehrlichkeit legierter Stähle bei neuzeitlichen Arbeitsverfahren und Geräten, wie bei der chemischen Verarbeitung von Holz, der Herstellung künstlicher Düngemittel, in Dauermagneten. Metallurgische Notwendigkeit der Erschmelzung hochwertiger Stähle in Elektroöfen. Voranschlag für die deutsche Erzeugung an Elektrostahl und legierten Stählen bei einer Rohstahlerzeugung von 10,7 Mill. t je Jahr. [Stahl u. Eisen 66/67 (1947) Nr. 23/24, S. 384/88 (Werkstoffaussch. 655).]

Gußeisen. Feigin, N. I.: Weiches Gußeisen für Gleitlager. Gußeisen mit 3,4 bis 3,7% C, 2,4 bis 2,6% Si, 0,8 bis 0,9% Mn, bis zu 0,25% P, 0,1 bis 0,12% S, bis zu 0,35% Cr und 0,36% Ni, dessen Härte zwischen 145 und 160 HB liegt, wird empfohlen. [Liteinoje Delo; nach Foundry Trade J. 72 (1944) Nr. 1441, S. 264.]

Nichtrostender und hitzebeständiger Stahl. Fontana, M. G., und F. H. Beck: Die Natur der Passivität von nichtrostendem Stahl mit 18% Cr und 8% Ni und niedrigem Kohlenstoffgehalt.* Versuche an Proben von 6,5 x 50 mm² aus Stahl mit 0,05% C, 0,35% Si, 1,12% Mn, 0,016% P, 0,024% S, 18,86% Cr, 0,35% Mo und 9,08% Ni über Korrosion in verschiedenen Flüssigkeiten, teilweise unter Vakuum. Elektronenmikroskopische Untersuchungen über die Zusammensetzung der Stahloberfläche. Danach wird die Passivierung auf physikalisch adsorbiertes Gas zurückgeführt. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 6, S. 939/44.]

Stähle für Sonderzwecke. Burns, G.: Das Dauerstandverhalten und einige dauerstandfeste Legierungen.* Kurze Angaben über folgende Punkte: Allgemeine Form von Zeit-Dehnungs-Kurven, bisher übliche Auswertung auf Dauerstandfestigkeit; zukünftige Anforderungen an Werkstoffe mit hoher Dauerstandfestigkeit, derzeit übliche Werkstoffe. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 63/65.]

Wilson, T. Y.: Hochdauerstandfeste Legierung „S-816".* Angaben über die in 100, 1000, 10 000 oder 100 000 h zum Bruch führenden Spannungen bei 650 bis 800° für eine Legierung mit rd. 0,4% C, < 1,0% Si, < 1,5% Mn, 44% Co, 20% Cr, 4% Mo, 4% Nb, 20% Ni und 4% W. [Materials Methods 24 (1946) Nr. 4, S. 885/90; nach Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 105/06.]

Einfluß der Warm- und Kaltverarbeitung. Gratschew, K. F.: Festigkeitssteigerung bei Stahl durch richtige Warmverformung. Proben wurden um 10 oder 40% bei 850, 1000 und 1250° gestaucht, dann entweder an Luft vollständig abgekühlt oder im Ofen auf 750° abgekühlt und anschließend um 10 oder 30% gestaucht. Schlußfolgerungen aus den Ergebnissen über die Festigkeitseigenschaften und das Gefüge. [Westnik Maschinostrojenija 1946, Nr. 5/6, S. 71/73; nach Engr. Dig. 8 (1947) Nr. 6, S. 208.]

Einfluß von Zusätzen. Ivory, W.: Einfluß von Stickstoff in legierten Stählen. Deutsche Angaben über die Bedeutung des Stickstoffes für Schweißrissigkeit von Flugzeugstählen und als Austenitbildner in nichtrostenden Stählen. [B. I. O. S. Final Rep. Nr. 898; nach Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4134, S. 1043.]

Sonstiges. Widdecke, Max: Stehbolzen und Deckenanker bei Dampflokomotiven.* Auf Grund der bei Stehbolzen und ähnlichen Maschinenelementen beobachteten Brucherscheinungen wird die Verwendung von sauber eingepaßten Stehbolzen ohne Gewinde mit verschweißten Enden vorgeschlagen. [Glasers Ann. 71 (1947) Nr. 9, S. 161/66.]

Mechanische und physikalische Prüfverfahren

Zugversuch. Foley, Francis B.: Auswertung von Dauerstandversuchen.* Zusammenhänge zwischen Zeit, Dehnung und Bruch unter Zugbeanspruchung bei höheren Temperaturen. Entnahme von Werten für die zulässige Beanspruchung von Bauteilen aus Dauerstandversuchen. Annahme einer wirklichen Dauerstandfestigkeit bei Temperaturen unterhalb der Temperatur des Kornwachstums und außerhalb von Umwandlungsbereichen. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 6, S. 951/58.]

Glen, J.: Einfluß der Desoxydation mit Aluminium und der Korngröße auf das Dauerstandverhalten von unlegierten Stählen.* Versuche an Stählen mit rd. 0,11% C, 0,01 bis 0,18% Si, 0,3 bis 1,6% Mn und 0,01 bis 0,13% Mo, die teilweise im Laboratorium in Hochfrequenzöfen erschmolzen, worden waren, teilweise aus Betriebsschmelzen aus basischen Siemens-Martin-Schmelzen stammten, über den Einfluß von Aluminiumzusätzen von 0 bis 1,3 kg/t auf den Verlauf von Zeit-Dehnungs-Kurven bei 450° unter einer Spannung von 13 kg/mm². Schlußfolgerungen über die Bedeutung der Desoxydation mit Aluminium und der Korngröße für das Dauerstandverhalten. [J. Iron Steel Inst. 155 (1947) Nr. 4, S. 501/12.]

Kerbschlagversuch. Crafts, Walter, und John L. Lamont: Die Kerbschlagzähigkeit von wärmebehandelten legierten Stählen.* Untersuchungen an Proben von 12,5 bis 100 mm Dmr. aus 24 Betriebsschmelzen unlegierter und legierter Einsatz- und Vergütungsstähle über die Beziehungen zwischen der Kerbschlagzähigkeit dieser Proben und der an Jominy-Härtbarkeitsproben von 25 mm Dmr. ermittelten Kerbschlagzähigkeit bei verschiedenen Anlaßtemperaturen. Möglichkeit der Berechnung der Kerbschlagzähigkeit für den

tatsächlichen Probenquerschnitt und Behandlungszustand aus dem an der Jominy-Probe ermittelten Wert. Rangordnung der untersuchten Stähle im Hinblick auf die Kerbschlagzähigkeit für gegebene Festigkeitsstufen und Querschnitte. [Amer. Inst. min. metallurg. Engrs., Techn. Publ. Nr. 2134, 15 S., Metals Techn. 14 (1947) Nr. 2.]

Schwingungsprüfung. Donoho, Charles K.: Nomogramm zur Ermittlung der zulässigen Wechselbeanspruchung von Stahlteilen. Nomogramm auf Grund von Werten von G. C. Noll und C. Lipson, um die höchstzulässige Wechselspannung in Abhängigkeit vom Oberflächenzustand und von der Brinellhärte des Stahles für eine gegebene mittlere Wechselbeanspruchung festzustellen. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 6, S. 968-B.]

Zerstörungsfreie Prüfverfahren. Sweschnikow, D. A.: Lösungen zur Festhaltung von Magnetpulverbildern. Angabe einer Lösung: 1. aus 700 ml Amylazetat, 300 ml Aethylalkohol, 25 g Zelluloid und 45 g Crocus, 2. aus 500 bis 600 ml Kollodium, 500 bis 400 ml Aethylalkohol und 25 bis 30 g Crocus, um durchsichtige Abzüge von Magnetpulverprüfungen zu erhalten. [Saw. labor. 14 (1945) Nr. 11, S. 486; nach Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 106/07.]

Metallographie

Allgemeines. Hume-Rothery, William: Elektronen, Atome, Metalle und Legierungen.* Die besonderen Eigenschaften von Metallatomen. Die Zahl der Valenzelektronen, das Verhältnis der Atomdurchmesser und die elektrochemischen Eigenschaften der Atome als bestimmende Größen für die Möglichkeiten der Legierungsbildung und Zustandsschaubilder. [Amer. Inst. min. metallurg. Engrs., Techn. Publ. Nr. 2130, 16 S., Metals Techn. 14 (1947) Nr. 3.]

Geräte und Einrichtungen. Woodside, Gordon C., und Harold H. Blackett: Polieren von Metallschliffen mit Diamantstaub.* Beispiele von Molybdän, Molybdänkarbid und Gußeisen zeigen die gute Brauchbarkeit von Diamantstaub für die Schliffherstellung. [Metal Progr. 51 (1947) Nr. 6, S. 945/47.]

Fehlererscheinungen

Sprödigkeit und Altern. Holtman, W. J., und W. C. Keil: Anlaßsprödigkeit bei niedriglegierten Stählen für Druckbehälter und Schienen. Kerbschlagversuche bei + 200 bis —65° an Izod-Proben aus folgenden vier Stählen nach Normalglühen, Abschreckhärtung und Anlassen bei verschiedenen Temperaturen:

	% C	% Si	% Mn	% P	% S	% Al	% Ni	% V
1.	0,15	0,23	1,12	0,03	0,02	0,02	—	0,18
2.	0,21	0,21	0,71	0,03	0,03	Sp.	2,45	—
3.	0,80	0,15	0,82	0,01	0,01	—	—	—
4.	0,70	0,16	0,88	0,02	0,03	—	—	—

[Quart. Colorado School Mines 42 (1947) Nr. 2; nach Iron Coal Tr. Rev. 154 (1947) Nr. 4134, S. 1033/34.]

Korrosion. Pellowe, E. F., und F. F. Pollak: Bedeutung der Berührungskorrosion für die Herstellung von Metall-Fensterrahmen.* Elektrolytische Potentiale zwischen den für Fensterrahmen in Betracht kommenden Werkstoffen und Aluminium; Anordnung zur Untersuchung der Korrosion u. a. bei der Berührung von weichem Stahl und nichtrostendem Stahl mit Leichtmetallguß in einer wäßrigen Lösung mit 3% NaCl, teilweise bei Anstrich. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 212, S. 67/70.]

Chemische Prüfung

Mikrochemie. Stock, J. T., und M. A. Fill: Verschiedene mikrochemische Vorrichtungen. XI. Ueber Verbindungen von Kapillarrohren.* Beschreibung verschiedener Kugelverbindungen. [Metallurgia, Manchr., 36 (1947) Nr. 211, S. 54.]

Meßwesen

Längen, Flächen und Raum. Marriner, R., und W. O. Jennings: Die Prüfung auf Ebenheit mit dem Brückenkomparator.* Kurze Beschreibung des von dem National Physical Laboratory, Teddington, ausgearbeiteten Verfahrens und der zugehörigen Einrichtungen sowie Besprechung von Versuchsergebnissen. [Engineer, Lond., 184 (1947) Nr. 4778, S. 164/65.]

Redepenning, W.: Elektrische Verfahren zur Messung kleiner Längen.* [Arch. techn. Messen 1943, Lfg. 150, J 112—4, S. T. 145.]

Temperatur. Green, John R.: Temperaturmessungen im Siemens-Martin-Ofen. I/H.* Beschreibung einer Vorrichtung zur Messung der Stahlbadtemperaturen mit Thermoelement sowie der Gewölbetemperaturen durch Strahlungspyrometer. Strahlung der Flamme. Messen der Kammertemperaturen und deren Bedeutung. Folgerungen. [Blast Furn. 35 (1947) Nr. 3, S. 344/47; Nr. 4, S. 443/47.]

Normung und Lieferungsvorschriften

Ueberwachungsvorschriften. Sicherheitstechnische Vorschriften für Landdampfkessel. Zusammengestellt vom Fachverband Dampfkessel-, Behälter- und Rohrleitungsbau Düsseldorf. Ueberarb. von Alfred Konejung. Augsburg: Walter Beyschlag 1946. (233 S.) 8°. Geb. 7,20 RM. ≡ B ≡

Betriebswirtschaft

Kostenwesen. Levsen, Paul, Oberingenieur: Selbstkostenermittlung für Enttrümmerungsarbeiten. Ein Handbuch für die Preiserrechnung. Berlin: Schiele & Schön 1947. (56 S.) 4°. 6,00 RM. ≡ B ≡

Volkswirtschaft

Eisenindustrie. Fischer, Egbert H.: Das neue Eisenbewirtschaftungs-Verfahren. Eine Zusammenstellung für die Praxis. Mit dem vollständigen Wortlaut der „Verfahrensregelung der Eisenbewirtschaftung". Nürnberg: Die Egge (1947). (79 S.) 8°. 3,50 RM. ≡ B ≡

Indiens Eisen- und Stahlindustrie. Standortkarte, Ausrüstung und Leistungsfähigkeit der vorhandenen Werke [s. a. Stahl u. Eisen 62 (1942) S. 404/06]. Die Entwicklung während des Krieges. Inlandsbedarf und Ausbau der Eisen schaffenden und weiterverarbeitenden Industrie. Behördliche Maßnahmen, Stellung der Werke zu den Ausbauvorhaben und Schwierigkeiten bei der Durchführung der Neubaupläne, die eine Steigerung der Leistungsfähigkeit in der Stahlerzeugung von gegenwärtig 1,2 Mill. t auf 3 Mill. t vorsehen. [Month. Statist. Bull. Brit. Iron Steel Federat. 22 (1947) Nr. 7, S. 1/13.]

Weiterverarbeitungsindustrie. Sewig, Rudolf: Zukunftsmöglichkeiten der deutschen mechanischen Industrie.* Gegenwartsaufgaben. Facharbeiterfragen. Zusammenhang zwischen Materialveredelung und Preis. Ausnutzung des Werkstoffes. Austauschwerkstoffe. Erfahrungsauswertung. [Technik 2 (1947) Nr. 6, S. 249/54.]

Standortsfragen. Lothringen-Stahl statt Ruhr-Stahl? Stellungnahme zu dem französischen Vorschlag einer Verlagerung rheinisch-westfälischer Roheisen- und Rohstahlerzeugung nach Frankreich. Hrsg.: Wirtschaftsvereinigung Eisen- und Stahlindustrie, Düsseldorf. Düsseldorf: Selbstverlag 1947. (33 S.) 4°. [Maschinenschrift. — Siehe Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 405/08.] ≡ B ≡

Statistik

Die Eisenerzförderung in der britischen Zone im Jahre 1946 und Januar bis Oktober 1947

	Eisenerzförderung t	Fe-Gehalt t	Mn-Gehalt t	P-Gehalt t
1946	2 730 381	694 466	26 186	15 040
Januar 1947	110 830	29 322	1 060	578
Februar	81 516	22 740	643	387
März	89 842	23 126	741	453
April	165 383	41 662	1 388	769
Mai	226 829	58 088	1 987	1 048
Juni	255 839	64 926	2 205	1 147
Juli	248 556	63 002	2 368	1 188
August	254 652	63 626	2 270	1 254
September	272 068	67 635	2 599	1 387
Oktober	318 914	80 756	2 777	1 598

Roheisenerzeugung einschließlich Hochofen-Eisenlegierungen in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Sorten	Juli[1]) 1947	August 1947	Sept. 1947	Okt. 1947
Thomasroheisen	74 714	96 118	97 636	125 298
Stahleisen bis 6% Mn	54 809	51 653	49 505	45 605
Spiegeleisen	—	—	—	299
Hämatitroheisen	13 058	9 113	6 710	12 782
Temperroheisen	—	—	—	4 626
Gießereiroheisen	6 228	9 988	14 493	7 965
Siegerl. Spezialroheisen	1 394	517	220	—
Sonstiges Roheisen	777	1 600	643	973
Hochofen-Ferrosilizium	3 388	2 810	1 931	3 197
Roheisen insgesamt	154 368	171 799	171 138	200 745
Davon:				
Nordrhein	66 631	82 175	81 020	93 701
Westfalen	57 197	58 355	57 429	72 995
Hannover	24 044	24 790	26 276	27 563
Schleswig-Holstein	6 496	6 479	6 413	6 486

[1]) Monatszahlen 1. Halbjahr s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.

Herstellung an Walzstahl-Fertigerzeugnissen in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Sorten	Juli[1]) 1947	August 1947	Sept. 1947	Okt. 1947
Eisenbahn-Oberbaustoffe	5 803	6 780	6 915	6 154
Formstahl	10 732	11 626	10 579	12 101
Breitflanschträger	1 215	1 751	1 757	2 782
Stahlspundwände	—	1 728	1 891	1 294
Stabstahl	50 599	56 811	51 968	57 939
Walzdraht	19 314	19 931	23 073	25 515
Grobbleche, 4,76 mm und mehr	16 396	14 739	16 780	19 063
Mittelbleche, 3 bis 4,76 mm	7 474	6 278	6 650	8 235
Feinbleche unter 3 mm	21 659	20 606	22 002	23 568
Bandstahl einschl. Röhrenstreifen	15 976	14 249	16 491	19 590
Breitflachstahl	2 359	2 199	3 428	5 356
Röhren, nahtlos, warmgewalzt, gepreßt, gezogen	10 910[2])	10 439	10 281	11 528
Walzstahl-Fertigerzeugnisse insgesamt	162 437	167 137	171 815	193 125
Davon:				
Nordrhein	64 261	74 391	71 692	86 830
Westfalen	76 518	71 399	77 976	80 158
Hannover	21 658	21 347	22 147	26 137
Halbzeugversand zum Absatz gegen Verbraucher-Eisenschein	8 977	10 572	9 460	9 500
Geschweißte Kessel, Trommeln, Behälter, Flammrohre	756	581	486	586
Sonstige bearbeitete Bleche der Rohrwerke und Kümpeleien	704	662	485	594
Geschweißte Rohre	2 885	2 910	2 627	4 266
Verzinkte und verbleite Bleche	2 393	2 523	3 106	3 309
Weißbleche u. Weißband	2 731	2 144	2 642	3 106

[1]) Monatszahlen 1. Halbjahr s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.

[2]) Einschl. 94 t Röhrenverbrauch für Stahlflaschen.

Rohstahlerzeugung in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Sorten	Juli[1]) 1947	August 1947	Sept. 1947	Okt. 1947
Thomasstahlblöcke	64 507	86 092	91 201	117 136
S.-M.Stahlblöcke	168 676	172 126	156 388	166 946
S.-M.-Stahlguß	2 285	2 499	2 131	2 445
Elektrostahlblöcke	3 432	4 295	2 474	3 054
Elektrostahlguß	874	909	806	893
Sonstige Stahlblöcke	691	723	774	842
Sonstiger Stahlguß	1 822	1 770	1 716	1 820
Stahlblöcke insgesamt	237 306	263 236	250 837	287 978
Stahlguß insgesamt	4 981	5 178	4 653	5 158
Rohstahl insgesamt	242 287	268 414	255 490	293 136
Davon:				
Nordrhein	98 532	120 840	107 819	132 228
Westfalen	112 895	116 122	112 292	124 165
Hannover	30 742	31 361	35 298	36 642
Schleswig-Holstein	118	91	81	101
Vorgeblas. Thomasstahl	6 864	6 269	6 751	6 530
Davon:				
Nordrhein	6 864	6 269	6 751	6 530
Westfalen	—	—	—	—

[1]) Monatszahlen 1. Halbjahr s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 168 u. 302.

Schmiedestahl- und Preßstahl-Fertigerzeugung der Preß- und Hammerwerke sowie der Gesenkschmieden in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Erzeugnisse	Juli[1]) 1947	August 1947	Sept. 1947	Okt. 1947
Geschmiedete Stäbe	2 690	2 693	3 037	2 767
Freiformschmiedestücke (außer für rollendes Eisenbahnzeug)	3 610	3 254	2 945	3 634
Rollendes Eisenbahnzeug, auch gewalzt	3 195	4 541	5 289	4 896
Gesenkschmiedestücke und Preßteile	7 852	7 957	8 615	8 972
Insgesamt	17 347	18 445	19 886	20 269

[1]) Monatszahlen 1. Halbjahr s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 302.

Herstellung an Eisen- und Temperguß in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Sorten	Juli[1]) 1947	August 1947	Sept. 1947	Okt. 1947
Eisenguß	31 984	31 089	30 761	33 671
Temperguß	2 015	2 074	2 174	2 331

[1]) Monatszahlen 1. Halbjahr s. Stahl u. Eisen 66/67 (1947) S. 302.

Erzeugnisse der Verfeinerungsindustrie in der britischen Zone im Oktober 1947 (in t)

Monat	Draht und Drahterzeugnissse			Kaltband				Blankstahl			Präzisionsstahlrohre		
	Vom Walzdraht gezogene Drähte	Fertige Drahtseile und Litzen	Sonstige Drahtfertigerzeugnisse	Bandstahl kalt gewalzt	Edelstahl kalt gewalzt		Konservenband	Blanker Stabstahl	Blanker Edelstahl		Nahtlose Präzisionsrohre		Geschweißte Präzisionsrohre
					insgesamt	davon legiert			insgesamt	davon legiert	insgesamt	davon legiert	
Januar	14 862	1 497	6 687	5 795	386	90	1 667	3 497	1 781	1 134	1 491	129	1 049
Februar	11 518	1 506	5 206	4 292	296	107	1 271	2 422	1 897	1 214	1 285	186	956
März	11 846	1 606	6 337	3 538	219	82	778	2 068	1 505	988	1 598	105	1 162
April	14 412	1 673	7 722	6 622	416	94	1 381	4 213	2 027	1 422	1 604	153	1 130
Mai	15 923	1 654	7 296	6 346	354	93	1 360	4 543	2 115	1 511	1 465	116	1 130
Juni	15 325	1 721	7 494	7 030	461	131	1 294	4 482	1 992	1 336	1 603	70	1 244
Juli	16 017	1 794	7 330	6 395	417	115	909	4 385	2 374	1 607	1 208	56	936
August	15 636	1 713	7 617	6 305	428	107	916	4 002	1 922	1 389	1 283	56	1 118
September	16 489	1 789	7 706	6 716	415	127	1 183	4 609	1 780	1 265	1 562	30	1 111
Oktober	18 297	1 818	8 733	6 623	357	83	1 649	4 182	2 183	1 630	1 829	28	1 230

Schwedens Bergwerks- und Eisenindustrie 1938 bis 1945

Schwedens Förderung von unmittelbar verwendungsfähigen Eisenerzen ist während der Kriegszeit gegenüber den Vorkriegsjahren stark zurückgegangen[1]) *(s. Zahlentafel 1)*; dagegen hat sich die Gewinnung von Schlich behaupten können, lag sogar in den letzten beiden Jahren noch um 25% und 16% über der des Jahres 1938.

Zahlentafel 1. Eisenerzförderung (einschließlich Schlich) 1938 bis 1945 (in 1000 t)

	1938	1939	1940	1941
Unmittelbar verwendungsfähige Eisenerze	12 667	12 466	9 940	9 089
Schlich	1 261	1 321	1 355	1 439
Eisenerzförderung insgesamt	13 928	13 787	11 295	10 528
	1942	1943	1944	1945
Unmittelbar verwendungsfähige Eisenerze	8 377	9 415	5 674	2 467
Schlich	1 350	1 405	1 579	1 463
Eisenerzförderung insgesamt	9 727	10 820	7 253	3 930

Der Rückgang der Förderung an unmittelbar verwendungsfähigen Eisenerzen erklärt sich vor allem aus dem engen Zusammenhang zwischen der schwedischen Eisenerzförderung und -ausfuhr. Im Lande selbst ist immer nur ein Bruchteil der Förderung verhüttet worden, eine unvergleichlich weit höhere Menge (90% und mehr) wurde ausgeführt. Deutschland aber war in den Kriegsjahren sozusagen als einziger Kunde für Schwedenerze übriggeblieben. Hatte es vor 1939 von der schwedischen Eisenerzausfuhr etwa zwei Drittel erhalten, so stieg dieser Hundertsatz während des Krieges auf zeitweilig 98% an *(Zahlentafel 2)*.

Zahlentafel 2. Gesamte Eisenerzausfuhr und die Ausfuhr nach Deutschland 1938 bis 1945 (in 1000 t)

	1938	1939	1940	1941
Gesamtausfuhr	12 489	13 541	10 057	9430
Davon nach Deutschland	8 992	10 038	8 418	9260
	1942	1943	1944	1945
Gesamtausfuhr	8548	10 222	4570	1221
Davon nach Deutschland	7975	9 550	2514*)	

*) Januar bis Juni.

Die Brikett- und Sinterherstellung entwickelte sich wie folgt (in 1000 t):

	1938	1939	1940	1941
Briketts	43	23	19	13
Sinter	923	944	1034	1067
	1942	1943	1944	1945
Briketts	10	13	15	15
Sinter	1073	1123	1163	1058

An andern als Eisenerzen wurden gewonnen (in t):

	1938	1939	1940	1941
Kupfererz	15 191	16 434	17 784	33 319
Manganerz	6 079	6 085	4 600	13 928
Zinkerz	65 833	63 826	55 123	61 381
Schwefelkies	186 390	191 737	194 215	226 847
	1942	1943	1944	1945
Kupfererz	54 986	60 230	58 290	50 846
Manganerz	24 242	26 703	24 276	18 036
Zinkerz	60 988	59 649	59 886	58 673
Schwefelkies	302 276	325 023	317 455	261 984

Die Roheisenerzeugung hat sich demgegenüber gut behauptet, ja sogar die der Vorkriegszeit bis zu 180 000 t überschritten *(s. Zahlentafel 3)*.

Zahlentafel 3. Roheisenerzeugung 1938 bis 1945 (in 1000 t)

	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945
Holzkohlenroheisen	345	304	354	313	304	318	313	310
Koksroheisen	255	254	296	309	337	336	350	271
Elektroroheisen	68		95	92	97	138	190	178
Insgesamt	668	644	745	714	738	792	853	759

Die Erzeugung an Eisenlegierungen, die in den letzten Vorkriegsjahren ständig gestiegen war, hat im Jahre 1939 noch weiter zugenommen, ist dann aber, ausgenommen das Jahr 1943, wieder rückläufig geworden und hat 1944 nur noch 65%, 1945 50% der des Jahres 1939 be-

[1]) Jernkont. Ann. 131 (1947) Nr. 2, S. 64/74.

tragen. Eisenschwamm hat während der Kriegsjahre einen ungefähr gleichbleibenden Stand der Gewinnung behauptet, nachdem diese gegenüber dem Jahre 1938 um ein Drittel gewachsen war *(Zahlentafel 4)*.

Zahlentafel 4. Gewinnung von Eisenlegierungen und Eisenschwamm

	1938 t	1939 t	1940 t	1941 t
Eisenlegierungen	45 670	47 364	42 084	35 021
Eisenschwamm	18 789	20 226	25 057	26 082
	1942 t	**1943 t**	**1944 t**	**1945 t**
Eisenlegiernngen	33 082	38 491	33 816	23 988
Eisenschwamm	25 773	26 313	24 453	26 357

Die Flußstahlerzeugung lag während der Kriegsjahre zwischen 18% und 25% über der Erzeugung des Jahres 1938 *(s. Zahlentafel 5)*.

Zahlentafel 5. Flußstahlerzeugung 1938 bis 1945 (in 1000 t)

	1938	1939	1940	1941
Bessemerstahl	12,1	15,8	6,5	4,1
Thomasstahl	105,5	99,2	90,7	99,2
Siemens-Martin-Stahl: sauer	219,7	242,8	218,7	208,7
Siemens-Martin-Stahl basisch	408,2	500,1	508,3	506,1
Elektrostahl	226,3	293,6	320,3	338,0
Insgesamt*)	971,8	1151,5	1144,5	1156,1
	1942	**1943**	**1944**	**1945**
Bessemerstahl	15,1	12,8	9,3	18,2
Thomasstahl	113,0	104,2	106,4	110,8
Siemens-Martin-Stahl: sauer	194,6	183,4	165,1	177,6
Siemens-Martin-Stahl: basisch	566,4	566,0	566,5	535,8
Elektrostahl	344,1	347,3	350,1	361,1
Insgesamt*)	1233,2	1213,7	1197,4	1203,5

*) Einschließlich Tiegelstahl.

An Schweißstahl (Luppen und Rohschienen) wurden erzeugt:

1938 t	1939 t	1940 t	1941 t	1942 t	1943 t	1944 t	1945 t
22 688	28 255	17 313	9196	10 166	7149	2271	2839

Die Stahlgußerzeugung ist in den Kriegsjahren bis zu 14% über den Stand von 1938 gestiegen; bei Kriegsende war sie ungefähr auf den Friedensstand zurückgekehrt *(Zahlentafel 6)*.

Zahlentafel 6. Erzeugung von Stahlguß 1938 bis 1945

	1938 t	1939 t	1940 t	1941 t
Siemens-Martin-Stahlguß: sauer	3 286	3 071	2 629	1 633
Siemens-Martin-Stahlguß: basisch	3 970	5 287	4 571	5 357
Elektrostahlguß	12 473	14 574	14 372	15 021
Insgesamt*)	19 729	22 932	21 572	22 011
	1942 t	**1943 t**	**1944 t**	**1945 t**
Siemens-Martin-Stahlguß: sauer	1 735	1 244	1 169	1 634
Siemens-Martin-Stahlguß: basisch	5 014	4 214	4 297	3 725
Elektrostahlguß	15 728	15 276	14 207	13 823
Insgesamt*)	22 477	20 734	19 674	19 182

*) Einschließlich Tiegel- und Bessemerstahlguß.

Die Herstellung von Walzstahl-Fertigerzeugnissen hat, mit Ausnahme des Jahres 1938, das gegenüber dem Jahre 1937, dem Jahre mit der überhaupt höchsten Friedenserzeugung (682 424 t), einen Rückgang von 53 000 t aufweist, ständig um 50 000 bis 100 000 t über der erwähnten bisherigen Höchstleistung gelegen. Einzelheiten weist *Zahlentafel 7* nach.

An Halbzeug wurde hergestellt:

	1938 t	1939 t	1940 t	1941 t
Knüppel (einschl. massive Rohrluppen)	615 745	703 681	688 277	707 062
Platinen	107 326	130 862	117 596	137 448
	1942 t	**1943 t**	**1944 t**	**1945 t**
Knüppel (einschl. massive Rohrluppen)	754 273	735 253	734 511	740 061
Platinen	138 979	114 559	145 831	146 289

Zahlentafel 7. Herstellung von Walzstahl-Fertigerzeugnissen 1938 bis 1945

Erzeugnis	1938 t	1939 t	1940 t	1941 t	1942 t	1943 t	1944 t	1945 t
Stabstahl, rund, vierkantig und flach	199 386	228 399	261 515	239 657	261 956	244 444	261 924	260 291
Hohler Bohrstahl	14 201	13 850	7 182	6 367	2 705	2 015	1 600	1 725
T- und U-Träger	16 667	14 211	11 179	11 591	18 904	15 944	11 839	13 463
Winkelstahl und anderer Formstahl	41 817	47 280	45 325	44 315	40 684	41 447	50 251	54 377
Schienen	8 633	10 599	15 866	21 624	26 571	27 763	28 842	23 513
Laschen und Unterlagsplatten	3 635	4 828	909	3 867	6 682	6 644	6 328	4 693
Achsen	1 526	602	775	1 052	3 356	2 044	1 737	2 265
Band-, Nagel- und anderer Feinstahl	33 939	44 704	44 669	48 684	58 021	56 402	47 667	63 352
Walzdraht	104 303	127 094	115 509	103 742	116 221	124 653	122 164	123 676
Grobbleche	44 034	50 190	67 413	75 202	68 738	78 389	77 233	76 634
Mittelbleche	8 540	10 567	15 116	15 824	17 085	16 011	14 740	19 830
Feinbleche: 0,6 bis 3 mm	68 524	83 171	67 216	73 380	74 238	77 914	83 963	77 259
„ unter 0,6 mm	16 994	19 567	17 119	19 118	18 436	18 934	20 761	23 669
Röhren	67 170	81 571	65 487	68 551	65 858	70 036	64 242	52 333
Insgesamt	629 369	736 633	735 280	732 974	779 455	782 640	793 291	797 080

Wirtschaftliche Rundschau

Erhöhung der englischen Eisenpreise

Die englische Eisenindustrie stand im Monat Oktober 1947 im Zeichen einer allgemeinen Erhöhung der Eisen- und Schrottpreise, die auf Grund der Anordnungen Nr. 60 und 61 des Versorgungsministers am 1. Oktober 1947 in Kraft getreten ist. Die bisherigen Höchstpreise für Eisen- und Stahlschrott sowie für die meisten Stahlerzeugnisse werden in Auswirkung der Erhöhung der Eisenbahnfrachten sowie der Kohlen- und Kokspreise um durchschnittlich 5 bis 6% heraufgesetzt[1]). Die Erhöhungen beginnen bei Roheisen mit einem Aufschlag von 11 sh je t und finden bei blankem Stabstahl mit 34 sh je t und bei Drahtseilen mit 45 sh je t ihren Niederschlag.

Es handelt sich hier um die erste umfassende Preisänderung in England in der Nachkriegszeit seit August 1946. Damals wurden ebenfalls infolge der erhöhten Kohlenpreise, Eisenbahnfrachten und Löhne die Preise für Knüppel und schwere Stahlerzeugnisse um durchschnittlich 5 sh je t heraufgesetzt.

Seit einer Reihe von Jahren überwacht die britische Regierung die Gestaltung der Eisenpreise. Vor dem Kriege erfolgte die Preisbildung nach einem freiwilligen Kontrollverfahren, das auf das Einfuhrzollgesetz vom Jahre 1932 zurückgeht. Nach diesem Verfahren wurden von der Industrie keine Preisänderungen ohne Genehmigung des Beratenden Ausschusses für Einfuhrzölle (Import Duties Advisory Committee) vorgenommen. Die Grundlage bildete hierbei der diesem Ausschuß zu erbringende Nachweis über die Berechtigung jeder Preiserhöhung auf Grund der Selbstkostenlage der Industrie. Während des Krieges wurde dieses freiwillige Verfahren in einer Anordnung verankert, wonach eine Aenderung der festgesetzten Höchstpreise nur vom Versorgungsminister gemäß den kriegswirtschaftlichen Bestimmungen gestattet war. Dieses Verfahren aus der Kriegszeit ist mit geringen Abänderungen auch heute noch in Kraft, so daß jeder Preiserhöhungsvorschlag zunächst

[1]) Iron Coal Tr. Rev. 155 (1947) S. 673 u. 683.

von dem Iron and Steel Board geprüft wird und vor Inkraftsetzen durch Regierungsanordnung die Genehmigung des Versorgungsministers erfordert.

Trotz steigender Stahlerzeugung (derzeitiger Jahresdurchschnitt 12,7 Mill. t gegenüber 11,8 Mill. t im Jahre 1945) haben die zunehmenden Kosten in der britischen Eisenindustrie zu einer weiteren Verschlechterung der Ertragslage geführt, die in der neuen Preisfestsetzung nur teilweisen Ausdruck findet. Unter der Einwirkung der kriegsbedingten rohstoffwirtschaftlichen Veränderungen (erhöhte Möllerkosten durch verteuerte Auslandserze, Erhöhung der Auslandserzfrachten um das Fünf- bis Sechsfache gegenüber dem Vorkriegsstand, erhöhter Einsatz eisenarmer Inlandserze usw.) haben die Preise für einige der in *Zahlentafel 1* genannten Grunderzeugnisse der britischen Eisen schaffenden Industrie Steigerungen bis zu 77% gegenüber 1938 erfahren[2]).

Zahlentafel 1. Die Preisentwicklung in Großbritannien seit 1938 (Grundpreise je t einschl. Normalrabatte zu Ende des Jahres)

	1938 £ sh d	1939 £ sh d	1940 bis 1943 £ sh d	1944 £ sh d	1945 £ sh d	1946 £ sh d	Ab 1. Oktober 1947 £ sh d	Ab 1. Oktober 1947 Erhöhung gegen 1938 %
Gießerei-Roheisen (Cleveland Nr. 3, Middlesbrough)	5 1 0	5 8 0	6 8 0	6 8 0	8 3 0	8 9 3	9 9 9	72
Hämatit-Roheisen (Schottland und Küstenwerke)	6 12 6	6 4 6	6 18 6	6 18 6	8 13 6	8 19 0	9 10 0 u. höher	43
Knüppel (basisch, weich, ungeprüft)	7 17 6	10 0 0	12 5 0	12 5 0	12 12 6	12 17 6	13 12 6 u. höher	73
Platinen (sheet bars)	7 15 0	8 5 0	12 2 6	12 2 6	12 2 6	12 7 6	13 2 6	69
Mittelbleche (unter 4,76 mm)	11 15 6	12 12 6	17 17 6	16 7 6	19 14 0	19 19 0	20 17 6	77
Stabstahl (Nr. 3, England u. Wales)	12 13 0	11 15 0	12 10 0	14 5 0	15 15 0	17 10 0	17 10 0	38
Draht (hartgezogen)	16 0 0	16 15 0	22 5 0	22 5 0	23 10 0	24 0 0	25 10 0	63

Die Notwendigkeit einer Preisangleichung an die veränderte Kostenlage ergab sich unausweichlich auf Grund der am 1. und 15. September 1947 in Kraft getretenen Preiserhöhung von 4 sh je t ab Zeche für Kohle und 6 sh je t für Koks. Die Kohlenpreise sind gegenüber der Vorkriegszeit im Vergleich mit anderen Gütern unverhältnismäßig stark erhöht worden und liegen zur Zeit um mehr als 120% über dem Stand des Jahres 1938. In dieser Erhöhung kommt aber nicht die sich für die industriellen Verbraucher, einschließlich der Stahlindustrie, ergebende tatsächliche Belastung zum Ausdruck, die darin liegt, daß durch die Anwendung einheitlicher Zuschläge auf die Vorkriegspreise ohne Rücksicht auf die Sortenfrage der Preis für den für Industrieverbrauch besonders wichtigen Feinkoks in stärkerem Maße betroffen wurde. Die ungewöhnliche Entwicklung der Kohlen- und Kokspreise hat dazu geführt, daß der Preis für Hochofenkoks, der bei Kriegsausbruch im Gebiet der Nordostküste und in Südwales 24 sh 2 d ab Kokerei betrug, heute bei 64 sh 6 d je t liegt, was einer Erhöhung um etwa 167% entspricht. Ein Teil der Kostenverteuerung kann natürlich durch höhere Erlöse aus dem Verkauf der Nebenerzeugnisse aus der Verkokung wieder hereingebracht werden. Immerhin ergibt sich unter Berücksichtigung der Tatsache, daß bei einem Durchschnittsbedarf von 1520 kg (30 cwt.) Kohle je Tonne Koks und einem Koksbedarf von durchschnittlich 1117 kg (22 cwt.) = 1676 kg Kohle je t Roheisen, oder einem Gesamtverbrauch von durchschnittlich 2 t Kohle je t Fertigerzeugnis die britische Eisenindustrie auf der Brennstoffseite eine zusätzliche Belastung von monatlich etwa 400 000 £ erfährt. Die Gesamtauswirkung der letzten Kohlenpreiserhöhung auf die Selbstkostenlage der Stahlindustrie wird auf 8 sh je t Formstahl und 8 sh je t Grobbleche veranschlagt.

Die Erhöhung der Eisenbahntarife ab 1. Oktober 1947 um 24%, entsprechend einer Gesamterhöhung von 55% gegenüber den Vorkriegstarifen, verursacht unter Berücksichtigung eines durchschnittlichen Rohstoffverbrauchs, einschließlich Kohle, von 4,5 t je t Fertigerzeugnis einen Frachtkostenaufwand von insgesamt £ 2.14.- je t Fertigerzeugnis auf der Grundlage der üblichen Preisstellung frei Verbraucherwerk. Hieraus ergibt sich eine weitere Kostenverteuerung von 10 sh 2 d je t Formstahl und Bleche.

Ebenso sind die Preise für Schweröl ab 1. September 1947 um etwa £ 1.15.- je t, d. h. um 30% gegenüber den bisherigen Preisen, gestiegen. Da abschließende Erfahrungen mit der Anwendung der neuen Oelfeuerungen noch nicht vorliegen, läßt sich die Auswirkung dieser Preiserhöhung nicht genau abschätzen; sie dürfte aber nach den bis jetzt vorliegenden Betriebsergebnissen etwa 2 sh je t Stahl ausmachen.

Im einzelnen ergeben sich ab 1. Oktober 1947 für Roheisen, Halbfertig- und Fertigerzeugnisse die in *Zahlentafel 2* aufgeführten Preiserhöhungen[1]).

Diese Preiserhöhungen decken lediglich die höheren Kohlenpreise und Eisenbahnfrachten, soweit diese sich unmittelbar auf die Vorprodukte der Eisenindustrie auswirken. Nicht berücksichtigt sind dabei die vollen Auswirkungen der Kostensteigerungen für Oelbrennstoffe, die ebenfalls infolge der Kohlenpreise erhöhten Verarbeitungskosten für Fertigerzeugnisse und sonstige preisbildende Einflüsse. Trotz der neuen Preiserhöhung liegt der Preisindex für Eisen und Stahl mit 173 im Oktober 1947 gegenüber 157,9 im August 1947 (1938 = 100) noch wesentlich unter dem Kohlenpreisindex von 222 und 198 in den gleichen Monaten.

Zahlentafel 2. Die Eisenpreiserhöhungen in Großbritannien ab 1. Oktober 1947 (je gr. t)

	sh d		sh d
Gießereiroheisen	18 0	Verzinnte Bleche	23 6
Phosphorarmes Gießereiroheisen	11 bis 16 0	Dynamo- u. Transformatorenbleche	26 6
Staffordshire phosphorarmes Gießereiroheisen	14 6	Streckenbogen	24 0
Schottisches Gießereiroheisen	13 6	Grubenstempel	22 0
Hämatitroheisen (je nach Gebiet)	11 0 bis 16 6	Stahlspundwände	18 6
Temperroheisen	13 6	Bandstahl, warmgewalzt	21 0
Kalterblasenes Roheisen	18 3	kaltgewalzt	30 0
Hochofen-Ferromangan	17 0	Schwerer Stabstahl	18 6
Spiegeleisen	15 0	Blanker Stabstahl	34 0
Knüppel, Vorblöcke, Platinen	15 0	Walzdraht	20 0
Formstahl	18 6	Legierter Walzdraht	23 6
Schwere Schienen	16 0	Drahtseile	45 0
Leichte Schienen	21 0	Draht u. Drahterzeugnisse	30 0
Grobbleche	18 6	Schmiedestücke	30 0
Feinbleche unter 3 mm:		Eisenbahnfedern	32 6
mit Ueberzug	22 6	Radreifen u. Achsen	20 0
ohne Ueberzug	23 6	Röhren u. Röhrenerzeugnisse je nach Ausführung	1½ bis 5%
Weißbleche	15 0	Rollendes Eisenbahnzeug für Privatwagen	3%
		Stahlguß u. nichtrostender Stahl unverändert.	

Schließlich dürfte noch nachstehender Vergleich *(Zahlentafel 3)* der augenblicklich gültigen Inlandspreise in

Zahlentafel 3. Preisvergleich für Eisenerzeugnisse in England, den Vereinigten Staaten, Belgien und Frankreich (Inlandspreise je t)

	England[1]) £ sh d	Verein. Staaten[2]) £ sh d	Belgien[3]) £ sh d	Frankreich £ sh d
Knüppel für reine Walzwerke	13 12 6	13 12 10	14 2 0	13 17 0
Platinen	13 2 6	14 12 10	15 5 0	—
Winkelstahl	16 13 0	16 13 6	—	—
Grobbleche (¼")	18 8 0	18 14 8	18 14 0	22 5 0
Schwerer Stabstahl	17 10 0	21 3 6	18 2 6	18 2 0
Nachgewalzter Stabstahl	19 7 0	20 1 3	—	—
Stabstahl für Eisenbetonzwecke	18 11 6	19 7 11	—	—
Feinbleche	21 1 0	23 8 0	—	—
Feinbleche (kaltgewalzt)	24 11 0	23 19 6	—	—
Feinbleche (kaltgewalzt, Grundpreis)	25 1 0	—	—	26 15 0
Walzdraht	18 14 0	—	18 14 0	21 0 6
Schwerer Formstahl	16 13 0	—	17 11 0	17 11 0
Warmgewalzter Bandstahl	19 9 0	—	20 8 6	20 6 0
Schienen	16 8 0	—	20 14 0	21 18 0
Weißblech (je Kiste)	1 16 3½	1 9 7	—	2 17 6

[1]) Kontrollierte Höchstpreise abzüglich etwaiger Rabatte. Preis für Weißblech ab Lieferwerk; alle übrigen Preise frei Empfangsstation.
[2]) Grundpreise gemäß Veröffentlichung im „Iron Age" vom 31. Juli 1947, zuzüglich etwaiger Aufschläge. Für Weißblech ab Pittsburg; für Knüppel frei Detroit; für alle übrigen Erzeugnisse frei Neuyork.
[3]) Frei Empfangsstation.

[1]) Monthly Stat. Bull. der British Iron and Steel Federation 22 (1947) Nr. 9, Sept. 1947, S. 1/6.

England, den Vereinigten Staaten, Belgien und Frankreich für einige Haupterzeugnisse Beachtung verdienen. Ein genauer Preisvergleich ist naturgemäß zur Zeit schwierig, da künstlich festgesetzte Umrechnungskurse, verschiedenartige Preisstellungsverfahren und andere Umstände eine Rolle spielen. Ferner ist zu berücksichtigen, daß sich z. B. die belgischen Preise für Thomasgüte verstehen, während für die in England übliche Siemens-Martin-Güte ein Preisaufschlag zur Anwendung kommt. Immerhin wurde der Versuch unternommen, möglichst genaue Annäherungswerte zu errechnen. Der Preisvergleich zeigt im allgemeinen ein günstiges Bild für England. Diese Preise bilden natürlich keinen Anhaltspunkt für die Ausfuhrpreise, die z. B. in Belgien auf 25 £ je t für schweren Formstahl gestiegen sind und infolge der kürzlich eingeführten Ausfuhrabgabe und der erhöhten Preise für Ruhrkohle eine weitere Steigerung erfahren dürften.

Großbritanniens Handel in Auslandserzen

Vor dem Kriege bezogen die englischen Hochofenwerke ihren Bedarf an ausländischen Eisenerzen unmittelbar von den Einfuhrfirmen, die ihrerseits auf dem offenen Markt kauften. Seit April 1946 ist nur noch eine Stelle für den Erzeinkauf aller Verbraucher in Großbritannien zuständig, eine Regelung, die beträchtliche Aufmerksamkeit erweckt hat und lebhaft erörtert worden ist. Die nachfolgenden Ausführungen entstammen einer englischen Untersuchung über die Wirkungen dieses einheitlichen Großeinkaufes im Eisenerzhandel.

Die Wichtigkeit der Eisenerzeinfuhr für die britische Eisen- und Stahlindustrie bedarf keiner besonderen Erwähnung. Die inländische Eisenerzförderung vermag den Bedarf der Hochofenwerke nicht zu decken. Außerdem haben die Erze teilweise einen verhältnismäßig geringen Eisengehalt, während Wirtschaftlichkeit und Brennstoffeinsparung die Verwendung möglichst hochwertiger Erze erfordern.

Die inländische Eisenerzförderung ist gegenüber den Kriegsjahren auf etwa den Friedensstand zurückgefallen *(s. Zahlentafel 1 und 2)*. Durch die Einführung der Fünftagewoche und andere Zugeständnisse hatte man gehofft, mehr Arbeiter für die Gruben zu gewinnen und dadurch die Förderung zu steigern, aber die Notwendigkeit, Auslandserze zu beziehen, blieb.

Bei Kriegsende stieß die Erzeinfuhr auf mancherlei Schwierigkeiten. Verschiedene Gruben hatten Schäden davongetragen, Ladevorrichtungen waren zerstört worden, und der Schiffsraum hatte beträchtlich abgenommen. Unter diesen Umständen kam es zur Gründung der Britisch Iron and Steel Control (Erz) B.I.S.C. als der Stelle, die vom 1. April 1946 an die Erzeinkäufe auf die Dauer von mindestens zwei Jahren tätigen darf. Die neue Gesellschaft übernahm die während des Krieges von der Abteilung Auslandserze der Iron and Steel Control durchgeführten Aufgaben, wobei sie sich auch deren eingearbeiteten Personals mit seiner genauen Kenntnis des Großeinkaufs und der Verteilung bediente. Sie beschränkte sich aber nicht nur auf den Einkauf, sondern pachtete auch den nötigen Schiffsraum. Hier stieß sie zu Beginn ihrer Tätigkeit auf großen Mangel an geeigneten Erzdampfern von etwa 5000 t, da gerade diese Schiffsklasse im Kriege schwere Einbuße erlitten hatte. Es mußte deshalb eine größere Zahl Dampfer von ungefähr 10 000 t eingestellt werden, für die aber nur wenige Häfen die geeigneten Lade- und Löschvorrichtungen hatten. Im ersten Jahre ihres Bestehens verwendete die Gesellschaft vornehmlich vom Verkehrsministerium zur Verfügung gestellten Frachtraum, doch mietet sie seit Juni 1947 alle Schiffe auf dem offenen Markt durch ihre eigene Verkehrsabteilung und bezirkliche Stellen.

Zahlentafel 1. Großbritanniens Eisen- und Manganerzförderung 1938 bis 1946 (in 1000 metr. t) nach Gebieten

	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1946
Eisenerz									Einzelangaben nicht vorhanden
England	11840,2	14493,6	17715,8	19015,4	20013,2	18645,4	15589,8	14291,3	
darunter:									
Lincolnshire	3493,8	4777,5	6172,7	6434,8	6799,0	5963,1	5363,3	4970,3	
Northamptonshire	3893,5	4740,9	5489,8	6179,0	6596,1	6557,8	5346,8	5103,2	
Yorkshire	1540,8	1575,0	1932,0	1951,4	1915,2	1785,1	1533,1	1218,7	
Leicester	892,8	1106,0	1138,6	1160,3	1138,7	996,1	898,2	855,3	
Cumberland	689,4	665,8	714,1	652,6	603,6	586,8	528,0	412,3	
Oxfordshire	540,5	761,0	907,4	1115,9	1412,5	1534,6	1342,3	1076,0	
Rutland	539,1	618,6	1082,6	1273,2	1335,0	1006,9	505,2	614,5	
Staffordshire	129,0	139,7	186,4	189,7	152,2	144,9	16,9	1,6	
Lancashire	117,8	106,9	79,1	44,2	21,7	18,8	15,3	—	
Sonstige	3,5	2,2	13,1	14,3	39,2	51,3	40,7	39,4	
Wales	191,0	208,2	236,2	213,0	169,6	127,2	121,6	105,5	
Nord-Irland	—	—	—	—	4,4	6,5	0,8	—	
Schottland	17,7	15,6	33,0	49,4	36,8	10,5	7,0	4,9	
Insgesamt	12048,9	14717,4	17985,0	19277,8	20224,0	18789,6	15719,2	14401,7	12368,0
Manganerz									
Wales	—	—	0,9	1,2	10,8	20,5	17,8	11,5	

Zahlentafel 2. Großbritanniens Förderung von Eisen- und Manganerzen nach Sorten sowie die Zahl der auf den Erzgruben beschäftigten Arbeiter 1938 bis 1945

Bezeichnung der Erze	Förderung in 1000 metr. t								Beschäftigte Arbeiter							
	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945
Westküsten-Hämatit	807,8	772,7	793,3	696,8	625,3	605,6	543,3	1412,2	1877	1629	1799	1735	1704	1658	1540	1390
Jurassischer Eisenstein	10897,5	13578,1	16721,2	18113,6	19196,2	17843,0	14988,3	6213,9	5587	6455	7445	7988	8446	7963	7097	6116
Blackband u. Clayband	152,5	156,2	221,2	240,1	189,9	156,0	24,5	2.0	409	432	893	696	604	546	35	2
Andere Eisenerze	191,1	210,4	249,3	227,3	212,6	185,0	163,1	366,8	3 3	442	534	641	594	498	449	361
Insgesamt	12048,9	14717,4	17985,0	19277,8	20224,0	18789,6	15719,2	14401,7	8246	8958	10671	11070	11338	10665	9121	7869
Manganerze	—	—	0,9	1,2	10,8	20,5	17,8	11,5	—	—	8	44	101	110	98	37

Zahlentafel 3. Einfuhr von Eisenerz (ohne manganhaltiges und Chromeisenerz sowie Schwefelkies) 1936 bis 1946 (in 1000 metr. t)

Herkunftsland	1936	1937	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1946
Neufundland und Küste von Labrador	138,0	262,7	44,5	192,0	600,6	248,4	243,7	2,6	20,0	330,9	695,8
Sierra Leone	385,3	342,5	195,3	193,1	514,7	934,7	677,2	510,1	492,5	807,8	618 2
Andere britische Besitzungen	0,2	16,0	0,2	0,8	59,4	293,7	112,3	4.6	4.0	5,3	7,7
Insgesamt britische Besitzungen	523,5	621,2	240,0	385,9	1174,7	1476,8	1033,2	517,3	516,5	1144,0	1321,7
Algier	1386,9	1473,8	1355,3	1526,7	1181,5	1,0	—	310,5	647,0	1113,3	1467,9
Brasilien	62,0	96,0	38,5	31,8	109,6	—[1])	—[1])	266,1	244,2	294,0	47,2
Frankreich	237,1	414,3	323,1	522,3	498,2	—	—	—	—	—	116,5
Niederlande	58,7	65,6	63,3	62,1	11,3	—	—	—	—	—	—
Norwegen	443,7	667,9	580,5	365,6	138,2	3,7	—	—	—	—	8,5
Spanien	1204,8	945,0	601,0	576,5	666,3	268,8	241,9	269,6	209,6	230,2	746,6
Spanisch-Nordafrika	168,3	188,0	160,7	126,3	45,1	391,1	451,0	550,4	582,2	622,7	608,1
Schweden	1259,0	1757,0	1303,8	1165,8	496,6	—	—	—	—	641,0	1970,9
Tunis	617,5	726,4	465,8	499,3	295,4	8,4	—	—	—	84,3	91,0
Sonstige Länder	53,0	106,0	51,5	61,4	4,5	170,0	226,3	10,8	7,5	9,2	213,1
Insgesamt fremde Länder	5490,9	6440,0	4943,5	4937,8	3446,7	843,0	919,2	1407,4	1690,5	2994,7	5269,8
Insgesamt	6014,4	7061,2	5183,5	5323,7	4621,4	2319,8	1952,4	1924,7	2207,0	4138,7	6591,5

[1]) Unter „Sonstigen Ländern" aufgeführt.

In *Zahlentafel 3* ist die Einfuhr des Jahres 1946 der der Vorkriegs- und Kriegsjahre gegenübergestellt[1]). Im Jahre 1937 rechnete man allgemein mit einer Knappheit an Eisenerz, so daß die Hochofenwerke eifrig kauften. Die Knappheit trat aber nicht ein, und 1938 gingen die Käufe demgemäß zurück. Das beste Vergleichsjahr dürfte daher 1936 sein. Die Zahlen geben eine Vorstellung von der gewaltigen Aufgabe, die die B.I.S.C. (Erz) zu bewältigen hatte. Die einzigen Lieferländer innerhalb des britischen Weltreiches waren Sierra Leone und Neufundland. Bei ihren Käufen muß die Gesellschaft fortgesetzt die Währungsfrage im Auge behalten. Sie kauft z. B. große Mengen schwedischer und kanadischer Erze; aber gerade solche Käufe, bei denen es sich um die sogenannten harten Währungen handelt, verlangen die Berücksichtigung nationaler Belange.

Wie *Zahlentafel 3* ausweist, hat die Einfuhr aus der Sierra Leone und Neufundland gegenüber der Vorkriegszeit, wo der größte Teil der Förderung nach Deutschland ging, erheblich zugenommen. Auch die Käufe von Schwedenerzen sind gestiegen, wogegen die Lieferungen aus Norwegen unbedeutend waren, eine Folge der während des Krieges eingetretenen Zerstörungen oder Beschädigungen von Gruben und Verladeanlagen. Die Einfuhr aus Frankreich ist gesunken, weil es seine Erze selbst benötigt. Die Lieferungen aus Algier haben sich gut behauptet, während die aus Tunis zurückgegangen sind; es ist hier jedoch mit einer Besserung zu rechnen, wenn die wichtigsten tunesischen Verschiffungshäfen wieder in vollem Betrieb sind, die sich augenblicklich, einschließlich La Goulette und Bizerta, in schlechtem Zustand befinden. Der Erzbezug aus den spanischen Häfen in Nordafrika hat gesteigert werden können, dagegen weist der Versand aus Spanien einen Rückgang auf. Die nordspanischen Gruben gehen allmählich ihrer Erschöpfung entgegen, und die Güte der Erze nimmt ständig ab. Rubio-Erz ist kaum zu haben, tatsächlich ist nur Spateisenstein am Markt. Deutschland bezog vor dem Kriege große Mengen von den nordafrikanischen Häfen, was erklärt, daß diese Erze jetzt in stärkerem Umfang zur Verfügung stehen.

Ein Erzeinkauf durch eine Stelle ist nur zu rechtfertigen, wenn es gelingt, den Bedarf bei annehmbaren Preisen voll zu decken. Das muß nicht unbedingt der niedrigste Preis sein, den man bei dem Verkäufer herausholen kann. Einem Rohstofflieferer unzureichende Preise aufzwingen, hieße die Gans schlachten, die die goldenen Eier legt. Selbstverständlich dürfen die Preise auch nicht höher sein, als der Verbraucher auf dem freien Markt gezahlt hatte. Betrachtet man die Tätigkeit der B.I.S.C. (Erz) von diesen zwei Standpunkten aus, so muß sie als befriedigend bezeichnet werden. Die Roheisenerzeuger sind voll beliefert worden trotz den Kriegsschäden an Schiffen, Gruben und Häfen. Die Cif-Preise für Erze aller Herkunftsländer betragen durchschnittlich 30 bis 32 sh je t. Dieser vom Verbraucher gezahlte Preis kann nicht als zu hoch bezeichnet werden, wenn man alle Umstände berücksichtigt. Die von der Industrie aufgebrachten Gelder zur Bezahlung der Erze und Deckung der Verluste sind nur in geringem Umfang beansprucht worden, und zwar in den ersten zwölf Monaten der Tätigkeit der Gesellschaft mit nicht mehr als 6 d je t. Ein Teil der Frachtkosten wird noch vom Versorgungsministerium übernommen, doch dürften die Zuschüsse in dem Maße verschwinden, als sich die Frachtsätze wieder der Norm nähern.

Wie bereits erwähnt, pachtet die B.I.S.C. (Erz) den Schiffsraum lieber auf dem freien Markt, als daß sie sich auf die Zuweisungen durch das Verkehrsministerium verließe. In Uebereinstimmung mit diesem sieht man hierin einen ersten Schritt zur Beseitigung der behördlichen Lenkung.

Von den Verteidigern des Großeinkaufs wird betont, daß sich erhebliche Ersparnisse erzielen lassen, wenn nur ein Käufer am Markt ist. Es dürfte auch kaum zweifelhaft sein, daß der Käufer beträchtlich höhere Preise als die gegenwärtigen bezahlen müßte, wenn er seine Käufe selbst durchführte. Sicherlich haben andere Länder höhere Fob-Preise zu zahlen als die zum Nutzen der britischen Verbraucher festgesetzten.

B.I.S.C. (Erz) ist gegenwärtig der größte Käufer von Auslandserzen in der Welt. Das kann an sich ein Nachteil sein. Die Gesellschaft muß kaufen und wäre somit womöglich Preistreibereien ausgesetzt. Tatsächlich ist das bisher nicht vorgekommen. Wenn die Gesellschaft auch ein mächtiger Käufer ist, so ist sie doch kein drängender Käufer. Sie verfügt über reichliche Vorräte, die als Puffer gegen Preistreibereien dienen. Und die Gesellschaft braucht wohl Erze, reißt sich aber nicht darum. Das ist so zu verstehen, daß sie lieber Angebote entgegennimmt, als Verkäufer sucht für dringende Geschäfte. Sie tritt in Verträge ein, tätigt aber auch kurzfristige Käufe. Gleichzeitig arbeitet sie unter Bedingungen, wo sich Angebot und Nachfrage schließlich ausgleichen. Wäre ein Ueberangebot von Eisenerzen vorhanden, so könnte ein Großeinkauf durch nur eine Stelle weniger vorteilhaft erscheinen; doch ist hier dann wieder der Mangel an Frachtraum zu berücksichtigen. Wie dem auch sei, die Menge der verfügbaren ausländischen Eisenerze wird für 1947 auf höchstens 14 Mill. t geschätzt, der Bedarf Großbritanniens auf 6,5 Mill. t und der Weltbedarf auf 12,5 Mill. t.

Die Gesellschaft benutzt fast ausschließlich die alten Lieferwege. Es ist keine Rede davon, die früher im Erzeinfuhrgeschäft tätig gewesenen Firmen auszuschalten, ihre Dienste sind vielmehr willkommen und werden offen gebraucht. Sie können jedoch nur an die B.I.S.C. (Erz) verkaufen und keine Geschäfte mehr mit Einzelverbrauchern abschließen. Und in Frage kommt der Preis, den die Gesellschaft für angemessen hält.

Die Erzpreise werden im laufenden Jahr durchschnittlich etwas höher liegen als 1946, aber die Erhöhungen sind nur gering. Mit Schweden ist ein neuer Vertrag unterzeichnet worden, der eine Preiserhöhung von 5 sh je t vorsieht, die aber weitgehend von der Einschätzung der schwedischen Krone abhängt. Laut Vertrag kann Großbritannien in der Zeit vom 1. Juli 1947 bis 30. Juni 1948 bis zu 2 Mill. t Schwedenerze beziehen.

[1]) Die in „Stahl u. Eisen" 66/67 (1947) S. 134 veröffentlichte Zahlentafel wird durch diese Angaben berichtigt und ergänzt.

Zur Lage der kanadischen Eisen- und Stahlindustrie

Die folgenden Ausführungen entstammen einer Veröffentlichung der „British Iron and Steel Federation"[1]), in der unter Beigabe einer Standortkarte (*Bild 1*) über die Kohlen- und Erzvorkommen, die Hütten- und Walzwerke usw. ausführlich über die Entwicklung und den gegenwärtigen Stand der kanadischen Eisen- und Stahlindustrie berichtet wird.

Nach einem Ueberblick über die geschichtliche Entwicklung stellt der Bericht fest, daß Kanada heute der größte Stahlerzeuger unter den Kronländern des Britischen Reiches ist mit einer jährlichen Leistungsfähigkeit von über 3 Mill. t Stahl. Diese Entwicklung ist nicht stetig über eine Reihe von Jahren vor sich gegangen, sondern beruht auf dem Kriegsgeschehen. Im Jahre 1929, dem Jahre größter Leistung vor dem zweiten Weltkrieg, wurden nur 1,1 Mill. t Roheisen und 1,4 Mill. t Stahl und Stahlguß hergestellt. Infolge des Wirtschaftsniederganges verminderte sich im Jahre 1932 die Erzeugung auf rd. 146 000 t Roheisen und 345 000 t Stahl, stieg jedoch bis zum Jahre 1937 wieder auf rd. 900 000 t bzw. 1,4 Mill. t an. Bei Kriegsausbruch im Jahre 1939 verfügte Kanada über 10 Hochöfen mit einer Gesamtleistungsfähigkeit von 1,5 Mill. t jährlich und 90 Stahlöfen mit einer Leistungsmöglichkeit von 2,1 Mill. t jährlich. Die Höchsterzeugung wurde 1942 erzielt; die Roheisenerzeugung erreichte fast 2 Mill. t und die Stahlerzeugung etwa 3 Mill. t. Während des Krieges hat sich vor allem die Erzeugung an legierten Stählen — fast ganz in den Händen der Atlas Steel Ltd. — entwickelt. Während 1939 rd. 52 000 t an legiertem Stahl und Stahlguß hergestellt wurden, stellte sich 1943 diese Erzeugung auf rd. 375 000 t. Die Herstellung an Ferrolegierungen (Ferromangan, Ferrosilizium und Spiegeleisen) betrug im Jahre 1929 rd. 90 000 t (1932 nur 16 000 t); sie erreichte 1940 rd. 135 000 t und 1942 die Höchstleistung von 190 000 t.

Die gesamte kanadische Eisen- und Stahlindustrie befindet sich in den Händen von sechs Gesellschaften und ist in zwei Haupterzeugungsbezirken zusammengeballt. Wie aus *Zahlentafel 1* hervorgeht, sind an der Roheisenerzeugung vier Gesellschaften beteiligt, von denen drei in Ontario und eine in Sydney (Neuschottland) beheimatet sind. Die fünf genannten Stahlwerke umschließen etwa 93% der Erzeugungsmöglichkeit.

Die bedeutendste Gesellschaft ist die Steel Company of Canada mit drei verschiedenen Werken in Hamilton,

[1]) Monthly Stat. Bull. 22 (1947) Nr. 4, S. 1/10; s. a. Stahl u. Eisen 59 (1939) S. 25/26; 66/67 (1947) S. 338.

darunter dem größten Stahlwerk mit einer jährlichen Leistungsfähigkeit von 1 Mill. t. Haupterzeugnisse sind Grob-, Fein- und Weißbleche sowie Walzdraht. In 80 Koksöfen können jährlich etwa 450 000 t Koks erzeugt werden. In den Ontario-Werken in Hamilton werden ausschließlich Walzerzeugnisse, in den Kanada-Werken Draht und Drahtwaren hergestellt. Weiter verfügt die Gesellschaft über kleinere Betriebe in Montreal, Lachine, Brantford, Gananoque und Toronto sowie Erzgruben am Oberen See und Kohlenbergwerke in Mather (Pennsylvanien).

Bild 1. Standorte von Kanadas Bergbau und Eisenindustrie.

Die Algoma Steel Co., Sault Ste. Marie, verfügt über 12 Siemens-Martin-Oefen und eine Bessemerbirne mit einer Gesamtleistungsfähigkeit von 900 000 t. In 244 Koksöfen können mehr als 1 Mill. t Koks gewonnen werden. Bis 1935 wurde in Kanada kein Formstahl von mehr als 7 Zoll (178 mm) hergestellt; im März des genannten Jahres wurde bei der Gesellschaft ein 30-Zoll- (762- mm-) Walzwerk errichtet, auf dem 15 verschiedene Arten schwerer Profile

Zahlentafel 1. Die Hauptwerke der kanadischen Eisen- und Stahlindustrie

Werke	Lage	Anzahl der Hochöfen	Jährliche Leistungsmöglichkeit im Jahre 1945 (in 1000 t)	
			Roheisen	Stahlblöcke u. Stahlguß
Steel Company of Canada	Hamilton (Ontario)	3	668	1003
Algoma Steel Corporation, Limited	Sault Ste. Marie (Ontario)	5	939	884
Dominion Steel & Coal Corporation	Sydney (Neuschottland)	4	662	681
Atlas Steel Limited	Welland (Ontario)	2	165	153
Canadian Furnace Company, Limited	Port Colborne (Ontario)	—	—	—
Dominion Foundries & Steel Limited	Hamilton (Ontario)	—	—	272
zusammen		14	2434	2993
dazu versch. kl. Werke		—	14[1])	212
Gesamtleistungsfähigkeit		—	2448	3205[2])

[1]) Eisenlegierungen. — [2]) Davon 2 729 000 t Siemens-Martin- sowie 76 000 t Elektro- und anderer Stahl.

bgewalzt werden können. 1939 wurden eine Weißblechnlage mit 55 000 t jährlicher Leistungsfähigkeit in Betrieb enommen und gleichzeitig ausgedehnte Rohstoffvorkommen erworben. Die Kohle für die Koksöfen kommt aus annelton (Westvirginien), Kalkstein aus Fiborn (Michigan) nd Dolomit aus Ozark (Michigan).

In den Sydney-Werken der Dominion Steel and oal Co. sind 15 Siemens-Martin-Oefen vorhanden. aupterzeugnisse sind Bleche, Schienen und Draht. Eine oksofenbatterie von 180 Oefen erhält ihre Kohle aus den thegelegenen Kohlenfeldern. Verhüttet wird vornehmlich Wabanaerz aus werkseigenen Vorkommen; Kalkstein wird gleichfalls aus Neufundland bezogen.

Bei der Dominion Foundries and Steel Ltd., Hamilton, werden vornehmlich Bleche, warm- und kaltgewalzter Bandstahl, Weißbleche und Stahlguß hergestellt. Neben einer vorhandenen Vierwalzen-Blech- und Streifenstraße ist die Errichtung einer halbkontinuierlichen Anlage zur Herstellung von Fein- und Weißblechen geplant.

Die Canadian Furnace Co. Ltd., Port Colborne, stellt in Verbindung mit der Roheisenerzeugung hauptsächlich Eisenlegierungen her. Die Herstellung legierter Stähle liegt fast ausschließlich bei der Atlas Steel Ltd., Welland, deren sechs Elektroöfen eine jährliche Leistungsfähigkeit von rd. 150 000 t haben.

Außer den hier genannten sechs großen Gesellschaften befinden sich noch einige kleinere Werke in den Provinzen Alberta, Manitoba und British Columbia.

Die Rohstoffversorgung der kanadischen Eisenindustrie ist ganz besonders abhängig von Einfuhren. In den Jahren 1934 bis 1937 mußten praktisch das gesamte Eisenerz, fast zwei Drittel des Kalksteins und Schrotts sowie mehr als die Hälfte der benötigten Kokskohle eingeführt werden. Für die Werke in der Provinz Ontario ist es vorteilhafter, die hochwertigen Eisenerze vom Oberen See zu verhütten als die einheimischen minderwertigen Erze[2]). Auch Kohle kann leichter und billiger von den Kohlengruben in Pennsylvanien bezogen werden als von den sehr entfernt liegenden Gruben in den Provinzen Alberta und Neuschottland.

Im Außenhandel Kanadas war die Einfuhr an Eisen- und Stahlwaren der größte Posten und machte im Jahre 1943 etwa ein Viertel des Gesamteinfuhrwertes aus. Die Ausfuhr war normalerweise gering. In den Kriegsjahren 1942 und 1943 ist jedoch auch sie auf rd. ein Viertel der kanadischen Gesamtausfuhr gestiegen.

Vor dem Kriege führte Kanada meist Halbzeug aus und hochwertige Fertigerzeugnisse — Bleche, Fein- und Weißbleche, Bandstahl und Streifen — ein. Während des Krieges spielte Kanada dann eine Rolle als Lieferer aller Arten von Stahlerzeugnissen. So führte Großbritannien im Jahre 1941 fast 290 000 t aus Kanada ein; wenn auch diese Einfuhren in den folgenden Kriegsjahren beträchtlich zurückgegangen sind, hat Kanada doch seine Bedeutung als Halbzeuglieferer behalten.

Im Jahre 1945 lag die Leistungsfähigkeit an Roheisen und Stahl etwa 50 % höher als im Jahre 1938. Zugenommen hat vor allem die Leistungsfähigkeit der Siemens-Martin-Werke; auch die Leistungsfähigkeit der Elektroöfen stieg von 180 000 t auf rd. 480 000 t. Im gleichen Maße hat sich die Leistungsmöglichkeit für die Herstellung von Walzwerkserzeugnissen gehoben. So waren zum Beispiel die Einrichtungen für die Herstellung von Blechen im Jahre 1945 fast dreimal so groß wie im Jahre 1938, während sich die Erzeugungsmöglichkeit an Weißblech von 90 000 t auf 317 000 t steigerte. In dem gleichen Zeitraum verdoppelten sich die Fertigungsmöglichkeiten für Stabstahl.

Ende des Jahres 1945 kam auf dem Werk Hamilton der Steel Company of Canada ein Streifenwalzwerk mit einer Streifenbreite von 56 Zoll (1422 mm) in Betrieb. Das war der zweite Schritt zur Ausführung eines schon vor dem Krieg entwickelten Planes, den Bedarf an Blechen im Lande selbst zu decken, nachdem schon 1941 ein Grobblechwalzwerk (Walzenbreite 110 Zoll = 2,8 m) erstellt

[2]) Zur Zeit sind Bestrebungen im Gange, die hochwertigen Eisenerz-Vorkommen zwischen Quebeck und Labrador weiter zu erforschen und aufzuschließen [New York Herald Tribune (Monthly Economic Review) vom 3. 11. 1947].

worden war. Nach der Beendigung des Krieges wurde mit der Errichtung einer Kaltwalzwerksanlage begonnen, die Ende 1947 in Betrieb kommen soll und auch eine elektrolytische Verzinnung umschließen wird. Die Gesamtleistungsfähigkeit dieser Anlage wird mit etwa 600 000 t je Jahr angegeben.

Die Lage auf dem Schrottmarkt

Im Monat Oktober stieg die Siemens-Martin-Stahlerzeugung gegenüber dem Vormonat um rd. 11 000 t an, so daß die Werke gezwungen waren, wiederum auf ihre eigenen Bestände an Stahlwerksschrott zurückzugreifen. Nachdem der Schrotthandel mit seinen Ablieferungen um rd. 7000 t gegenüber dem September zurückblieb und schon die vormonatlichen Lieferungen den tatsächlichen Zukaufsbedarf nicht decken konnten, betrug der Bestandsverlust rd. 20 000 t. Dieser Bestandsschwund wurde durch das sich ständig bessernde Verhältnis von Thomas- zu Siemens-Martin-Stahl, das im Oktober 41 : 59 % betrug, etwas abgebremst. Die Bevorratung der in Betrieb befindlichen Werke ist aber weiterhin kritisch. Verschiedene Werke sind daher dazu übergegangen, ihre eigenen Zerkleinerungsanlagen wesentlich stärker als bisher einzuschalten.

Die Versorgungslage der Werke mit Hochofenschrott hat sich infolge Ansteigens der Roheisenerzeugung weiterhin verschlechtert, so daß der Schrotteinsatz bei der Roheisenerzeugung um 5 % gegenüber dem Vormonat gefallen ist. Die Ablieferungen des Handels lagen um rd. 2500 t unter denen des Monats September, da besonders Späne aus frischem Entfall nur in geringen Mengen zur Verfügung stehen. Es kommt hinzu, daß sich die Wagengestellung infolge der Hackfrucht- und Kartoffeltransporte erheblich verschlechtert hat. Infolgedessen haben die Hochofenwerke ebenfalls versucht, durch Eigenaufbereitung von Hochofenschrott die aufgetretenen Lücken zu schließen.

Die Gießereien können nach wie vor nur ganz ungenügend mit Gußbruch versorgt werden, so daß sie gezwungen sind, mit höherem Roheisenanteil zu gattieren.

Die Lage auf dem Roheisenmarkt

Im Vormonatsbericht kam bereits zum Ausdruck, daß der Bedarf an Roheisen gänzlich aus der laufenden Erzeugung gedeckt werden müsse, da Bestände bei den Werken so gut wie nicht mehr vorhanden seien. Daß die derzeitige Erzeugung den Bedarf an Roheisen deckt, zeigen folgende Zahlen:

	Erzeugung in t	Verbrauch in t
Thomaseisen	109 003	101 439
Stahleisen	49 505	46 749
Hämatit- und Gießereiroheisen	21 203	18 818

Bei den verschiedenen Sonderroheisensorten ist das Bild das gleiche. Ferromangan und Spiegeleisen können hingegen noch ausreichend aus Beständen beschafft werden.

Vereinsnachrichten

Inhaltsverzeichnis von „Stahl und Eisen"

Unsere Absicht, für die Jahrgänge 1945/47 ein Inhaltsverzeichnis herauszugeben, scheitert an den derzeitigen Verhältnissen. Wir haben uns deshalb leider entschließen müssen, mit der Veröffentlichung bis zum Abschluß des Jahrganges 1948 zu warten. Die Schriftleitung

Neue Mitglieder

A. Ordentliche Mitglieder:

Arnold, Armin, Ingenieur, Betriebsleiter der Firma Reinhard Tweer, Stahlgießerei, (21a) Kracks b. Bielefeld; Wohnung: Nr. 365. *47* 207
Arns jr., *Carl*, Prokurist, Gebr. Arns, Edelstahlwalzwerke, (22a) Remscheid, Industriestr. 23; Wohnung: Bismarckstr. 89. *47* 208
Bilstein, Friedrich, (21b) Hohenlimburg, Im Weinhof 28. *47* 227
Bock, Fritz, Oberingenieur, (16) Weilmünster (Oberlahnkr.), Klapperfeld 10. *47* 209
Bruckmayer, Aladar, Dipl.-Ing., beratender Ingenieur für Betriebswirtschaft und Organisation, (13b) Landshut (Bay.), Hans-Wertinger-Str. 36. *47* 198
Eigen, Hans, Dr.-Ing., Oberbergrat a. D., Leiter der Betriebswirtschaftsstelle der Rheinischen Kalksteinwerke G. m. b. H., Dolomitwerke G. m. b. H. und August Zimmermann G. m. b. H., (22a) Wülfrath; Wohnung: Goethestr. 6. *47* 199
Enke, Hermann, Dipl.-Ing., Oberingenieur, Siemens-Schuckertwerke AG., Gruppenleitung, Hannover, Friedrichstraße 1; Wohnung: (20a) Hannover-Linden, Gummistr. 33. *47* 210
Enzmann, Erich, Direktor, Eisenwerk-Gesellschaft Maximilianshütte m. b. H., Hauptverwaltung, (13a) Sulzbach-Rosenberg (Hütte); Wohnung: Hub 2 y. *47* 211
Gobiet, Hans, Dipl.-Ing., Leiter der Betriebswirtschaftstelle der Hüttenwerk Oberhausen AG., (22a) Oberhausen (Rheinl.); Wohnung: Am Grafenbusch 15. *47* 212
Gogoll, Willy, Dipl.-Ing., (14a) Stuttgart-W., Am Kräherwald 193a. *47* 213
Greiner, Emil, Dipl.-Ing., Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung, (22a) Düsseldorf 1, August-Thyssen-Str. 1. *47* 193
Griewing, August, Prokurist u. Einkaufsleiter der Hüttenwerk Geisweid AG., (21b) Geisweid (Kr. Siegen); Wohnung: Lindenstr. 290. *47* 200
Grün, Wolfgang, Dr. agr., Inhaber u. Leiter des Baustoff-Forschungsinstituts „Buchenhof", (22a) Hösel; Wohnung: Preußenstr. 29/31. *47* 201
Hansen, Michael, Dr.-Ing., wissenschaftlicher Mitarbeiter der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute, (22a) Düsseldorf 1, August-Thyssen-Str. 1. *47* 206
Heffinger, Christian, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Dillinger Hüttenwerke AG., Abt. Blechwalzwerke, Dillingen (Saar); Wohnung: (18) Oberlimberg (Saar), Hauptstr. 17. *47* 214
Jarres, Karl, Dr., Vorsitzer des Aufsichtsrates der Klöckner-Werke AG., (22a) Duisburg; Wohnung: Prinz-Albrecht-Str. 7. *47* 215
Keller, Paul, kaufm. Direktor, Klöckner-Werke AG., Werk Düsseldorf, (22a) Düsseldorf; Wohnung: Fichtenstr. 36/38. *47* 216
Landgraf, Werner, Dipl.-Ing., Leiter der Abnahme der Mannesmannröhren-Werke, Abt. Heinrich-Bierwes-Hütte, (22a) Duisburg-Huckingen; Wohnung: Kolumbusstr. 5. *47* 217
Lohoff, Hellmut, Dipl.-Ing., Prokurist der Gebr. Lüngen KG., (22a) Erkrath (Bz. Düsseldorf); Wohnung: Bismarckstr. 3. *47* 218
Monshausen, Leo, Dipl.-Ing., Bewertungssachverständiger, (22a) Burg (Wupper), Eschbachstr. 61. *47* 219
Mügge, Dietrich, Dipl.-Ing., Betriebschef der Maschinen-Abteilung der Hüttenwerk Dortmund AG., (21b) Dortmund; Wohnung: Kirchderner Str. 78. *47* 220
Ostermann, Hans, Fabrikant, Teilhaber der Firmen Ostermann & Co., Köln-Ehrenfeld, und Ostermann & Flus KG., Menden (Kr. Iserlohn); Wohnung: (22b) Lieg über Karden (Mosel). *47* 231
Pawlek, Franz, Dr.-Ing., Oberingenieur und Lehrbeauftragter für Metallurgie an der Technischen Universität Berlin, (1) Berlin-Charlottenburg 2, Hardenbergstr. 35; Wohnung: Berlin-Köpenick, Dammheidestr. 18. *47* 203
Schäfer, Hermann, Dr.-Ing., Direktor, Gutehoffnungshütte Oberhausen AG., Werk Sterkrade, Oberhausen-Sterkrade, Bahnhofstr. 66; Wohnung: (22a) Essen-Heisingen, Elsaßstr. 36. *47* 221
Schrader, Angelika, Dr.-Ing., wissenschaftliche Mitarbeiterin, Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung, (22a) Düsseldorf 1, August-Thyssen-Str. 1; Wohnung: Düsseldorf-Kaiserswerth, Leuchtenberger Kirchweg 9. *47* 204
Seelbach, Jacob, Betriebsleiter, Hüttenwerke Ruhrort-Meiderich AG., Duisburg; Wohnung: (22a) Duisburg-Meiderich, Feodorstr. 20. *47* 222
Strothotte, Martin, Betriebsassistent, Gußstahlwerk Witten AG., Abt. Walzwerk, Witten (Ruhr); Wohnung: (22a) Essen, Königsberger Straße 9. *47* 202
Thönnessen, Jakob, Prokurist, Fa. Otto Wolff, Köln, Geschäftsführer der Metall- und Eisenwarenhandelsgesellschaft m. b. H., Köln; Wohnung: (22c) Köln-Lindenthal, Fritz-Hönig-Str. 5. *47* 223
Walter, Hans, Dr.-Ing., Hüttenwerk Rheinhausen AG., Rheinhausen (Ndrh.); Wohnung: (22a) Rheinhausen-Hochemmerich, Bahnhofstr. 111. *47* 224
Weishaar, Max, Ingenieur, Inhaber der Firma J. Ferbeck & Cie., Industriebau, Schornstein- u. Feuerungsbau, Aachen-Mülheim (Ruhr)-Lemgo; Wohnung: (22c) Aachen, Wallstr. 23. *47* 225
Wibbeke, Berthold, Handlungsbevollmächtigter, August-Thyssen-Hütte AG., (22a) Duisburg-Hamborn; Wohnung: Weseler Str. 26, Pollmannhaus. *47* 226
Wiedemann, Fritz, Dr. phil., Dipl.-Ing., Direktor, North German Coal Distribution Office, (22a) Essen; Wohnung: Richard-Wagner-Straße 23. *47* 194

B. Studierende Mitglieder:

Böhme, Werner, cand. rer. met., (20b) Clausthal-Zellerfeld 1, Neue Straße 2. *47* 195
Kegel, Helmut, cand. rer. met., (22a) Oberhausen-Sterkrade, Kirchhellener Str. 48. *47* 230
Klimanek, Erich, Studierender des Eisenhüttenwesens, (22a) Osterath (Niederrhein), Strümper-Str. 29. *47* 229
Klute, Werner, Studierender des Eisenhüttenwesens, (21b) Hagen-Haspe, Schützenstr. 25. *47* 228
Rüth, Werner, stud. rer. met., (21b) Hagen-Haspe, Ferlachstr. 2. *47* 196
Schweitzer, Hedwig, cand. rer. met., (22a) Düsseldorf-Rath, Oberrather Str. 10. *47* 205
Sychrovsky, Heribert, cand. rer. met., (22a) Düsseldorf-Oberkassel, Joachimstr. 1. *47* 197

Unsere Toten:

Ewald Alvermann, Remagen (Rhein), * 4. 6. 1872, † 6. 10. 1947.
Max Aurig, München O 27, * 5. 5. 1874, † 29. 5. 1947.
Wilhelm Baniseth, Berlin-Tempelhof, * 2. 1. 1870, † 17. 8. 1947.
Gerhard Behrendt, Wolfenbüttel, * 22. 1. 1906, † 3. 9. 1947.
Otto Berve, Gleiwitz, * 8. 12. 1890, † 11. 3. 1945.
Fritz Bremme, Bochum, * 5. 3. 1908, † 2. 9. 1947.
Lorenz Eisele, Völklingen (Saar), * 29. 1. 1901, † 31. 10. 1947.
Hans Harzheim, Derschlag (Bz. Köln), * 16. 9. 1881, † 24. 8. 1947.
Walter Herbig, Berlin-Charlottenburg, * 12. 8. 1906, † 25. 5. 1947.
Otto Heusler, Dillenburg, * 7. 7. 1901, † 25. 10. 1947.
Karl Kudicke, Duisburg-Hochfeld, * 30. 1. 1891, † 12. 10. 1947.
Bruno Kühn, Berlin-Siemensstadt, * 25. 9. 1890, † 26. 6. 1947.
Felix Loch, Ratingen, * 3. 2. 1880, † 4. 10. 1947.
Heinz Puppe, Leichlingen (Rheinl.), * 16. 2. 1896, † 4. 11. 1947.
Paul Rosenberger, Herborn (Dillkr.), * 10. 6. 1869, † 29. 8. 1947.
Ferdinand Schneider, Kassel-Wilhelmshöhe, * 16. 6. 1859, † 3. 9. 1947.
Fritz Schroth, Weidenau (Sieg), * 12. 12. 1880, † 7. 10. 1947.
Hans Stanka, Mülheim (Ruhr)-Saarn, * 5. 12. 1897, † 17. 10. 1947.
August Ungerer, Stuttgart-Frauenkopf, * 10. 3. 1874, † Okt. 1947.
Franz Zürn, Ortenberg bei Offenburg (Baden), * 20. 11. 1869, † 5. 9. 1947.