

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute

Geleitet von Dr.-Ing. Dr. mont. E. h. O. Petersen

unter Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. W. Steinberg für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 32

11. AUGUST 1938

58. JAHRGANG

Hochofenentlastung durch wärmetechnische Möllervorbereitung. (Erzrösten und Kalksteinbrennen.)

Von Kurt Guthmann in Düsseldorf-Oberkassel.

[Mitteilung Nr. 259 der Wärmestelle des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute¹.]

Ueberlastete Hochöfen, Leistungsverminderung, erhöhter Koksverbrauch, Kalkbedarf, Staubentfall und Gichtgasüberschuß bei Verhüttung armer Inlandserze. Wärmetechnische Vorbereitung armer Inlandserze durch Trocknung, Röstung und Sinterung. Erörterung der Erz-Eigenarten (Rost-, Sinter- und Schmelztemperaturen) sowie der Voraussetzungen für Röstung oder Sinterung. Betriebszahlen von Erzröstöfen. Kalkwirtschaft der Hochofenwerke: Kalkbedarf, Kalksteinbrennen mit Gichtgas, Verhüttung von gebranntem Kalk im Hochofen und voraussichtliche Ersparnisse gegenüber der Aufgabe von Rohkalkstein.

Die Verhüttung eisenarmer Inlandserze im Hochofen hat zahlreiche, von den früheren Betriebsbedingungen abweichende Erscheinungen zur Folge, die mit der Eigenart dieser Erze zusammenhängen. Die Erfahrungen mehrwöchiger, auf verschiedenen deutschen Hochofenwerken mit vielen tausend Tonnen Inlandserz durchgeführter Großversuche sowie weiterer Forschungs- und Betriebsergebnisse wurden als Grundlagen für eingehende Berechnungen benutzt, die bei der „Energie- und Betriebswirtschaftsstelle (Wärmestelle Düsseldorf) des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute“ angestellt wurden. Sie sollen die Fragen berühren, die zu einer Entlastung des durch die Verhüttung der Inlandserze bis auf das äußerste angespannten und überlasteten Hochofens führen können.

Infolge des niedrigen Eisengehaltes von 20 bis 30% im Möller mit armen Inlandserzen, gegenüber früher 45 bis 50% Fe, sinkt die Roheisenerzeugung je Hochofen beträchtlich, d. h. der vorhandene Ofenraum ist bei der Verhüttung armer Erze zu klein geworden.

Es kommt erschwerend hinzu, daß der Koksverbrauch gegenüber früher mit 800 bis 950 kg/t Roheisen um teilweise 50, ja sogar 100% ansteigt. Dieser Anstieg im Koksbedarf ist zum Teil eine Folge des erhöhten Wärmeverbrauchs, der zur Austreibung der natürlichen Nässe, der Kohlensäure und des Hydratwassers aus dem Roherz sowie zum Zerlegen der beim Verhütten dieser Erze erforderlichen großen Kalksteinmengen benötigt wird. Die Ansicht, daß ein im Hochofenschacht vorhandener Wärmeüberschuß diese Arbeit umsonst liefere, ja, daß ein hoher Kalksteinzusatz sogar vorteilhaft für den Ofengang sei, eben weil er einen Teil dieses Wärmeüberschusses beseitige und dadurch der Entstehung von Oberfeuer vorbeuge, muß bei den jetzigen und mehr noch bei den zukünftigen Verhältnissen gründlich nachgeprüft werden. Hierauf hat schon P. Reichardt in einer früheren Arbeit²) hingewiesen: Die Zerlegung des kohlen-sauren Kalks erfolgt bei etwa 900°. Rechnerisch ergibt sich, da 1 kg CaCO₃ einen Bedarf an oberhalb 900° verfügbarer Wärme von 450 kcal bedingt und 1 kg C bei 600° Wind-

temperatur 1958 kcal liefert, ein Mehraufwand von $\frac{450}{1958} = 0,23$ kg C oder für 1000 kg Kalkstein = 230 kg C = 267 kg Koks²).

Bei den schnell durchsetzenden Oefen und der daher nicht ausreichenden Vorbereitung der Beschickung, d. h. der gewaltigen Mehrarbeit des durch die meist kieselsäurereichen Inlandserze überlasteten Hochofenschachts, wird der unter üblichen Verhältnissen vorhandene Wärmeüberschuß völlig verbraucht, und es ist im Gegenteil ein beträchtlicher Brennstoffmangel eingetreten.

Auch W. Lennings³) weist darauf hin, daß durch Verwendung von gebranntem Kalk sowie gerösteten oder gesinterten Inlandserzen voraussichtlich eine beachtliche Senkung des Koksverbrauchs für die Verhüttung erreicht werden kann, ja, daß das Arbeiten mit Roherz und ungebranntem Kalkstein metallurgisch geradezu falsch sei.

Auch der Kalkbedarf der überwiegend sauren Inlandserze ist, um eine richtige Schlackenführung im Hochofen durchführen zu können, übermäßig gestiegen. Selbst bei Einführung der „sauren“ Schmelzweise mit nachfolgender Sodaentschwefelung des flüssigen Roheisens ist man überrascht von der Höhe des mit Rücksicht auf die Schlackeneigenschaften nötigen Kalksteinbedarfs unserer Inlandserze, der auf über das Zehnfache eines früheren Möllers aus Auslandserzen ansteigen kann. Daß dieser für die Verhüttung unbedingt erforderliche hohe Koks- und Kalksteinbedarf zu einer weiteren, sehr bedenklichen Verknappung des Hochofenraums und damit ebenfalls zu einer Leistungsverminderung führt, ist ohne weiteres ersichtlich. Zur Vergasung des Kokses ist eine bestimmte Windmenge erforderlich, und hier liegt der engste Querschnitt für die Hochofenleistung. Denn Blasquerschnitt, Wind- und Koksmenge sowie die Dichte, d. h. die Porigkeit der Beschickung für den Gasdurchgang, sind wichtige, die Roheisenerzeugung bestimmende Einflüsse. Je nach der Höhe der Windpressung, vor allem aber je nach der Beschaffenheit des Erzes, muß man bei dieser großen Windmenge noch eine mehr oder weniger starke Verstaubung des Möllers in Kauf nehmen. Normal ist eine Staubmenge von 3 bis 6%, d. h. 30 bis 60 kg/t Roh-

¹) Vorgetragen auf der 18. Jahresversammlung der Energie- und Betriebswirtschaftsstelle Düsseldorf am 26. Januar 1938 in Mülheim (Ruhr). — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahl-eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²) Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 77/101, bes. S. 88/89.

³) Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 623/25.

eisen; bei Verhüttung eines aus 100% unvorbereitetem Inlandserz bestehenden Möllers wurden jedoch Staubmengen festgestellt, die ein Mehrfaches der Roheisenmenge betragen. Die hohen Staubgehalte im Gichtgas haben zu besonderen Maßnahmen geführt, um die an sich schon durch die größeren Gichtgasmengen stark beanspruchten Gasreinigungsanlagen zu entlasten, zumal da die vorhandenen üblichen Staubsäcke als Grobentstauber nicht mehr genügen. Vor die Feinreinigungsanlagen werden Zyclone in Form von Einfach-, Doppel- oder Vielfach-Wirbeln (Multiklone) geschaltet, die den Staubgehalt auf ein erträgliches Maß (etwa 4 bis 5 g/Nm³) heruntersetzen. Daneben wird hocheisenhaltiger Staub (bis zu 40% Fe) aus dem Gas zurückgewonnen, der sonst im Filterstaub mit nur etwa 10% Fe nicht mehr verhüttbar ist⁴⁾.

Sehr hohe Verhüttungskosten durch Leistungsverminderung, knappen Ofenraum, hohen Koks- und Kalksteinbedarf und durch starke Verstaubung sind die Folgen der Aufgabe eines nicht vor- oder aufbereiteten Möllers. Dazu kommen, wenn nicht alles Gichtgas verwendet werden kann, die durch große Koks- und Windmengen bedingten Gichtgasüberschüsse, die man, wie schon von verschiedenen Seiten vorgeschlagen wurde, zur Möllervorbereitung und

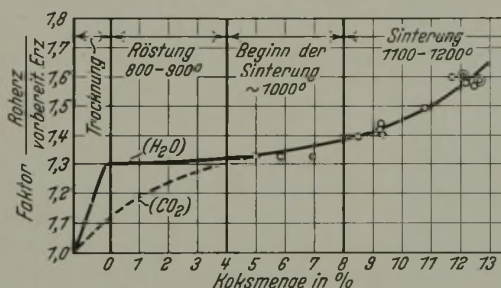


Bild 1. Erzvorbereitung und Koksmenge.

○ Versuchs-sinterung, ⊙ Betriebs-sinterung.

damit zur Hochofenentlastung und Leistungssteigerung heranziehen könnte.

Im folgenden sollen die Möglichkeiten einer derartigen Vorbereitung, d. h. das Rösten von Erz und das Brennen von Kalkstein auf Grund betriebsmäßiger und rechnerischer Grundlagen, sowie die Bedeutung eines derartig „wärmetechnisch“ vorbereiteten Möllers für den Hochofen kurz erläutert werden. Nicht mit einbezogen in diese Betrachtungen sind andere, weitergehende Aufbereitungsverfahren, etwa die magnetische Röstung zur Anreicherung eines auf magnetischem Wege abtrennbaren starkmagnetischen Eisenoxyds ($\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$).

Erzfeuchtigkeit und Möllerkohlensäure sind für den Wärmeverbrauch des Hochofens von weitgehender Bedeutung. Nach E. Senfter⁵⁾ beansprucht das Austreiben der Erzfeuchtigkeit, bestehend aus Grubenfeuchtigkeit und Hydratwasser, sowie der Möllerkohlensäure etwa 46% der gesamten Werkstoffwärme des Hochofens. Betrachtet man den in Bild 1 schaubildlich dargestellten Vorgang der „wärmetechnischen“ Behandlung eines Erzes, so gelangt man über die bei etwa 100 bis 200° erfolgende Trocknung, bei der die natürliche Nässe ausgetrieben wird, zur Röstung, die je nach Eigenart des Erzes etwa im Bereich zwischen 700 und 1000° bei einem Koksbedarf von meist 2 bis 5% vor sich geht. Bei einigen Erzen, z. B. schwefel- und kupferkieshaltigen Siegerländer Spateisensteinen, verläuft infolge der hohen Reaktionswärme und der Wärme aus Schwefel- und

Kupferkies die Röstung exotherm und erhält sich von selbst ohne jede Koks zugabe. Beim Rösten findet eine Zersetzung der Karbonate und eine weitgehende Austreibung des Hydratwassers statt, chemisch als „Glühverlust“, gemessen als Gewichtsverlust, bezeichnet. Je nachdem, ob das Erz vorwiegend Karbonate oder Wasser enthält, erfolgt die Gewichtsschrumpfung des Roherzes nach der in Bild 1 eingezeichneten oberen (H₂O)- oder unteren, gestrichelten (CO₂)-Kurve.

Als Ordinate ist das Gewichtsverhältnis $\frac{\text{Roherz}}{\text{vorbereitetes Erz}}$ gewählt, d. h. für 1 t Rösterz braucht man in dem dargestellten Fall 1,3 t Roherz, für 1 t Sinter jedoch 1,6 t Roherz infolge der bei der Sinterung erfolgenden restlosen Austreibung von Kohlensäure und Hydratwasser neben der mehr oder weniger großen Entfernung von organischen Bestandteilen und von Schwefel, Arsen, Zink usw.

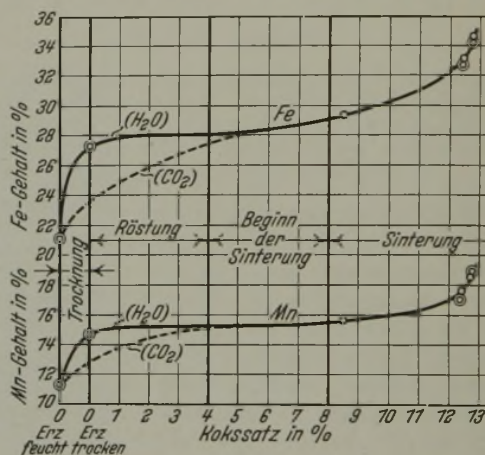


Bild 2. Erzvorbereitung und Metallgehalt.

○ Versuchs-sinterung, ⊙ Betriebs-sinterung.

Bei etwa 6% Koks im Roherz beginnt die Sinterung, die bei dem im Schaubild dargestellten manganhaltigen Inlandserz nach eigenen Betriebsversuchen bei etwa 12% Koks die günstigste Stück- und Geröllbildung ergibt.

Die Versuche wurden mit einer kleinen Sinterpfanne vorgenommen, die die Nachbildung des Rostwagens eines Dwight-Lloyd-Sinterbandes darstellt und der Betriebs-sinterung praktisch gleiche Betriebsverhältnisse ergibt. Eine Versuchsdurchführung im großen konnte wegen der Unmöglichkeit, gewichtsmäßige Erhebungen bei der Größe der Betriebsanlagen einwandfrei durchzuführen, und den Verlustmöglichkeiten bei der Möllermischung, der Förderung zum Sinterband usw. nicht in Betracht kommen. Die Sinterfläche der Versuchspfanne von 400 · 415 mm² bestand aus einem Rost von schmiedeeisernen Roststäben; die Pfanne gestattet die Sinterung einer Roherzmenge von ~ 35 kg, entsprechend einer Schichthöhe von 200 mm. Der Absaugestutzen wurde an die Saugleitung des Betriebs-sinterbandes angeschlossen und der Saugzug durch eine Drosselklappe so geregelt, daß er dem in den Saugkästen der Betriebsanlage herrschenden Unterdruck von 220 bis 300 mm WS entsprach. Der fertige Sinter wurde durch Kippen der Pfanne herausgestürzt. Gezündet wurde durch eine über der Pfanne angebrachte, mit Koksofengas gespeiste Zündhaube. Ein Rostbelag wurde bei den Versuchen nicht verwendet, um das gesamte Gewicht des reinen Sintergutes feststellen zu können. Die Zünddauer betrug — entsprechend den Betriebsverhältnissen — 1,5 min, die Sinterdauer 13,5 min; dies entsprach einer praktischen Sinterbandgeschwindigkeit von 1,15 m/min.

⁴⁾ C. Popp: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 224/31; E. Kayenburg: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 276/79.

⁵⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1373/81 (Wärmestelle 251).

Zur Ermittlung des Metallgehaltes im Agglomerat wurden weitere Versuche mit Kokssätzen bis zu 13% durchgeführt (Bild 2). Die ermittelten Werte stimmten mit den aus dem Sinterfaktor (Bild 1) errechneten überein, d. h.

durch Röstung stieg der Eisengehalt von 21% im Roherz auf etwa 28% und durch Sinterung bis auf 34%.

Um Aufschluß darüber zu bekommen, wie durch eine wärmetechnische Behandlung sich die Stückigkeit des Erzes verändert, wurden einige Untersuchungen in dieser Richtung durchgeführt, die in Bild 3 den Einfluß des Koksatzes und damit der Brenn- bzw. der Sintertemperaturen zeigen.

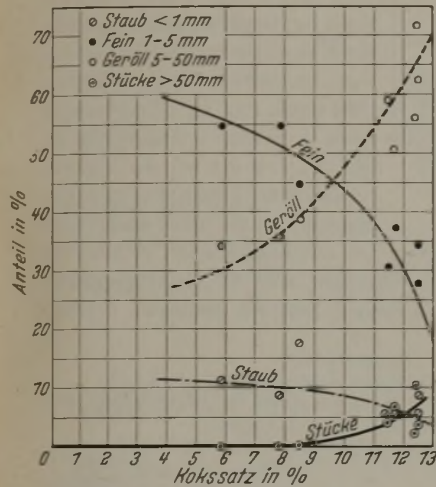


Bild 3. Zusammenhang zwischen Kokssatz und Korngröße bei der Erzvorbereitung.

auf über 70%, während der Anteil an Feingut und Staub stark abnimmt und nur noch knapp 30% ausmacht.

Als guter und für den Hochofenbetrieb besonders geeigneter Sinter ist ein Agglomerat zu bezeichnen, das vorwiegend aus Geröll und Stücken von blauschwarzem Aussehen mit einer Korngröße von 10 bis 60 mm besteht. Der Gehalt an Staub und Fein (unter 5 mm Korngröße) soll möglichst klein und das Agglomerat nicht zerreiblich sein. Außerdem soll der Sinter ein hohes spezifisches Gewicht besitzen (Anteil an Eisen + Mangan). Mit steigendem Koksatz wurde die Beschaffenheit des Sinters besser. Wie Zahlentafel 1 zeigt, steigt bei höheren Koksätzen der Anteil an grobstückigem, durchgesintertem Erz (Geröll + Stücke) von 34% bei 6% Koks auf 82,4% bei 13% Koks, während der Gehalt an Staub und Fein von 66% auf 17,5% sinkt. Bis zu einem Koksgehalt von 8,5% sind bei diesem Erz überhaupt keine Sinterstücke über 50 mm erzielt worden. Ein auf dem Sinterband der Betriebsanlage mit 13% Koks durchgeführter Großversuch deckt sich sehr gut mit den Ergebnissen der Versuchspfanne. (Vgl. Zahlentafel 1 und Bild 1 und 2.)

Von den gleichen Sinterproben wurde mittels Pyknometer das spezifische Gewicht ermittelt. Auch dieses nimmt mit steigendem Koksatz entsprechend der besseren Reduktion des Erzes zu. Während das spezifische Gewicht des Roherzes im Mittel 3,36 beträgt, steigt es im gesinterten Gut auf 3,95 bei einem Koksatz von 12,7%.

Zahlentafel 1. Siebanalyse des Agglomerats der Versuchssinterungen.

Korngröße mm	Korngrößenanteil des Sinters in %							
	Kokssatz in %							
	5,9	7,8	8,5	11,5	11,7	12,4	12,5	13,0
Staub (unter 1 mm)	11,48	8,64	17,52	6,02	6,28	8,98	6,58	4,19
Fein (1 bis 5 mm)	54,47	54,69	43,79	30,99	37,04	34,38	27,93	13,37
Geröll (5 bis 50 mm)	34,05	36,67	38,69	59,07	50,08	55,01	62,30	71,89
Stücke (über 50 mm)	0,00	0,00	0,00	3,92	6,60	1,63	3,19	10,55

Es wurde schon erwähnt, daß die Eigenart des Erzes mitbestimmend für Röstung und Sinterung ist: Chemische Zusammensetzung, mineralogischer Aufbau, physikalische Beschaffenheit, Art der Beimengungen usw. sind ausschlaggebend. Auch eignen sich nicht alle Erze zu dieser Art der Aufbereitung; so zerfallen z. B. verschiedene Roherze bei der Röstung völlig zu Staub.

In Bild 4 wurde versucht, an Hand von Betriebsunterlagen, Veröffentlichungen aus dem Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung, Düsseldorf, und aus dem Fachschrifttum Röst- und Sintertemperaturen der wichtigsten deutschen Erze zusammenzustellen. Die Verhältnisse beim Siegerländer Spateisenstein, der ja schon seit langen Jahren geröstet wird, liegen sehr günstig: Niedrige Rösttemperatur mit teilweise recht niedrigem Brennstoffverbrauch, Sinterung bei etwa 900°, Beginn des Schmolzes bei rund 1000°. Die Uebersicht zeigt aber deutlich, daß man die Erfahrungen mit dem Siegerländer Spat nicht als Vorbild für die wärmetechnische Vorbereitung der anderen kieselsäurehaltigen Erze nehmen kann. So liegt z. B. die betriebsmäßige Rösttemperatur für Porta-Roherz bei mindestens 1000°, für Gutmadinger Baden-Dogger bei rd. 850°, der Erweichungsbeginn dieses Baden-Doggererzes bei 1065° und die haltlose Erweichung, also Schmolzbildung, bei 1130°. Nach einer persönlichen Mitteilung von W. Oelsen wurde bei unreduziertem Porta-Erz eine Schmelztemperatur von 1460°, für Gutmadinger Dogger eine solche von 1350° festgestellt. Für Salzgitter-Erz werden Rösttemperaturen zwischen 950 und 1050° angegeben; zweckmäßig scheint jedoch bei diesem teilweise aus Mulm und aus großen in der Hitze leicht zerfallenden Stücken bestehenden Brauneisenerz die Sinterung zu sein.

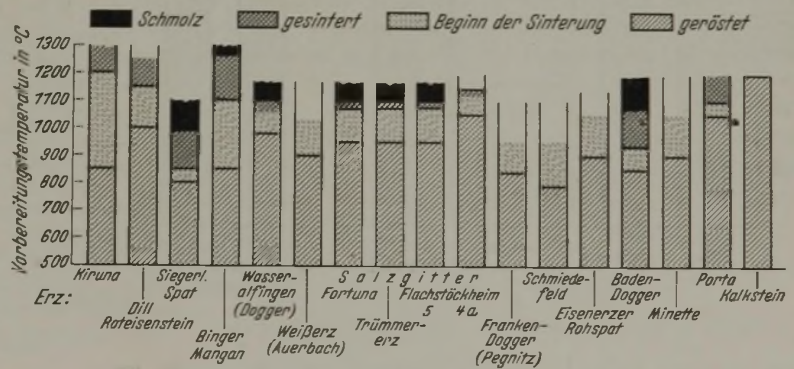


Bild 4. Röst- und Sintertemperaturen der verschiedenen Erze.

Welche Erze wird man nun wärmetechnisch vorbereiten, d. h. welche Voraussetzungen lassen eine Röstung oder Sinterung zweckmäßig erscheinen? Die Zusammenstellung in Bild 5 gibt hierüber Aufschluß: Die in Betracht kommenden wichtigsten Inlandserze sind nach einer bestimmten Reihenfolge nach dem Anteil an Glühverlust (Kohlensäure + Hydratwasser) und natürlicher Nässe geordnet, bezogen auf 1000 kg Eisen. An ungünstigster Stelle steht Porta-Erz mit 1140 kg CO₂ + Hydratwasser und 200 kg natürlicher Nässe, insgesamt 1340 kg/t Fe, während das württembergische Doggererz (Geislingen, Wasseralfingen) im Mittel nur 560 kg Glühverlust + Nässe je t Fe aufweist. Der Eisen-

gehalt dieser Erze ist im linken Schaubild, Glühverlust und Nässe im mittleren Teil eingetragen; außerdem ist bei den Erzen angegeben, ob sie betriebsmäßig schon geröstet (oder gesintert) werden, oder ob durch Versuche die Eignung für eine Röstung ermittelt wurde. Man kann sagen, daß etwa

Wie stark die wärmetechnische Vorbereitung des Möllers den Koksverbrauch im Hochofen beeinflusst, zeigen die Zahlentafeln 2 und 3 sowie Bild 6 für badischen, fränkischen und württembergischen Dogger, für Porta-, Salzgitter-Erz und Minette, deren Koksverbrauch bei der Verhüttung als

Roherz, Rösterz und Sinter angegeben wird. Außerdem sind die Koksverbrauchsahlen eines kiesel-säurereichen Erzes (phosphorhaltiger Chamosit mit 35% Fe) bei Verhüttung mit rohem Kalkstein und bei Verwendung gebrannten Kalkes wiedergegeben. Der Unterschied zwischen dem durch Berechnungen ermittelten und dem praktisch im Großversuch festgestellten Koksverbrauch bei Verhüttung von badischem Dogger-Rösterz (860 gegen 1053 kg/t Roheisen) ist nach E. Senfter²⁾ dadurch zu erklären, daß der bei der Röstung vorhandene Erzkohlenstoff verbraucht wurde und auch noch

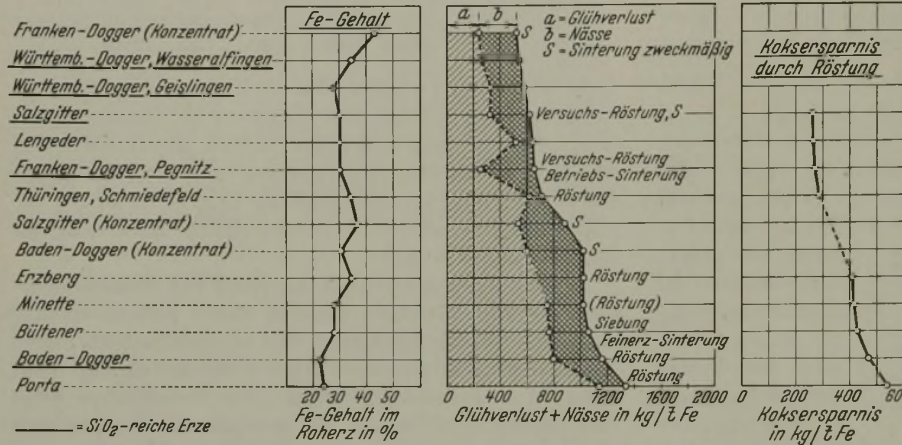


Bild 5. Koksersparnis durch Erzröstung.

von 600 kg Glühverlust + Nässe je t Fe eine Röstung oder, wenn man noch weiter gehen will und es die Eigenart des Erzes erfordert, auch eine Sinterung wünschenswert erscheint. Bei geringeren Gehalten an Kohlensäure und Hydratwasser (= Glühverlust) und natürlicher Nässe als

eine weitere Oxydation der an Kohlensäure gebundenen Eisenoxyde eintritt. Außerdem war die Gichttemperatur beim Verhütten der trockenen Rösterze gestiegen. Voraus-

Zahlentafel 2. Möllervorbereitung und Koksverbrauch. (Auf Grund von Schrifttumsangaben¹⁾, praktischen Versuchen und Berechnungen.)

Erz	Koksverbrauch kg/t Roheisen	Koksersparnis (in %)
Dogger:		
Roherz, fein	1524	—
Roherz, stückig	1142	1333
Rösterz, rechnerisch	860	35,5
Rösterz, Großversuch	1053	21
Minette:		
Roherz	901	—
Rösterz	830	7,9
50 % Sinter ²⁾ im Möller	783	13,1
Kladno, SiO ₂ -reiches Erz von Nutschitz ³⁾ :		
verhüttet mit Kalkstein	1039	—
verhüttet mit gebranntem Hochofenkalk	868	16,5

¹⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1373/80.

²⁾ Höhere Sintergehalte als 60 % im Möller führen infolge geringerer Schachtarbeit zu unzulässigen Gichttemperaturen.

³⁾ Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 509/12.

Zahlentafel 3. Koksverbrauch bei saurer Verhüttung verschiedener Inlanderze. (Auf Grund von Ueberschlagsrechnungen.)

Erz	Koksverbrauch (trocken) in kg/t RE.		
	Roherz stückig	Rösterz	Naßkonzentrat gesintert
Baden-Dogger	1570	1180	1055
Porta	—	(1053) ¹⁾	—
Salzgitter	1575 (1500)	1170	—
Franken-Dogger	1490	1315 ²⁾	1075 ³⁾
Württemberg-Dogger (Geislingen)	1735	1700 ²⁾	1070 ³⁾
	1450 (1400)	—	—

¹⁾ In Klammern () praktischer Verhüttungsversuch.

²⁾ Sintergut. ³⁾ Konzentrat gesintert.

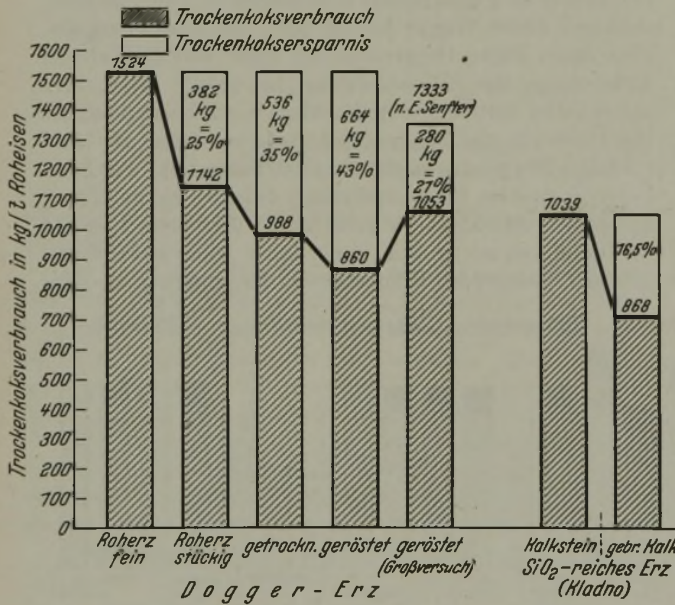


Bild 6. Koksverbrauch bei Erz- und Kalksteinvorbereitung.

600 kg/t Fe übersteigen meist die Röstkosten die Koksersparnis im Hochofen. Besonders günstig liegen für die Sinterung die Verhältnisse bei kiesel-säurereichen Erzen wie Pegnitz, Salzgitter, badischem Dogger von Gutmadingen und Zollhaus Blumberg, württembergischem Dogger von Geislingen und Wasseraufingen. Kalkhaltige Erze erfordern zur Kohlensäure-Austreibung einen höheren Koksverbrauch und verwittern nach der Röstung oder Sinterung leicht. Im rechten Teil des Bildes 5 ist die durch eine Röstung sich ergebende gewichtsmäßige Koksersparnis für verschiedene Inlanderze, ebenfalls bezogen auf 1000 kg Eisen, eingetragen, die z. B. für Porta-Erz bei saurer Schlackenführung 540 kg Koks/t Fe beträgt, bei einem Gesamtkoksverbrauch von etwa 1600 kg/t Roheisen.

Zahlentafel 4. Betriebszahlen von Erzröstöfen.

Erz- und Ofenart	Rösterz-Erzeugung		Rösterz-Erzeugung, bezogen auf den nutzbaren Ofeninhalt oder den Ofenquerschnitt		Wärmeaufwand kcal/t Röstgut	Brennstoffverbrauch je t Röstgut	Zusatz an Feinerz unter 20 mm %	Bemerkungen
	t/24 h	kg/h	kg/m ³	kg/m ² · h				
Siegerländer Spateisenstein Siegerländer Schachtelröstöfen	30—60	1250—2500	—	—	110 000—130 000	4 bis 8%, teilw. 2%	—	Siegerländer Spat.
Siegerländer Röstöfen, alt	9—20	375—855	500—1100	62—137	—	4,5 bis 5% (Koks)	—	Alter Herdorfer Schachtöfen, 2,8 m Dmr., 3 m Höhe, 6,1 m ² Querschnitt, 18,4 m ³ Inhalt.
Siegerländer Röstöfen, neu	45—60	1870—2500	530—720	150—200	157 000	2,25% (Koks)	25	Grube San Fernando b. Herdorf: Ofenquerschnitt 3 × 4 m ² , Höhe 7 m; Ofeninhalt 84 m ³ ; 24,5 t Rostspat je Arbeiter und Tag, Koksgröße 12 bis 40 mm; 50% Fe und 10% Mn im Röstgut (Rohspat: 33% Fe; 6,70% Mn).
Neuer Siegerländer Saugzugofen (Füsseberg)	150	6250	440	500	0	0,0%	9	Spat I, Ofenhöhe 10,80 m; l. Dmr. 3,80 m (200 mm WS Unterdruck) 11,3 m ² ; 122 m ³ .
Neuer Siegerländer Saugzugofen (Füsseberg)	120	5000	350	450	45 000—50 000	0,5%	22	Spat II, Ofenhöhe 10,80 m; l. Dmr. 3,80 m (200 mm WS Unterdruck) 11,3 m ² ; 122 m ³ .
Doppelkegelofen mit natürlichem Zug	60	2500	~ 250	80	250 000	2,8%	9	Spat I, Ofenhöhe 7,90 m; größter Dmr. 6,30 m, unterer Dmr. 5,40 m.
Steirischer Spateisenstein (Eisenerz, Oesterreich) Alte Schachtöfen (Streufeuer)	10—15	415—625	200—300	—	650 000	100 kg Koks (= 10%)	8—15	60 m ³ Gesamtinhalt; kein Kraftaufwand erforderlich.
Apold-Fleißner (Gas + im Ofen vorgewärmter Wind)	~ 300	12 500	6450—11 000	2500	160 000—250 000	Gichtgas ~ 300 Nm ³ /t oder Braunkohlen-Generatorgas (4 bis 6%)	0—20	Kraftaufwand 5 bis 10 kWh/t Röstlerz (Verwendung von Gichtgas) Roherz: 35% Fe; 35% CO ₂ + H ₂ O Röstgut: ~ 48% Fe, 11% CaO, 7% SiO ₂ .
Apold-Fleißner (Gas + im Ofen vorgewärmter Wind)	~ 500	~ 20 000	—	—	170 000	Braunkohlen-Generatorgas (3,5 bis 3,6%)	—	—
Neue Schachtelröstöfen mit Streufeuer	58—60	2400—2500	700	—	160 000—205 000	4 bis 5%	25	Kein Kraftaufwand.
Erze deutschen Vorkommens								
Trocknung auf 85%	—	—	—	—	~ 112 000/t Erz	2,8% Rohkoks	—	17 bis 25% Fe im feuchten Erz, ~ 30% Fe im Röstlerz.
Austreiben des Hydratwassers auf 82%	—	—	—	—	~ 155 000/t Erz	3,5% Rohkoks	—	Im Erz: 6 bis 8% H ₂ O, 16 bis 20% Glühverlust.
Röstung auf 70%	—	—	—	—	~ 250 000/t Erz	3 bis 4% Rohkoks	—	Rösterz: 2 bis 3% Glühverlust; Anreicherung auf 27 bis 30% Fe.
Schachtöfen mit Streufeuer	—	—	—	500	—	3 bis 4% (Waschgrieß)	—	—
Schachtelröstöfen	—	—	—	600—800	—	2,4 bis 2,8%	—	—
Trockentrommel (850°)	—	—	—	—	~ 125 000	Braunkohlenbriketts oder Braunkohle: 3 bis 3,5%	—	Austreibung der Nässe von 12 auf 1 bis 2%.
Drehofen	400—500	17 000—20 000	3500—4500	—	~ 285 000	Generatorgas (8 bis 12,5%)	—	Eisenausbringen: 70 bis 90%.
Spanischer Spateisenstein (Bilbao) Schachtöfen	150	6250	1500	—	150 000—170 000	2,25% Kohle	—	Ofenhöhe 12,50 m, l. Dmr. 4,10 m.
Erze vom „Oberem See“ (Nordamerika) Schachtöfen	8,5	350	—	—	—	5,2% Oel	—	Roherz 49% Fe im Trocknen; Rösterz 52% Fe.

setzung für eine Senkung des Koksverbrauchs durch Erzvorbereitung ist also, daß die Betriebsbedingungen des Hochofens, also z. B. die Gichttemperatur, gleichbleiben und bei der Röstung oder Sinterung keine Änderungen und Verluste im Erz auftreten.

Einen Ueberblick über Betriebszahlen von Erzröstöfen gibt *Zahlentafel 4*. Es handelt sich um eine Zusammenstellung von Angaben aus dem neueren Schrifttum und Unterlagen der Wärmestelle Düsseldorf. Die Tafel ist geordnet nach Erzsorten, Betriebsangaben über die Ofen, über spezifische Leistung, bezogen auf den Ofenraum oder den Ofenquerschnitt, über den Wärmeaufwand in kcal/t Röstgut und über den Brennstoffverbrauch. Was die Röstkosten betrifft, so wird man im großen Durchschnitt mit 1,50 bis 2,50 *R.M.*/t Röstgut rechnen können. Die *Zahlentafel 5* gibt eine Zusammenstellung von Angaben aus dem Schrifttum über die Röstkosten für verschiedene Ofenbauarten:

einen

Siegerländer doppelkonischen Schachtöfen, alten Schachtöfen in Donawitz, Apold-Fleißner-Ofen, neuen Siegerländer Schachtöfen, Spateisenstein-Schachtöfen in Bilbao.

Die Röstung selbst kann in Schacht- oder Drehtrömmelöfen sowie in Röst- oder Sinterpfannen oder auf dem Dwight-Lloyd-Band durchgeführt werden. Bei der Schachtöfenröstung wird die Streufeuerbeheizung, also die Beimischung von 3 bis 12% Koksgrus zum Roherz je nach der Erzbeschaffenheit, oder Gasbeheizung — Generatorgas oder Gichtgas wie z. B. in den Apold-Fleißner-Ofen — angewendet. Der Wärmeverbrauch beträgt im Mittel 200 000 kcal/t Rösterz: bei kalkhaltigen Erzen liegt der Wärmeverbrauch höher, bei kieselsäurereichen niedriger. Setzt sich das zu röstende Erz nur aus Eisenkarbonaten (z. B. Spateisenstein) zusammen, so besteht praktisch kein Wärme-

Zahlentafel 5.
Erzröstkosten verschiedener Ofenarten.

Kosten bei Neuanlagen	Röstkosten in <i>R.M./t</i> Roherz				
	doppel- konischer Schacht- ofen (Sieger- land ³)	alter Schacht- ofen (Dona- witz ²)	Apold- Fleißner- Ofen ¹)	neuer Schacht- ofen (Sieger- land ⁴)	Schacht- ofen Spät- eisen- stein (Bilbao ⁵)
Brennstoff (Koks 25 <i>R.M./t</i>)	1,55	1,07	0,34	0,55	0,61
Strom (5 Pf./kWh)	—	—	0,28	—	0,15
Löhne ⁶	0,40	0,20	0,07	0,20	0,15
Instandhaltung . .	0,05	0,05	0,06	0,02	0,16
Tilgung und Verzinsung (20 %)	0,80	0,80	0,30	0,60	0,19
Wertverminderung durch Koksasche im Röstgut	0,05	(0,05) ⁷	—	0,03	Verlade- kosten 0,34
Röstkosten <i>R.M./t</i> Roherz . . .	2,85	2,17	1,05	1,40	1,60
Röstkosten <i>R.M./t</i> Rösterz ⁸ . .	4,08	3,10	1,50	2,00	2,20

Anmerkung. Kosten des Röstgutziehens von Hand: 0,24 *R.M./t*; mittels selbsttätigen Telleraustrags: 0,10 *R.M./t*. [Tagesleistung von 144 t/Tag⁹.]

¹) Stahl u. Eisen 42 (1922) S. 1673/77. ²) Arch. Eisenhüttenw. 1 (1927/28) S. 725/27. ³) Stahl u. Eisen 47 (1927) S. 2061/67. ⁴) Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 14/15. ⁵) Stahl u. Eisen 48 (1928) S. 1835. ⁶) Lohnkosten für Anfuhr, Abziehen und Ofenbedienung. ⁷) In Steiermark ist das Erz basisch, daher ist der Wert nur vergleichsweise angenommen. Durch Brennstoffasche tritt tatsächlich eine Wertsteigerung ein²). ⁸) Ausbringen von 70 % angenommen. ⁹) Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) S. 271.

verbrauch⁶), da die Oxydation des entstandenen Eisenoxyduls zu Eisenoxyd mehr Wärme einbringt, als die Spaltung der Eisenkarbonate erfordert. Bei mit Gichtgas beheizten Schachtofen (siehe Apold-Fleißner-Ofen, *Zahlentafel 4*) werden etwa 300 Nm³ Gichtgas/t Röstgut verbraucht. Die Luft wird unten im Ofen mit einem Druck von etwa 1400 mm WS eingeblasen. Sie dient zur Erzkühlung, wobei gleichzeitig eine Vorwärmung der Luft auf etwa 650° erfolgt.

Zahlentafel 6.

Erzröstkosten bei Streufeuerbetrieb und bei Gichtgasbeheizung.

a) Brennstoff: Koksgrus. Brennstoffverbrauch: etwa 5 %, bezogen auf das Rösterz, d. h. 50 kg Koks- grus/t Rösterz.		b) Brennstoff: Gichtgas (H _u = 890 kcal/Nm ³). Brennstoffverbrauch: 250 Nm ³ /t Rösterz.	
Röstkosten in <i>R.M./t</i> Rösterz:			
Brennstoffkosten	12 <i>R.M./t</i> Koksgrus	0,40 <i>R.M./1000</i> Nm ³ ¹)	2,50 <i>R.M./1000</i> Nm ³
Brennstoff	0,60	0,10	0,63
Löhne	0,27	0,27	0,27
Instandhaltung	0,03	0,03	0,03
Tilgung und Verzinsung (15 %)	0,85	0,85	0,85
Sonstiges	0,25	0,25	0,25
Erzröstkosten insgesamt <i>R.M./t</i>	2,00	1,50	2,03

¹) Nur Gasreinigungskosten.

Zahlentafel 6 bringt in einer Gegenüberstellung die Erzröstkosten bei Streufeuerbetrieb und bei Gichtgasbeheizung. Im ersten Fall ist als Brennstoff Koksgrus mit einem Preis von 12 *R.M./t*, im zweiten Fall Gichtgas mit einem unteren Heizwert von 900 kcal/Nm³ gewählt. Bewertet wurde das Gichtgas mit 0,40 *R.M.* bzw. 2,50 *R.M./1000* Nm³.

Die Bedeutung, die gerade den Hochofenbetrieben für die zukünftige Eisen- und Stahlerzeugung der deutschen Eisenwerke zukommt, stellt mit der Verhüttung dieser nicht nur

eisen-, sondern auch kalkarmen Erze die Frage der Kalkwirtschaft der Hochofenwerke in den Vordergrund, zumal man sich mit der Absicht trägt, zur Kokersparnis im Hochofen an Stelle von rohem Kalkstein gebrannten Kalk zu verwenden, womit auch die Frage der Beheizung der Kalkschachtbrennöfen, die schon vor Jahren von der Wärmestelle Düsseldorf erörtert wurde⁷), aufgerollt wird. Der Kalksteinzuschlag bei der Verhüttung eisenarmer Inlandserze erreicht oft einen wegen seiner Höhe überraschenden Wert. Selbst beim sauren Schmelzen (Schlacken-

$$\text{kennziffer } p = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 0,7 \div 0,8; \text{ nach W. Lennings}^3)$$

scheint der Betrieb mit einem Kalk-Kieselsäure-Verhältnis der Schlacke von etwa 0,75 der günstigste zu sein) beträgt für manche Inlandserze der Kalksteinzuschlag weit über 1000 kg/t Roheisen. Bei einem 100prozentigen Salzgitter-Erz-Möller sind z. B. 1150 kg, bei basischem Schmelzen sogar 1450 kg, beim Pegnitzer Franken-Dogger 1540 kg Kalkstein je t Roheisen erforderlich gegenüber etwa 50 bis 200 kg bei einem üblichen Thomas- oder Stahleisen-Möller.

Wie schon eingangs erörtert wurde, erfordern diese hohen Kalksteinmengen eine beträchtliche Mehrarbeit im Hochofenschacht. Der Hochofen würde also durch Aufgabe von schon gebranntem Kalk weitgehend entlastet werden können. Diese Entlastung äußert sich in einer Senkung des Koksverbrauches: Im Durchschnitt kann man im praktischen Betrieb mit einer Kokersparnis von etwa 30 kg Koks rechnen, wenn man an Stelle von 100 kg rohem Kalkstein im Hochofen gebrannten Kalk verhüttet. Beträgt also der Kalksteinbedarf für einen aus Inlandserzen bestehenden Möller etwa 700 kg/t Roheisen, so ergibt sich bei Verwendung von gebranntem Kalk eine Ersparnis von ~ 200 kg Koks je t Roheisen. Nach E. Baumgartner⁸) haben die günstigen Auswirkungen und Ersparnisse beim Hochofenbetrieb auf Koksverbrauch, Ofengang, Roheisenerzeugung und -zusammensetzung durch die Aufgabe von gebranntem Kalk zum Dauerbetrieb geführt. Um einen Ueberblick über die

Höhe des Koksverbrauchs bei der Verhüttung mit rohem Kalkstein zu geben, ist im oberen Teile des *Bildes 7* der Koksverbrauch verschiedener Inlandserze bei saurem Schmelzen, geordnet nach der Höhe des Kalksteinzuschlags, angegeben. Die durch die Verhüttung von gebranntem Kalk im Hochofen beim sauren Verfahren sich ergebende Kokersparnis ist im unteren Teile des *Bildes 7* eingezeichnet. Für Salzgitter-Erz ergibt sich eine Kokersparnis von etwa

350 kg, bei Geislinger Dogger von 200 kg/t Roheisen. Für Pegnitz-Roherz mit einem Koksverbrauch von etwa 1600 kg/t Roheisen beträgt z. B. die Ersparnis durch Verhüttung gebrannten Kalkes rd. 450 kg/t Roheisen, d. h. der Gesamtkoksverbrauch würde von 160 auf 115% bezogen auf die Roheisenerzeugung, heruntergehen. Bei basischer Schlackenführung liegen die Ersparnisse selbstverständlich noch wesentlich günstiger, da der Kalkzuschlag hierbei bis

⁷) G. Neumann: Ber. Stahlw.-Aussch. Ver. Dtsch. Eisenhüttenl. Nr. 52 (1919).

⁸) Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 509/12.

⁶) E. Plotzki: Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) S. 263/72.

auf die doppelte Menge gegenüber dem sauren Schmelzen ansteigen kann.

Durch die Verhüttung von gebranntem Kalk im Hochofen entstehen um die Höhe der Kalksteinbrennkosten höhere Einsatzkosten, denen aber die Ersparnisse im Hochofen an Koks gegenüberstehen. Da in erster Linie das Kalksteinbrennen mit Gichtgas in Frage kommt, für das zum

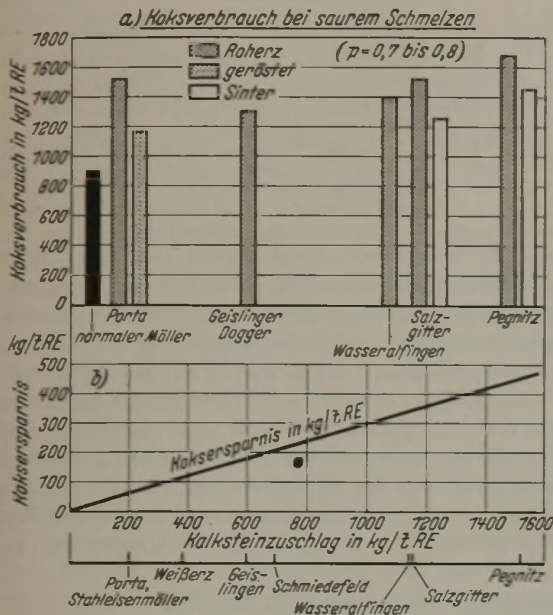


Bild 7. Koksverbrauch bei saurem Schmelzen und Kokersparnis bei Verhüttung von gebranntem Kalk.

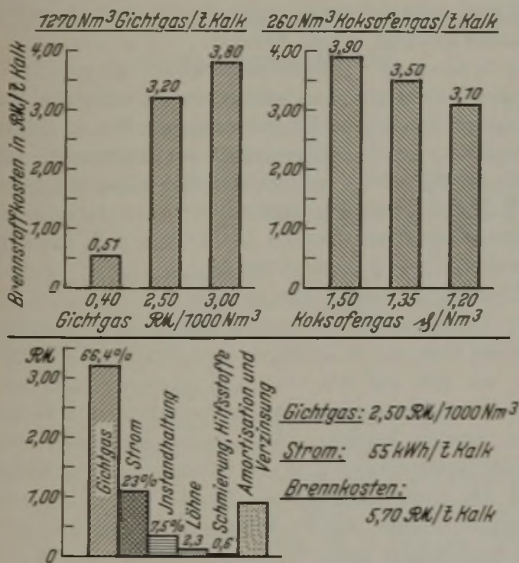


Bild 8. Kalkbrennkosten. (Gichtgas und Koksafengas.)

Teil bei den großen anfallenden Mengen auf den Hüttenwerken keine Verwendung mehr vorhanden ist, sind im folgenden die Brennkosten auf diese Beheizungsart bezogen, wobei das Gichtgas verschieden verwertet wurde: Im allgemeinen wird man mit einem Preis von 2,50 bis 3 RM/1000 Nm³ Reingas rechnen. Da aber gerade an die Verwendung des Ueberschußgases gedacht ist, wurden außerdem auch nur die Gasreinigungs- und -kühlungskosten in Höhe von 0,40 RM je 1000 Nm³ eingesetzt. Die Bewertungsgrundlagen für Kalksteinbrennöfen mit Gichtgasbeheizung⁸⁾ sind in **Zahlentafel 7** zusammengestellt.

Zahlentafel 7.

Kalksteinbrennen mit Gichtgas ($H_u = 890$ kcal/Nm³).
Durchsatz etwa 150 t Kalkstein/24 h.

Brennstoff	710 Nm³ Gichtgas/t Kalkstein
Löhne	1 Mann je Ofen und Schicht
Strom ¹⁾	31 kWh/t Kalkstein
Aufwand für Schmierung und Hilfsstoffe	1,8 Pf./t Kalkstein
Kosten für Instandhaltung u. a.	20 Pf./t Kalkstein
Gutschrift	Erlös aus dem bei Brennen anfallenden Kalkstaub (etwa 5 bis 20% des Kalksteingewichtes). Verwendung: Beimischung bei der Feinerzsinterung oder als Düngekalk.

¹⁾ Für Schrägaufzug, Gichtverschluß, Ventilator, mechanischen Kalkaustrag, Absiebung.

Zahlentafel 8.

Kalkbrennkosten bei Gichtgasbeheizung.
(Ofenleistung etwa 150 t Kalkstein/24 h.)

Kosten	Brennkosten in RM/t Kalkstein 710 Nm³ Gichtgas t Kalkstein (890 kcal/Nm³)		
	3,00 RM/1000 Nm³	2,50 RM/1000 Nm³	0,40 RM/1000 Nm³
Brennstoff	2,13	1,78	0,28
Strom ¹⁾	0,64	0,64	0,64
Löhne	0,06	0,06	0,06
Instandhaltung	0,20	0,20	0,20
Tilgung und Verzinsung (15%) ²⁾	0,50	0,50	0,50
Schmierung und Hilfsstoffe	0,02	0,02	0,02
Brennkosten, RM/t Kalkstein	3,55	3,20	1,70
Brennkosten, RM/t gar gebrannter Kalk ³⁾	6,30	5,70	3,00
„Hochofen“-Kalk ⁴⁾	(~ 4,70)	(~ 4,25)	(~ 4,00)

¹⁾ 2 Pf./kWh. ²⁾ Bei kleinen Oefen (50 t Kalkstein) mit Handaustrag des Kalks: etwa 0,35 RM/t Kalkstein. ³⁾ „Stahlwerks“-Kalk (0 bis 1,5% CO₂); 1,7 t Kalkstein = 1 t gebrannter Kalk. ⁴⁾ Harter fester „Hochofen“-Kalk (10 bis 20% CO₂); 1,35 t Kalkstein = 1 t gebrannter Kalk.

Ueber die Kalkbrennkosten geben **Zahlentafel 8** und **Bild 8** Aufschluß. Je nach der Bewertung des Gichtgases liegen die Brennkosten zwischen 1,70 und 3,55 RM/1000 kg Kalkstein (einschl. Kapitaldienst von 0,50 RM/t).

In **Bild 8** sind die Angaben auf gebranntem Kalk bezogen: Legt man der Berechnung weichen, milde gebrannten „Stahlwerks“-Kalk mit vollkommen ausgetriebener Kohlenensäure (Restgehalt im gebrannten Kalk 0 bis 1,5% CO₂) zugrunde, so ist der Umrechnungsfaktor von gebrannter Kalk = 1,7 bis 1,8; bei schnell durchgesetztem „Hochofen“-Kalk mit Restgehalten von noch 10 bis 25% CO₂ hat man mit Faktoren von 1,3 bis 1,6 zu rechnen. Demnach erfordert das Kalkbrennen mit Gichtgas ($H_u = 890$ kcal/Nm³) im Durchschnitt

~ 710 Nm³, bezogen auf die t Kalkstein, oder
 ~ 1140 Nm³, bezogen auf die t gebrannten Hochofenkalk, oder

~ 1270 Nm³, bezogen auf die t gebrannten Stahlwerkskalk.

Damit Koksafengas (bzw. Ferngas) wettbewerbsfähig ist, dürfte sein Preis nicht über 1,5 Pf./Nm³ betragen (vgl. **Bild 8**). In der gleichen Größenordnung liegen die Brennkosten bei Schachtöfen mit Streufeuer- oder Generatorgasbeheizung, vorausgesetzt, daß billiger Koksgrus und billige Generatorkohle zur Verfügung stehen.

Welche Ersparnisse sind nun auf Grund dieser Unterlagen bei der Verhüttung gebrannten Kalks im Hochofen zu

Zahlentafel 9. Ersparnis bei Verhüttung von gebranntem Kalk¹⁾ im Hochofen.

Brennkosten <i>R.M./t</i> Kalkstein	Kalkbrennkosten ²⁾			Koks		Ersparnis in <i>R.M.</i> je t RE.			Möller	
	1,70	3,20	3,55	Ersparte Koksmenge ⁴⁾	Koksmehr- kosten <i>R.M.</i> ⁵⁾	Brennkosten <i>R.M./t</i> Kalkstein	3,55	3,20		1,70
Gichtgaspreis <i>R.M./1000 Nm³</i>	0,40 ³⁾	2,50	3,00	kg/t RE.	[21 <i>R.M./t</i> ⁶⁾]	Gichtgaspreis <i>R.M./1000 Nm³</i>	3,00	2,50	0,40	
Kalksteinverbrauch je t RE.										
200	0,34	0,64	0,71	60	= 1,30	0,59	0,66	0,96	Normaler Möller (Stahlseisen)	
570	0,97	1,82	2,03	171	= 3,60	1,57	1,78	2,63	Saure Erze (Kladno) ⁷⁾	
1300	2,20	4,15	4,62	390	= 8,20	3,58	4,05	6,00	Pegnitz-Dogger p < 0,75	
1500	2,55	4,80	5,33	450	= 9,45	4,12	4,65	6,90	Saure Schmelzen p > 0,75	

1) Harter „Hochofen“-Kalk mit Restgehalten von 10 bis 20 % CO₂. — 2) Vgl. Zahlentafel 8. — 3) Nur Reinigungs- und Gaskühlungskosten. — 4) Ersparnis durch Verhüttung von gebranntem Kalk. — 5) Mehrkosten bei Verhüttung von Kalkstein. — 6) Kokskosten einschließlich Umwandlungskosten, Gichtgasgutschrift usw. — 7) Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 509/12.

erwarten? Aus Bild 9 sind die durch die Verwendung gebrannten Kalkes erreichbaren Ersparnisse zu ersehen, und zwar in Abhängigkeit vom Kalksteinzuschlag. Bei einem Inlands-Erzmöller aus Franken-Dogger [Pegnitzer Roherz mit 1540 kg + Pegnitzer Konzentrat mit 400 kg Kalkstein/t Roheisen⁹⁾] beträgt bei einem mittleren Kalksteinzuschlag von 1300 kg/t Roheisen die Koksersparnis durch Verwendung

schneller im Hochofen zerfällt, je milder und langsamer er gebrannt wird. Harter Kalk wird erzielt durch große Durchsatzgeschwindigkeit und hohe Temperatur im Kalkbrennofen, wobei meist auch bei richtigem Betrieb des Kalkofens ein vollständiges Durchbrennen erzielt werden kann. Diese Kalkstücke sind jedoch am Rande stets zerreiblich, so daß gar gebrannter Kalkstaub bis zu 10% anfällt. Da der Zersetzungsdruk von Magnesiumkarbonat bei 540° den Atmosphärendruk, der von Kalziumkarbonat ihn erst bei 900° erreicht, zerfällt stark dolomithaltiger Kalkstein mit z. B. 34% CaO und 18% MgO schon bei 400 bis 700°, so daß hierbei bis zu 30% Kalkstaub und Fein entsteht. Dieser Anteil an Kalkstaub und -splitt findet zweckmäßig als Zusatz bei der Feinerzsinterung Verwendung, wodurch ohne erhöhten Brennstoffzusatz ein hochkalkhaltiges Agglomerat erzielt wird, oder der Staub findet für Düngemittelzwecke in der Landwirtschaft guten Absatz.

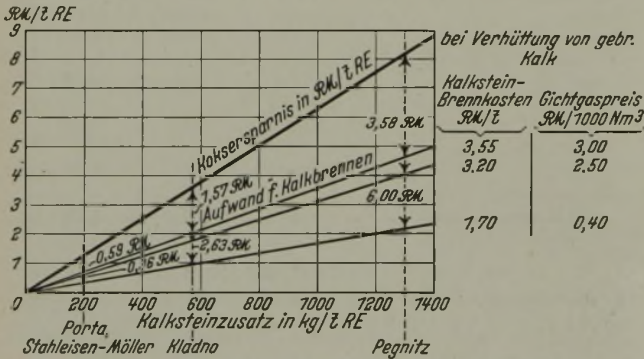


Bild 9. Ersparnis bei Verhüttung von gebranntem Kalk.

gebrannten Kalkes 390 kg Koks/t Roheisen oder bei einem Kokspreis von 21 *R.M./t* etwa 8,20 *R.M./t* Roheisen, die aufzuwendenden Kalkbrennkosten ~ 4,62 *R.M.* (bei Brennkosten von 3,55 *R.M./t* Kalkstein und einem Gichtgaspreis von 3 *R.M./1000 Nm³*), so daß sich eine Ersparnis von 3,58 *R.M./t* Roheisen ergibt. Setzt man für das Gichtgas nur die Reinigungs- und Kühlungskosten von 0,40 *R.M.* je 1000 Nm³ ein, so steigt

bei einer Koksersparnis von 8,20 *R.M.*
(= 390 kg Koks), abzüglich
Kalkbrennkosten von 2,20 *R.M.*
(1300 kg Kalkstein × 1,70 *R.M./t*)
die Gesamtersparnis auf 6,00 *R.M./t* Roheisen.

In Zahlentafel 9 sind die Ersparnisse für Kalkzuschläge von 200 bis 1500 kg/t Roheisen in vier Beispielen in Uebereinstimmung mit Bild 9 durchgerechnet. Die Ersparnisse bei Verhüttung von gebranntem Kalk betragen (bei dem niedrigsten Gichtgaspreis von 0,40 *R.M./1000 Nm³*) 1,00 bis 7,00 *R.M./t* Roheisen bei Kalksteinzuschlägen von 200 bzw. 1500 kg/t Roheisen.

Nach den in Kladno⁸⁾ im Hochofenbetrieb gemachten Erfahrungen spielt die Stückigkeit des Kalkes und sein Kohlendioxidgehalt eine wesentliche Rolle bei der Verhüttung gebrannten Kalkes an Stelle von Kalkstein im Hochofen. Der Hochofenkalk muß hart und fest sein, da er um so

Die früher an verschiedenen Stellen schon durchgeführten Versuche der Verhüttung gebrannten Kalkes haben negative Ergebnisse gebracht, da der im Hochofen ungeeignete weiche Stahlwerkskalk benutzt wurde. Andere Gründe für Mißerfolge bei früheren Versuchen mit gebranntem Kalk im Hochofen dürften in der unterschiedlichen physikalischen Beschaffenheit des Möllers, z. B. nasse, nicht vorbereitete Erze, gegenüber Rösterz in Kladno, einer meist verhältnismäßig kurzen Versuchszeit und den viel zu geringen Kalkmengen, im unterschiedlichen Feuchtigkeitsgehalt der Erze und in sonstigen betrieblichen Verhältnissen liegen, die sich auf den Ofengang auswirken und bei der kurzen Versuchszeit nicht genügend erfaßt und in Rechnung gesetzt werden konnten. Voll durchgebrannter, weicher Stahlwerkskalk nimmt z. B. bei Hochöfen, deren Gichtverschluß aus einer Langenschen Glocke mit tiefreichendem Zentralrohr besteht, wie der Anstieg der Gichtgastemperatur zeigt, Kohlendioxid unter Wärmeentwicklung aus den Ofengasen auf, so daß damit die geplante Einwirkung der Möllung gebrannten Kalks auf die Senkung des Koksverbrauchs wieder aufgehoben wird. Zwischen dem Zentralrohr und der Hochofenschachtwand liegen ständig ein bis zwei Gichten, die nur langsam an der Durchwärmung teilnehmen, an der Gasdurchdringung jedoch überhaupt noch nicht. Der zur Verhüttung kommende Möller darf nicht zu feinkörnig und der Kalk nicht zu grobstückig sein. Das Feine muß gleich am Kalkbrennofen abgesiebt werden; es wird zweckmäßig in der Sinteranlage verarbeitet.

Im Gegensatz dazu sind die Ergebnisse in Kladno⁸⁾ durchaus günstig zu nennen: Gichtgasverhältnisse und -temperaturen haben sich bei Aufgabe von gebranntem Kalk nicht geändert, auch der Staubentfall blieb der gleiche. Es

⁹⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 626/27.

wird ein nicht vollständig gargebrannter Kalk mit einer Gewichtsverminderung von etwa 40 bis 25%, gegenüber 50% bei Stahlwerkskalk, aber ohne rohen Kern verwendet, von gleichmäßigem Mittelkorn von etwa 30 bis 150 mm und guter Festigkeit, der bei großer Durchsatzgeschwindigkeit im Kalkschachtofen gebrannt wird. Die Hochofen haben Parry-Trichter, so daß der Möller und damit der eingebrachte Kalk sofort in eine heiße Ofenatmosphäre von etwa 200° gelangt und an der Durchgasung sofort teilnimmt, so daß die Durchsatzgeschwindigkeit im Hochofen groß ist. Die Ersparnis an Koks beträgt in Kladno 171 kg Koks je t Roh-eisen. Bei Verwendung von Kalkstein hatte der Koksverbrauch 1039 kg betragen; er wurde durch die Verhüttung von gebranntem „Hochofen“-Kalk auf 868 kg/t Thomasroheisen, also um 16,5%, gesenkt.

Zusammenfassung.

Auf Grund der Ergebnisse rechnerischer Unterlagen sowie umfangreicher Großversuche, die auf deutschen Hochofenwerken mit Inlandserz inzwischen durchgeführt wurden, hat man heute die Möglichkeit, durch eine entsprechende „wärmetechnische“ Vorbereitung der Roherze durch Rösten oder Sintern und durch Brennen des zur richtigen Schlackenführung im Hochofen benötigten Kalksteins eine weitgehende Entlastung des Hochofens und wesentliche Verminderung des Koksverbrauchs sowie des Staubentfalls herbeizuführen; außerdem wird die durch die Verhüttung der eisenarmen Erze stark gesunkene Hochofenleistung

wieder erhöht. Die Beachtung und Kenntnis der Eigenarten von Erz und Kalkstein in ihrem Verhalten beim Rösten und Brennen und bei der Verhüttung selbst ist daher besonders wichtig. Die Möglichkeit, die etwa vorhandenen Ueberschüsse an Hochofengas zu dieser wärmetechnischen Vorbereitung zu benutzen und dann Röst- oder Sintereze sowie gebrannten Kalk an Stelle von Roherz und Kalkstein im Hochofen zu verarbeiten, bringt wesentliche Ersparnisse. Die auf diesem Gebiet gemachten günstigen Betriebserfahrungen sind die beste Gewähr für die Richtigkeit einer derartigen verhältnismäßig einfachen und billigen Vorbereitung eisenarmer Inlandserze und des Kalksteins. Bei der Verhüttung von gebranntem Kalk im Hochofen wird man nach den vorliegenden Betriebsergebnissen zweckmäßig eine nicht zu große, aber gleichmäßige Korngröße bevorzugen; der Kalk muß hart, von guter Festigkeit sein. Je nach der Gichtgasbewertung ergeben sich Kalkbrennkosten von 1,70 bis 3,55 \mathcal{R}/t Kalkstein, wenn dieser in Schachtofen mit Gichtgas gebrannt wird.

In dem vorliegenden Bericht ist absichtlich nicht die Frage des Standorts der Röst- oder Brennöfen berührt worden, da er von den Frachtkosten abhängt. Beim Erz wird meist die Aufstellung der Röstöfen auf der Grube das Wirtschaftlichere sein, während beim Kalkstein unter den Verhältnissen im westlichen Industriebezirk für das Brennen meist sogar ein Gichtgaspreis von 3 $\mathcal{R}/1000 \text{ Nm}^3$ angelegt werden kann.

Schmelzversuche mit einem kernlosen Netzfrequenzofen.

Von Dr.-Ing. Georg Mars in Csepel bei Budapest.

[Schluß von Seite 840.]

(Stromverbrauchszahlen, Spulen- und Mantelverluste, Schlußfolgerungen.)

Die Stromverbrauchszahlen.

Sie gehen am besten aus der Uebersicht hervor, die man sich über den Verbleib der im Verlauf einer Schmelzung in den Ofen eingeführten Energiemengen verschaffen kann. Im folgenden soll versucht werden, an Hand der *Zahlentafel 1* und des *Bildes 7* den Energieverbrauch klarzulegen. Es handelt sich um:

1. Wärmeinhalt des Stahles,
2. Wärmeinhalt der Schlacke,
3. Spulenverlust,
4. Mantelverlust,
5. Wandverlust,
6. Strahlungs- und Leitungsverluste,
7. Aufheizung des Ofenkörpers.

Zu 1. Der Wärmeinhalt flüssigen Stahles beträgt nach den „Anhaltzahlen“, je nach Temperatur, 300 bis 360 kcal. Im vorliegenden Falle, wo es sich um eben zum Liquiduspunkt erhitzte Stähle handelt, kann deshalb mit einem Wärmeinhalt von 300 kcal/kg gerechnet werden. Der Energiegehalt des eben verflüssigten Einsatzes betrug danach:

$$\text{Schmelze Nr. 67: } 571 \times 300 : 860 = 199 \text{ kWh,}$$

$$\text{Schmelze Nr. 75: } 650 \times 300 : 860 = 226 \text{ kWh.}$$

Zu 2. Bei der Schmelzung Nr. 67 sind während des Einschmelzens keine Schlackenbildner zugesetzt worden. Der Wärmeinhalt der Schlacke von Schmelze 75 kann unter Zugrundelegung einer Temperatur der Schlacke von 1400° zu 450 kcal/kg eingesetzt werden. Die in den Schlacken enthaltenen Energiemengen sind demnach:

$$\text{Schmelze Nr. 67: } = 0 \text{ kWh,}$$

$$\text{Schmelze Nr. 75: } 3 \times 450 : 860 = 1,5 \text{ kWh.}$$

Zu 3. Der Spulenverlust ist gleich $I_1^2 \times R_1$, worin I_1 der die Spule durchfließende Primärstrom und R_1 der Widerstand der Spule ist. Letzterer bleibt für ein und dieselbe Spule immer gleich, während der Primärstrom je nach dem veränderlichen Widerstand des Ofens sehr verschiedene Werte annehmen kann. Es müssen daher für die einzelnen Zeitabschnitte des Schmelzberichtes die Primärverluste für sich berechnet und dann zusammengezählt werden. Die ermittelten Beträge sind:

$$\text{Schmelze Nr. 67: } 1,80 I_1^2 \times R_1 \text{ (bei } I_1 = 6250 \text{ A)} = 70,4 \text{ kWh,}$$

$$\text{Schmelze Nr. 75: } 1,95 I_1^2 \times R_1 \text{ (bei } I_1 = 6425 \text{ A)} = 80,7 \text{ kWh.}$$

Zu 4. Der Mantelverlust läßt sich am bequemsten als Unterschied zwischen der Leistungsaufnahme des leeren Ofens und derjenigen der Spule ohne Ofengehäuse bestimmen. Solche Werte sind für die Spule vor ihrem Einbau in das Ofengehäuse und für den Leerlauf des Ofens mehrfach vor und nach Durchführung der Schmelzungen ermittelt worden (*Zahlentafel 4*).

Zahlentafel 4. Eigenstromverbrauch von Spule und Ofengehäuse des Versuchsofens.

	V	A	kW	Kühlwasser-	
				zulauf °C	ablauf °C
Spule	135	6200	38,5	58	65
Ofen (leer)	135	6200	55,0	58	65

Der Mantelverlust einschließlich des durch den Blechboden verursachten Verlustes betrug danach bei 135 V und 6200 A Stromstärke etwa 16,5 kW. Diese gewiß beträchtliche Verlustziffer wird voraussichtlich noch herabgesetzt werden können. Die Leistungsaufnahme des leeren Ofens bei der mittleren Stromstärke von 6250 A beträgt

danach etwa 56 kW, der Spulenverlust bei derselben Stromstärke etwa 39 kW. Für die Schmelzung Nr. 75 mit einer mittleren Stromstärke von 6425 A stellen sich die Werte auf etwa 59 kW oder 41,4 kW. Die Mantelverluste belaufen sich demnach in den beiden Fällen etwa auf die folgenden Beträge:

Schmelze Nr. 67: $1,80 (56 - 39) = 30,6$ kWh,
 Schmelze Nr. 75: $1,95 (59 - 41,4) = 34,2$ kWh.

Zu 5. Der Wandverlust läßt sich berechnen, wenn der Wärmeleitfähigkeitsbeiwert bekannt ist. Er läßt sich auch aus der Kühlwassermenge und Temperatur, und zwar als Differenz ermitteln, wenn man von der gesamten in Wasserwärme übergegangenen Energie die Spulenverluste und einen Teil der Mantelverluste abzieht, da diese wegen der Nähe des Mantels zur Spule zum Teil zur Erwärmung des Kühlwassers beitragen. Für Schmelze 67 ist der erste, für Schmelze 75 der andere Weg beschritten worden.

Der Wärmeleitfähigkeitsbeiwert der sauren Stampfmasse kann mit etwa $0,8 \text{ kcal/m}^2/\text{m h}^\circ\text{C}$ angenommen werden. Die Uebergangsfläche beträgt bei dem beschriebenen Ofen $\pi \times 0,56 \times 0,76 = 1,335 \text{ m}^2$. Der von der Wärme zurückgelegte Weg beträgt 0,06 m. Der Temperaturunterschied zwischen Metallbad und Spule betrage 1400° . Da bis zur Erhitzung des Ofenfutters auf seinen üblichen Zustand beim Schmelzen keinerlei Wärmeübergang an die Spule stattfindet, so muß der erhaltene Wert noch halbiert werden.

Die Kühlwassermenge wurde zu stündlich 7092 l, die Temperaturzunahme des Wassers zu 7° gemessen. Die vom Wasser aufgenommene Energie ist $1,95 \times 7092 \times 7 : 860 = 112,6$ kWh. Es ist angenommen, daß etwa 20 % des Mantelverlustes in das Kühlwasser übergehen. Die Wandverluste ergeben sich dann wie folgt:

Schmelze Nr. 67: $0,8 \times 1,335 \times 1400 \times 1,80 : 0,06 \times 860 \times 2 = 26,00$ kWh,
 Schmelze Nr. 75: $112,6 - 88,54 = 24,06$ kWh.

Zu 6. Die Strahlungs- und Leitungsverluste sind mit 0,5 % der Gesamtenergie zu schätzen. Sie stellen sich daher wie folgt:

Schmelze Nr. 67: $0,5 \times 367 = 1,84$ kWh,
 Schmelze Nr. 75: $0,5 \times 402 = 2,01$ kWh.

Zu 7. Der Wärmehalt des Ofenkörpers läßt sich nur schätzen oder als Differenz zwischen der Gesamtenergie und der Summe aller übrigen Wärmeverbrauchsdaten als Restwert bestimmen. Die für die Erhitzung des in beiden Fällen kalten Ofens zur Verfügung stehenden Energiebeträge sind die folgenden:

Schmelze Nr. 67: $367 - 327,84 = 39,16$ kWh,
 Schmelze Nr. 75: $402 - 368,47 = 33,53$ kWh.

In *Zahlentafel 5* sind die Ergebnisse beider Schmelzungen nochmals vergleichsweise zusammengestellt und dazu die

Zahlentafel 5. Energieverbrauch zweier Schmelzungen.

Schmelzung	67		75		Zusammen		
Einsatzgewicht kg	571		650		1221		
Schlackengewicht kg	—		3		3		
Einschmelzdauer h	1,8		1,95		3,75		
Einschmelzstromverbrauch . kWh	367		402		769		
Art des Verbrauches	kWh	%	kWh	%	kWh	%	kWh/t
1. Wärme im Stahl	199,0	54,2	226,0	56,2	425,0	55,3	348,1
2. Wärme in der Schlacke	—	—	1,5	0,4	1,5	0,2	1,2
3. Spulenverlust	70,4	19,2	80,7	20,1	151,1	19,7	123,8
4. Mantelverlust	30,6	8,3	34,2	8,5	64,8	8,4	53,1
5. Wandverlust	26,0	7,1	24,1	6,0	50,1	6,5	41,0
6. Strahlungsverlust	1,8	0,5	2,0	0,5	3,8	0,5	3,1
7. Wärme im Ofenkörper	39,2	10,7	33,5	8,3	72,7	9,4	59,5
Zusammen	367,0	100,0	402,0	100,0	769,0	100,0	629,8

Anteile der einzelnen Verbrauchsposten an der Gesamtenergie sowie aus dem Mittel beider Schmelzungergebnisse der Stromverbrauch je t Stahl errechnet.

Diese Zahlen sind nicht ohne weiteres mit den im Schrifttum vorhandenen ähnlichen Verbrauchszahlen zu vergleichen, da sich diese meist auf ununterbrochenen Betrieb der Ofen beziehen, der hier beschriebene Ofen aber nur während einer achtstündigen Schicht des Tages unter Strom stand und daher seine Schmelzen stets vom kalten Zustande aus zu leisten hatte. Die zur Aufheizung des Ofenkörpers aufgenommene Wärme muß deshalb als Wärmeverbrauch gestrichen und dafür der Betrag der Wandverluste, die bei ununterbrochenem Betrieb des Ofens wesentlich höher liegen, entsprechend erhöht werden. Setzt man das Doppelte der oben ermittelten Werte dafür ein, so erhält man das folgende Bild, das dem Energieverbrauch des beschriebenen Ofens bei angenommenem fortlaufendem Betrieb zum Einschmelzen festen Einsatzes entsprechen würde (*Zahlentafel 6*).

Zahlentafel 6. Stromverbrauch beim Einschmelzen von festem Einsatz mit Füllfaktor 0,60 · Gesamtofenwirkungsgrad.

Art des Verbrauches	kWh/t	%
1. Wärme im Stahl	348,1	56,9
2. Wärme in der Schlacke	1,2	0,2
3. Spulenverlust	123,8	20,3
4. Mantelverlust	53,1	8,7
5. Wandverlust	82,0	13,4
6. Strahlungsverlust	3,1	0,5
Zusammen	611,3	100,0

Der Gesamtverbrauch des Ofens beläuft sich demnach auf 611,3 kWh/t und das Verhältnis der Nutzwärme zur gesamten aufgewendeten Energie, also der Gesamtofenwirkungsgrad, bezogen auf die Einschmelzarbeit, beträgt rd. 57 %.

Ähnliche Werte, die sich gleichfalls nur auf die Einschmelzzeit beziehen, sind für die Hochfrequenzöfen mehrfach im Schrifttum, z. B. von N. Broglio²²⁾ für einige Schmelzungen im 300-kg-Hochfrequenzofen (2000 Hz) mitgeteilt worden. Sie betragen 60, 44, 50 und 54 %, im Mittel 52 %. Von F. Badenheuer²³⁾ sind ebenfalls Wirkungsgrade, und zwar eines 750-kg-Ofens mit 450 Hz Heizstrom mitgeteilt worden. Sie bewegen sich je nach dem Füllfaktor des Einsatzschrottes, der zwischen 0,44 und 0,66 liegt, in den Grenzen von 45 und 58 %. Für den Bochumer 4-t-Hochfrequenzofen, 600 Hz, werden an derselben Stelle für 14 Schmelzungen die beim Einschmelzen des Einsatzes mit allerdings sehr hohem Füllfaktor (im Mittel 0,80) beobachteten Stromverbrauchszahlen angegeben (im Mittel 555 kWh/t).

Man sieht, daß der Niederfrequenzofen mit seinen Stromverbrauchszahlen den besten Hochfrequenzöfen durchaus gleichwertig ist.

Der gegenüber dem Hochfrequenzofenwesentlich günstigere Leistungsfaktor des Niederfrequenzofens bewegt sich je nach Art und Zustand des Einsatzes zwischen 0,40 und 0,20 in der Weise, daß die

²²⁾ Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 605/13 u. 635/44 (Stahlw.-Aussch. 208).

²³⁾ Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 824/28 (Stahlw.-Aussch. 294).

höheren Werte (0,30 bis 0,40) für den festen Zustand, die niederen Werte (0,20 bis 0,30) für den flüssigen Zustand in Betracht kommen.

Schlußfolgerungen.

Die Schlußfolgerungen, die aus den gebrachten Mitteilungen zu ziehen sind, betreffen zunächst die Arbeit des Einschmelzens von festem Einsatz selbst. Sodann beziehen sie sich auf die neuartige Bauart des Ofens und ihre Anwendungsmöglichkeiten in größeren Ausführungen. Schließlich berühren sie Fragen elektrischer Art: über die Möglichkeiten der Niederfrequenzöfen und die für ihren Betrieb erforderlichen Einrichtungen.

Auf Grund der mitgeteilten Versuchsergebnisse besteht die Vermutung, daß überall dort, wo Versuche mit kernlosen Niederfrequenzöfen zum Einschmelzen von festem Einsatz erfolglos durchgeführt worden sind, die Ursache hierfür in der noch herrschenden Unklarheit über die den Niederfrequenzwechselströmen eigenen Gesetzmäßigkeiten zu suchen ist. Diese Unklarheit ist durch die Ergebnisse der durchgeführten Versuche beseitigt. Sie lassen das Folgende erkennen:

Das wirtschaftlichste Einschmelzen von festem Stahlschrott im Niederfrequenzofen ist nur bei Verwendung eines oder mehrerer, zum mindesten 30% des Einsatzgewichtes darstellender Einsatzstücke mit dem der verwendeten Frequenz entsprechenden Mindestdurchmesser $d = 4 \delta$ möglich.

Das Einschmelzen von festem Schrott im Niederfrequenzofen ist auch bei Verwendung von Stückgrößen geringerer Durchmesser durchführbar, jedoch mit um so geringerer Wirtschaftlichkeit, je kleiner der in den Ebenen der Spulenwindungen gemessene Durchmesser der Stücke gegenüber dem Mindestdurchmesser $d = 4 \delta$ ist.

Wenn die dargelegten Zusammenhänge zwischen der Eindringungstiefe der Niederfrequenzinduktionsströme, dem spezifischen Leitwiderstand und der Größe der Einsatzstücke sowie des Ofendurchmessers und während des Einschmelzens die angegebenen Vorsichtsmaßregeln entsprechend beachtet werden, so gelingt das Einschmelzen von festem Schrott im Niederfrequenzofen mit derselben Sicherheit wie im Hochfrequenzofen. Das gilt für alle Arten unlegierten wie legierten Einsatzes, selbst für den Einsatz von dünnem Blechschrötte.

Die dem Niederfrequenzofen eigene starke Badbewegung hat sich keinesfalls als nachteilig oder gar verderblich für den Herd, und nicht nur nicht hinderlich, sondern sogar förderlich für den Einschmelzvorgang selbst wie für die Durchführung der Schlackenreaktionen bei der Feinarbeit erwiesen. Da der Niederfrequenzofen auch in wirtschaftlicher Hinsicht nicht ungünstigere Stromverbrauchszahlen zeigt als der Hochfrequenzofen, so ist der Schluß berechtigt, daß der Niederfrequenzofen besonders in den größeren Ausführungen sehr bald in Wettbewerb mit dem Hochfrequenzofen treten wird.

In baulicher Hinsicht lassen die mit dem Versuchsofen durchgeführten Schmelzungen den Schluß zu, daß die gewählte Bauart im allgemeinen als zweckentsprechend zu betrachten ist. Selbstredend sind im Verlaufe der Versuche eine Reihe von Erfahrungen gesammelt worden, die bei einer neuen Ausführung des Ofens berücksichtigt werden. Sie beziehen sich auf Verbesserungen der Verbindung zwischen den biegsamen Kabeln und der Spule sowie auf die Anordnung des Vakuummantels. Soweit diese Erfahrungen den Zwecken der Vakuumbehandlung des Stahles dienen sollen, wird hierüber später berichtet werden. Das durch die Drehachse erfolgende Ausgießen des Stahles hat tadellos

entsprochen und dürfte auch für größte Ausführung dieser Bauart geeignet sein. Dasselbe gilt von der Bauart des dünnwandigen Ofengehäuses, das zugleich als Vakuummantel dient. Für Großausführungen weniger geeignet erscheint dagegen die Kippvorrichtung. Hierfür wird dem durch die exzentrische Lage des Schwerpunktes zur Kippachse bedingten großen Drehmoment entsprechend das Antriebsrad vergrößert werden. Auch dürfte hierfür die bereits in der Patentschrift des Verfassers vorgesehene Anordnung der Kippachse mit den beiden, Ausgußrinne und Stromzuführungen enthaltenden, Drehzapfen am Boden des Ofens geeigneter sein.

In elektrischer Hinsicht ist aus *Zahlentafel 1* und *Bild 7* ersichtlich, daß die Leistungsaufnahme des eben verflüssigten Einsatzes 215 oder 220 kW betrug. Nach Abzug der Leerlaufaufnahme von höchstens 65 kW bleibt eine Nutzleistungsaufnahme von mindestens 150 kW, im Gegensatz zu der auf Grund der Esmarschen Theorie für den Ofen errechneten Nutzleistung von 112 kW. Der Unterschied zwischen der errechneten und der gemessenen Leistungsaufnahme beträgt demnach etwa 33,9% zugunsten der tatsächlich beobachteten Leistungsaufnahmen. Ein ähnlicher Unterschied, und zwar von etwa 24,4%, konnte mit einem größeren Herd von 62 cm und 1150 kg Einsatz, ohne Blechmantel, aber sonst mit ähnlichen Verhältnissen wie beim zweiten Versuchsofen, beobachtet werden. Es kann hieraus wohl der Schluß gezogen werden, daß die Leistungsaufnahmen der kleineren Niederfrequenzöfen wesentlich günstiger sind, als sie sich nach der Theorie der Hochfrequenzöfen errechnen. Doch zeigt es sich, daß sich die Niederfrequenzöfen mit wachsendem Durchmesser den durch die Esmarsche Theorie gegebenen Werten ein wenig zu nähern scheinen.

Der kennzeichnende Unterschied des Niederfrequenzofens gegenüber dem Hochfrequenzofen ist die von ihm verlangte höhere Stromstärke. Sie ergibt natürlich einen höheren Primärverlust, als beim Hochfrequenzofen beobachtet wird. Dafür aber fallen beim Niederfrequenzofen die hohen Umformer-, Stromleitungs- und Kondensatorverluste fort, und der Gesamtwirkungsgrad des Ofens ist trotz der hohen Stromstärke und des damit erregten starken Magnetfeldes ein ebenso günstiger wie der der besten Hochfrequenzöfen. Es ist aus dem für das Einschmelzen groben Schrottes wesentlichen Unterschied der Eindringungstiefen des Niederfrequenz- und des Hochfrequenzofens ohne weiteres zu schließen, daß der Niederfrequenzofen für 5 t und mehr Einsatzgewicht das Bild noch zu seinen Gunsten verändern wird.

Es kann ferner aus den mitgeteilten Versuchsergebnissen und Gesetzmäßigkeiten der Schluß gezogen werden, daß es für einen gegebenen Herdraum, z. B. den beschriebenen von 50×50 cm Größe, bei gegebener Frequenz nur eine Möglichkeit gibt, die spezifische Nutzleistung, die in dem untersuchten Fall $150 : 571 = 0,263$ kW/kg betrug, zu erhöhen, das ist durch Erhöhung der Amperewindungszahl. Das kann durch Erhöhung der Stromstärke bei gleichbleibender Windungszahl oder umgekehrt durch Vermehrung der Windungen bei gleichbleibender Stromstärke oder auch durch gleichzeitige Erhöhung von Stromstärke und Windungszahl geschehen. Beim Versuchsofen könnte also die doppelte spezifische Leistung bei gleichbleibender Stromstärke und Spulenbauhöhe durch Vermehrung der Windungszahl von 19 auf 27 erzielt werden, da $27^2 = 2 \times 19^2$. Jedoch würde auch der Spulenwiderstand und der Primärverlust sowie auch die Impedanz auf das Doppelte steigen, so daß auch die doppelte Primärspannung erforderlich wäre, als sie dem Versuchsofen zur Verfügung steht.

Es ist wichtig, die praktisch in Betracht kommenden Grenzen der Niederfrequenzöfen näher kennenzulernen. Diese Grenzen sind ziemlich eng gesteckt, sofern die Spulenunterteilung nur innerhalb der Bauhöhe, nicht aber in radialer Richtung in Betracht gezogen wird. Für die Bauhöhe der Spule kommt höchstens das 1,5fache der Bauhöhe in Betracht. Nach Abzug der von dem Isolationsstoff beanspruchten Höhe bleibt die zur Aufnahme der Amperewindungen bestimmte Kupferhöhe zurück. Wird diese mit der je cm der Kupferhöhe beabsichtigten Stromstärke vervielfacht, so erhält man die dem Ofen zuführbare Amperewindungszahl. Die 1 cm Kupferhöhe zuführbare Stromstärke ist aber mit Rücksicht auf die Eindringungstiefe des Stromes begrenzt. In einer Schicht von der Stärke der Eindringungstiefe sind nach Esmarch bereits 87% der Stromstärke untergebracht. Und da die Eindringungstiefe des 50-Hz-Netzstromes nicht größer als 1 cm ist, so ist die für den cm² zulässige Belastung des Kupferquerschnittes gleichzeitig auch als höchstzulässige Belastung je cm Kupferhöhe der Spule zu betrachten. Berechnet man die zulässige Belastung des Kupferquerschnittes z. B. mit 1500 A/cm², und vervielfacht man damit die für einen gegebenen Ofen von z. B. 100×100 cm Herdgröße und 150 cm Spulenbauhöhe in Betracht kommende Kupferhöhe von 135 cm, so erhält man die den Ofen kennzeichnende Amperewindungszahl von rd. $2,025 \times 10^5$, womit auch die Nutzleistung des Ofens gegeben ist. Sie beträgt unter Zugrundelegung der Esmarchschen Formel:

$$W_2 = 6,1 \cdot 10^{10} \cdot \frac{Q \cdot A}{1 + \lambda^2} \sqrt{\rho \mu f \cdot z^2}$$

z. B. für eine Frequenz von 50 Hz etwa 1000 kW.

Die Wahl der Windungszahl und damit die Festlegung der Primärstromstärke in bestimmter Höhe kann dann nach Belieben stattfinden, wird sich jedoch nach den örtlichen Stromverhältnissen sowie danach richten, ob der Strom unmittelbar aus dem Netz, einem Umformer oder einem Einphasen- oder Drehstromgenerator mit beliebigem Antrieb zu entnehmen ist.

Handelt es sich um Oefen wie den beschriebenen Versuchsofen, so kann die benötigte Primärenergie einer an das Netz angeschlossenen Abzapfumformeranlage entnommen werden, sofern das Netz von einer genügend starken Kraftzentrale gespeist wird und die nicht ganz symmetrische Netzbelastung keine nennenswerten Störungen verursacht. In gewissen Fällen wird man gern zur Aufstellung von Kondensatoren greifen, um den Leistungsfaktor zu verbessern, wobei auch die Belastung des Ofens je nach Bedarf durch Zu- oder Abschalten eines Teiles der Kondensatoren geregelt werden kann. Die Belastungsregelung, wie sie für den beschriebenen Versuchsofen wegen Mangels der Abzapfmöglichkeiten mit Hilfe von Drosselspulen durchgeführt wurde, ist natürlich nur in Notfällen oder in solchen Fällen

anwendbar, wo der von den Drosselspulen verzehrte Strom wirtschaftlich keine Rolle spielt. Bei Oefen von großen Ofenfassungen gewinnt die Antriebsfrage in Verbindung mit der Frage der Regelbarkeit der Ofenbelastung grundsätzliche Bedeutung. Hier dürfte vor allem der Abzapfumformer die gute Lösung darstellen. Nicht unerwähnt soll indessen die Möglichkeit bleiben, den Ofen von einem Einphasen-niederfrequenz-Stromerzeuger oder von einem gewöhnlichen Drehstromerzeuger mit entsprechender Ausnützung zweier Phasen und Dämpfung der dritten Phase anzutreiben. Völliger Verzicht auf Kondensatoren und eine sehr einfache Regelbarkeit der dem Ofen zugeführten Primärenergie durch Regeln der Felderregung des Stromerzeugers sind die kennzeichnenden Vorteile dieser Möglichkeit.

Zusammenfassung.

Nach einer geschichtlichen Uebersicht über die mit der Entwicklung der kernlosen Induktionsöfen in Form der Hochfrequenzöfen zusammenhängenden Gedankengänge über den Niederfrequenzofen wird über eigene mit 25-Hz-Netzstrom durchgeführte Versuche zum Einschmelzen von festem Einsatz berichtet. Hierzu dienten zunächst behelfsmäßige Einrichtungen, dann ein nach Art der Hochfrequenzöfen erbauter Niederfrequenzofen, zuletzt ein für die Vakuumbehandlung des Stahles eingerichteter neuartiger Niederfrequenzofen. Die Berechnung dieses Ofens auf Grundlage der Esmarchschen Theorie wird ebenso wie die Bauart beschrieben, darauf der übliche Einschmelzvorgang an Hand zweier Schmelzberichte erörtert und gezeigt, daß auch schwierigster Einsatz, wie dünne Blechabfälle, mit Sicherheit eingeschmolzen werden können. Ein Vergleich der Erhitzungsvorgänge im Hochfrequenz- und im Niederfrequenzofen läßt die Ueberlegenheit des Hochfrequenzofens für Kleinschrott und kleine Ofenfassungen, die des Niederfrequenzofens für groben Schrott und große Ofenabmessungen erkennen. Die beim Einschmelzvorgang im Niederfrequenzofen eine große Rolle spielende starke Badbewegung wird erläutert und in ihrer Wirkung auf den Herd als ungefährlich erkannt.

Die Erörterung der Stromverbrauchszahlen führt zur Feststellung des Gesamtöfenwirkungsgrades von 56,9%. Dieser ist ebenso günstig wie der ähnlich großer Hochfrequenzöfen. Die Schlußfolgerungen ergeben, daß das Einschmelzen von festem Einsatz im Niederfrequenzofen sowohl in schmelztechnischer als auch in ofenbaulicher Hinsicht mit derselben Sicherheit vonstatten geht wie im Hochfrequenzofen. In elektrischer Hinsicht sind die beobachteten Leistungen des Niederfrequenzofens günstiger als die berechneten. Der ebenso günstige Stromverbrauch ist um so bemerkenswerter, als er ohne Verwendung von Kondensatoren mit einem auf das Netz bezogenen Leistungsfaktor von 0,20 bis 0,40 erzielt wird. Die Niederfrequenzöfen benötigen also nicht unbedingt Kondensatoren, sondern können unmittelbar mit Netzstrom betrieben werden.

Umschau.

Die Aussichten für die elektrische Beheizung von Verzinkungspfannen.

A. Buch gibt in großen Zügen einen Ueberblick über die Verzinkungsverfahren und die Technologie der Feuerverzinkung¹⁾. Hierbei weist er besonders auf den ja auch aus dem Schrifttum bekannten Einfluß der Temperatur auf die Hartzink- und Zinkaschenbildung sowie den Salmiakverbrauch hin. Als Anhaltzahlen für den Entfall in einer Reihe bestehender Anlagen gibt Buch an:

für Zinkasche 1,5 bis 2,5 % des durchgesetzten Gewichts und bis 3,5 % bei ungünstigen Fällen (Hohlgeschirr),
für Hartzink 1,5 bis 3 % des durchgesetzten Gewichts,
2,0 bis 3,5 % bei ungünstigen Fällen (Hohlkörpern),
für Salmiakverbrauch 4 bis 5 kg/t Durchsatz.

Buch schildert dann die Vorteile der elektrischen Beheizung gegenüber der Kohlen- und Halbgasfeuerung. Es leuchtet ohne weiteres ein, daß bei einer elektrischen Beheizung die Möglichkeit, die Temperatur zu regeln und örtliche Ueberhitzungen zu vermeiden, in viel weitgehenderem Maße besteht, als dies bei Kohlen- und Halbgasfeuerungen der Fall sein kann. Dadurch werden auch

¹⁾ Elektrowärme 8 (1938) S. 98/105.

die obengenannten Zahlen für Zinkaschen- und Hartzinkentfall sowie Salmiakverbrauch, die ja stark temperaturabhängig sind, gesenkt und die Lebensdauer der Zinkpfanne verlängert werden können.

Der Energieverbrauch wird, wie auch Buch angibt, je nach den örtlichen Verhältnissen stark schwanken. Immerhin kann so viel gesagt werden, daß die Kosten der elektrischen Beheizung unter den üblichen Verhältnissen doch noch wesentlich höher sein werden als z. B. für Koksofengasbeheizung. Es sind folgende Zahlen bekannt:

Art des Durchsatzes	Beheizung	Abmessung mm	Durchsatz in t/h	Brennstoffverbrauch je t
Rohre	elektrisch	1000 × 1500 × 7500	5	100 kWh
Rohre	Koksofengas	750 × 1500 × 7500	3,5	36 m ³

Die Preise für Strom und Koksofengas werden natürlich örtlich stark verschieden sein. Nimmt man an, daß die Kosten für 1 m³ Gas gleich dem für 1 kWh Strom sind, würden sich die Heizkosten bei Strom fast dreimal so hoch stellen wie bei Gasbeheizung. Es fragt sich, ob diese Mehrkosten durch die oben erwähnten Vorteile der elektrischen Beheizung aufgewogen werden können.

Es ist nicht richtig, wie man aus der Wirtschaftlichkeitsberechnung von Buch entnehmen könnte, daß die bei der elektrischen Beheizung erzielten wesentlich günstigeren Zahlen nur durch diese erreicht werden können. Daß Buch die elektrische Beheizung nur im Verhältnis zur Halbgasbeheizung betrachtet, mag daran liegen, daß ganz allgemein über die Verzinkung nur wenig und dann zum Teil noch überholte Betriebszahlen im Schrifttum angegeben sind, so daß keine Unterlagen über koksofengasbeheizte Zinkessel bekannt oder zugänglich sind.

Ausführlich können diese Fragen hier nicht behandelt werden, es seien aber in *Zahlentafel 1* einige Angaben von koksofengasgefeuerten Rohrkesseln den von Buch angegebenen Zahlen von halbgas- und elektrisch beheizten Kesseln für Rohrverzinkung gegenübergestellt.

Zahlentafel 1. Einfluß der Beheizungsart von Zinkesseln auf den Betrieb.

Art der Feuerung	Leistung t/h	Rohzinkverbrauch kg/t Durchsatz	Entfall an		Schlacke kg/t	Flußmittelverbrauch kg/t	Kesselhaltbarkeit in	
			Hartzink in kg/t	Zinkasche in kg/t			Jahren	durchgesetzte t
Halbgas . .	0,5	130	30	30	75	5,0	3 Jahre	10 800
Elektrisch .	0,5	104	15	15	37,5	3,1	6 Jahre	21 600
Koksofengas A	3,5	76,3	12,5	12,7	28	1,8	1 bis 2 Jahre	25 000 bis 50 000
Koksofengas B Spitze 13 bis 14	8,82	83,2	6,7		18,7	3,6	—	—

Man sieht also, daß mit Koksofengasfeuerung zum Teil erheblich bessere Ergebnisse erzielt wurden, als Buch sie für elektrisch beheizte Kessel angibt, womit nicht gesagt sein soll, daß nicht dieselben oder vielleicht noch bessere Werte mit elektrisch beheizten Kesseln erzielt werden können. Es spielen aber neben einer gleichmäßigen Beheizung eben für die obigen Zahlen auch noch andere Einflüsse eine ausschlaggebende Rolle. Für den Rohzinkverbrauch z. B. ist neben der gleichmäßigen und richtigen Temperatur die Oberfläche der Gegenstände von großem Einfluß (Art der Beizung, Art der Zunderausbildung). Für die Hartzinkbildung ist neben der Temperatur auch sehr wesentlich, daß die Gegenstände vor dem Verzinken weitgehend von Eisensalzen befreit werden²⁾. In ungünstigen Fällen kann mehr als die Hälfte des Hartzinks aus den Eisensalzen stammen.

Die Angaben der Kesselhaltbarkeit in Jahren bietet keine gute Vergleichsmöglichkeit, es sind daher in der *Zahlentafel 1* die durchgesetzten Mengen mit angegeben. Für einen einwandfreien Vergleich wäre aber noch wichtig, den Durchsatz je m² beheizte Fläche und Stunde zu kennen. Denn es ist klar, daß ein Kessel, der bei demselben Durchsatz nur die halbe Heizfläche hat, die erforderliche Wärmemenge nur dadurch erhalten kann, daß das Temperaturgefälle größer wird, d. h. also, daß die Kesselwandtemperatur höher und damit der Verschleiß durch Hartzinkbildung größer wird. Trotzdem sind bei einem Rohrverzinkungskessel bei verhältnismäßig hoher Heizflächenbelastung und Koksofengasfeuerung 37 000 t bis zur ersten Ausbesserung durchgesetzt worden (nach ausländischen Angaben bis 70 000 t bei Umlaufgasbeheizung), so daß dagegen die Kesselhaltbarkeiten, die

Buch für elektrisch beheizte Kessel angibt, nicht sonderlich hoch erscheinen.

Man wird also bei einer Wirtschaftlichkeitsberechnung von elektrisch geheizten Kesseln nicht, wie Buch es macht, Dinge auf der Plusseite erscheinen lassen können, die auch mit anderen Beheizungsarten zu erreichen sind. Zweifellos hat die elektrische Beheizung den nicht zu unterschätzenden Vorteil der Sauberkeit und guten Regelbarkeit, aber auch die neuzeitlichen Koksofengasfeuerungen³⁾ genügen den Ansprüchen, die billigerweise gestellt werden können.

Buch gibt dann noch eine Darstellung verschiedener in Betrieb befindlicher elektrisch beheizter Verzinkungskessel mit Angabe einiger Betriebszahlen und Abbildungen.

Als zweckmäßig erscheint das vom Verfasser erwähnte elektrisch geheizte Abflußrohr, das die bis jetzt vielfach gebräuchliche Gaslunte ersetzen kann, sowie die Mineralwollmasse zur Vermeidung des Strahlungsverlustes. Ueber ein Mittel, das ähnliche Wirkung wie die Mineralwolle haben soll, aber auch gleichzeitig die Oxydbildung durch Abgabe eines inerten Gases herabsetzen soll, berichtet W. H. Spowers⁴⁾. *Rolf Haarmann.*

Beiträge zur Eisenhüttenchemie.

(Januar bis März 1938.)

1. Geräte und Einrichtungen.

W. Radmacher¹⁾ beschreibt das neue chemische Laboratorium des Rheinisch-Westfälischen Kohlen-Syndikats in Essen. Bei der Ende 1936 in Benutzung genommenen neuen Anlage handelt es sich im erweiterten Sinne um eine Prüf-anstalt, deren Aufgaben sich hauptsächlich auf die Güte- und Eignungsprüfung der vom Kohlen-Syndikat vertriebenen Brennstoffe Steinkohle, Koks und Briketts erstrecken. Dem Wesen dieses Arbeitsgebietes entsprechend ist das Institut nach rein praktischen Gesichtspunkten unter Berücksichtigung neuzeitlicher Erkenntnisse als ein brennstoffchemisch-analytisches Untersuchungslaboratorium ausgebildet und ist in seinem Aufbau, seiner Einrichtung und Ausstattung als solches anzusehen. Bei der Aufstellung des Bauplanes ergab sich zunächst eine Zerlegung und dann wieder eine organische Aneinanderreihung der einzelnen Arbeitsvorgänge. Auf diese Weise entstand eine streng durchgeführte Aufteilung in Einzelarbeitsräume, die für dieses Laboratorium als Untersuchungsstätte mit hauptsächlich analytischen Reihenbestimmungen kennzeichnend ist. Den Arbeitsvorgängen entsprechend entwickelten sich die Raumfolge und die Gruppierung zusammenhängender Arbeitsräume sowie deren Verteilung. Jedes Geschoß dient einem in sich abgerundeten Arbeitsvorgang. Dies spiegelt sich auch im Äußeren des Baues durch die Betonung der Waagerechten wider. Bei aller Zweckmäßigkeit, Klarheit und Uebersichtlichkeit im Aufbau wurde vor allem der größten Betriebssicherheit, den hygienischen Erfordernissen und damit der Gesundheit und der Erhaltung der Arbeitskraft der Gefolgschaftsmitglieder und nicht zuletzt der Schönheit der Arbeit Rechnung getragen.

2. Roheisen, Stahl und Sonderstahl.

E. C. Pigott²⁾ beschäftigte sich mit der Zinkoxyd-trennung bei der Manganbestimmung in Sondergußeisen nach dem Bismutatverfahren und stellte fest, daß hierbei etwas Mangan als Phosphat gefällt werden kann und die Manganhalte dieserhalb durchweg zu niedrig ausfallen. Die Fehlerquelle kann vermieden werden, wenn man die Zinkoxydfällung wiederholt und vor der zweiten Fällung die Lösung mit Ammoniak neutralisiert.

A. Gotta³⁾ prüfte die Fehlerquellen nach bei der Bestimmung des Schwefels in Stählen und Eisenlegierungen durch Verbrennung im Sauerstoffstrom. Daß das Verbrennungsverfahren trotz allen seinen Vorteilen bislang nicht allgemein zur Einführung gelangte, ist dadurch bedingt, daß mit den bisher beschriebenen Anordnungen nicht die gesamte Schwefelmenge erfaßt wird. Zur Erzielung richtiger Werte ist es nötig, die Titrierlösungen auf einen Stahl mit bekanntem, nach einem anderen Verfahren ermittelten Schwefelgehalt einzustellen. Diese an sich unbefriedigende empirische Arbeitsweise schließt naturgemäß manche Fehlermöglichkeit ein. Gotta versuchte deshalb, die Ursache dieser Minderbefunde aufzuklären. Die Schwefelverluste können bedingt sein durch unvollständige Absorption

¹⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 398.

²⁾ Steel 102 (1938) Heft 11, S. 65/66.

³⁾ Chem. Fabrik 11 (1938) S. 20/27.

⁴⁾ Analyst 62 (1937) S. 860/63; nach Chem. Abstr. 32 (1938) Sp. 878/79.

⁵⁾ Z. anal. Chem. 112 (1938) S. 7/15.

²⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 397.

und Entweichen in die Atmosphäre, durch unvollständiges Austreiben des Schwefels aus dem Stahl und schließlich durch Zurückhalten auf dem Wege vom Schmelzen bis zur Absorptionsflüssigkeit. Um festzustellen, ob Schwefel in Form von schwer absorbierbaren Schwefeltrioxydnebel durch die Absorptionsflüssigkeit hindurchgeht, wurden an das Absorptionsgefäß sehr dichte nasse Filter angeschlossen; Schwefelsäure konnte in diesen Filtern nicht nachgewiesen werden. Von dem im Schmelzen zurückbleibenden Eisenoxyd wurde Schwefel in nachweisbaren Mengen nur dann zurückgehalten, wenn die Ofentemperatur und die Verbrennungsgeschwindigkeit so niedrig waren, daß das Oxid nicht zum Schmelzen kam. Auf dem Wege vom Schmelzen zur Absorptionsflüssigkeit, und zwar besonders in dem zur Zurückhaltung des Oxydrauches dienenden Filterröhrchen, weiterhin im kälteren Teil der Austrittsseite des Porzellanrohres und in den Verbindungsleitungen ließ sich dagegen immer Schwefel nachweisen.

Nachdem so der Verbleib des nichterfaßten Schwefels in befriedigender Weise geklärt war, versuchte Gotta die genannten Fehlerquellen auszuschalten. Größtmögliche Steigerung der Strömungsgeschwindigkeit und Warmhalten der Austrittsseite des Verbrennungsrohres hatten nur begrenzte Wirkung. Hingegen führte eine besonders erdachte Versuchsanordnung, bei der das Oxydfilter weggelassen wurde, das kalte Ende des Porzellanrohres nicht mehr zur Wirkung kommt und die Verbindung vom Verbrennungsrohr zum Absorptionsgefäß mit letzterem vereinigt ist, voll und ganz zum Ziel und gestattete den gesamten Schwefel von Stählen und Eisenlegierungen ohne Zuhilfe von empirischen Werten mit 0,01 n-Natronlauge schnell und genau zu erfassen. Zur Erzielung einwandfreier Werte ist bei den einzuhaltenden Bedingungen zu beachten, daß trotz vollständiger Verbrennung und Schmelzens der Oxyde bei Temperaturen unterhalb 1200° selbst bei leichtverbrennlichen Stählen gelegentlich mit kleinen Minderbefunden, offenbar durch Zurückbleiben von Schwefel im Oxid, zu rechnen ist. Die Verbrennungstemperatur sollte deshalb in keinem Fall unter 1200° liegen. Von der Verwendung von Metall- oder Metalloxydzuschlägen zur Erzielung einer niedrigeren Verbrennungstemperatur und einer besseren Verbrennung wird abgeraten. Versuche mit Zinn, Wismut, Kupfer, Blei und Aluminium oder mit deren Oxyden ergaben in der genannten Reihenfolge steigende Minderbefunde an Schwefel. Auch bei sehr langsamer Sauerstoffzufuhr werden zu niedrige Werte erhalten.

Nach einer Mitteilung von E. Chandelle⁴⁾ läßt sich Dinatriummethylarsenat gut als Reagens auf Zirkon verwenden. Die Reaktion ist recht empfindlich. Die Metalle Aluminium, Chrom, Nickel, Kobalt, Zink, Mangan, Kalzium und Magnesium stören den Nachweis des Zirkons nicht. Eisen in größerer Menge verzögert die Ausfällung.

J. A. Atanasiu⁵⁾ bestimmt Zerk potentiometrisch als Oxalat unter Benutzung einer 0,1 n-Natriumoxalatlösung. Er verwendet neutrale Lösungen von Chlorid oder Nitrat; Sulfate sind nicht verwendbar. Die Titrations werden bei gewöhnlicher oder höherer Temperatur in Lösungen von 50prozentigem Aethylalkohol oder Azeton ausgeführt und ergeben der Theorie entsprechende Werte. Die Indikatorelektrode ist aus Platin. Kaliumionen verschleiern den Titrationsverlauf unabhängig von ihrem Anion, während Natrium- und Ammoniumionen den Potentialabfall im Äquivalenzpunkt verstärken.

3. Erze, Schlacken, Zuschläge, feuerfeste Stoffe u. a. m.

Vergleichende Untersuchungen von P. Urech⁶⁾ über die maßanalytische Eisenbestimmung in Aluminiumerzen und Rückständen der Tonerdeherstellung ergaben die Vorteile der Titration mit Titantrichlorid gegenüber der Permanganattitration. Zur Ausführung der Bestimmung wird gesagt, daß sich für den Aufschluß der Aluminiumerze, besonders des Bauxits, keine allgemeingültigen Vorschriften geben lassen, da der Aufschluß in der Regel von der Herkunft des Erzes abhängt. Die Einwaage an Erz oder Rückstand beträgt durchschnittlich 2 g, das Filtrat nach der Kieselsäureabscheidung wird auf 500 cm³ gebracht. 50 cm³, bei Rückständen 25 cm³, des Filtrates werden in einen 500-cm³-Erlenmeyerkolben abpipettiert und mit so viel Tropfen Kaliumpermanganatlösung versetzt, daß eine Rosa-färbung eben bestehen bleibt. Man versetzt dann mit 2 cm³ 50prozentiger Kaliumrhodanidlösung und titriert mit Titantrichloridlösung bis zur Entfärbung, wobei das langsame Einstellen des Endpunktes zu berücksichtigen ist. Die Vorteile des

Titantrichloridverfahrens vor dem Permanganatverfahren bestehen in einer wesentlichen Zeitersparnis, in der Ersparnis von Reagenzien und Analysenlösung und darin, daß für sämtliche Eisengehalte nur ein Wert bestimmt zu werden braucht. Als Nachteil muß die etwas umständliche Titrationsanordnung und die Empfindlichkeit der Titantrichloridlösung gegen Luftsaurestoff gewertet werden, die auch eine öftere Nachprüfung des Wertes der Titerlösung bedingt.

4. Metalle und Metallegierungen.

Bei der Einzelbestimmung der Legierungselemente in Rotguß und Bronze befaßte sich K. Brückner⁷⁾ weiterhin⁸⁾ mit der Bestimmung von Kupfer und Blei. Bislang wurden diese Bestimmungen in der salpetersauren, von Metazinn- und Antimonsäure abfiltrierten Lösung durch gemeinsame Elektrolyse der beiden Elemente bestimmt. Dieses Bestimmungsverfahren ist jedoch ungenau, weil die abgeschiedenen Metasäuren mehr oder weniger große Mengen von Kupfer zurückhalten, so daß die Kupferwerte immer zu niedrig ausfallen. Brückner hat versucht, Kupfer und Blei aus der salpetersauren Lösung von 1 g einer guten Durchschnittsprobe des Materials ohne vorherige Entfernung der Metasäuren herauszuelektrolysieren. Zu diesem Zweck wird die Einwaage mit Salpetersäure (1,4) unmittelbar im Elektrolysiervase versetzt, nach dem Abstreifen der Stickoxyde in üblicher Weise mit Wasser verdünnt und das Kupfer und Blei aus der trüben Lösung ohne Rücksicht auf die abgeschiedenen Metasäuren elektrolysiert. Um gleiche Bedingungen in der Säurekonzentration zu erzielen, wird die salpetersaure Lösung vor der Elektrolyse mit Ammoniak neutralisiert bis zum Auftreten der tiefblauen Komplexfarbe des Kupfers und dann wieder angesäuert, bis die ursprüngliche hellblaue Farbe wieder auftritt. Hierfür wird die Lösung mit 15 cm³ Salpetersäure angesäuert und das Kupfer und Blei bei einer Stromstärke von 4 bis 6 A und bei einer Temperatur von etwa 40° elektrolysiert. Das Verfahren gibt selbst bei Zinnwerten bis 20 % und Antimongehalten bis 2 % recht gute Werte. Voraussetzung ist allerdings die Einhaltung der erforderlichen, oben angegebenen Säurekonzentration. Bei Antimongehalten über 10 % treten beim Kupfer und auch beim Blei Ueberwerte auf; es scheidet sich Antimon sowohl kathodisch als auch anodisch ab. Diese Abscheidung von Antimon ist deutlich am Kupferniederschlag zu erkennen, der nicht mehr die bekannte hellrote Farbe aufweist, sondern dunkel angelaut ist. Die Ueberwerte lassen sich aber leicht beheben, wenn man die verunreinigten Metallabscheidungen von den Netzen ablost und das Kupfer und Blei ein zweites Mal elektrolysiert. Das angegebene Verfahren ist bei Verwendung guter Durchschnittsproben, die im allgemeinen bei Spänen vorliegen, einfach und sehr genau. Die Bestimmung von Kupfer und Blei läßt sich bei einmaliger Elektrolyse in $\frac{3}{4}$ h, bei zweimaliger in $1\frac{1}{2}$ bis 2 h ausführen.

E. Lay und A. Keil⁹⁾ besprechen die Erfahrungen, die in einjähriger betriebsmäßiger Durchführung der spektralanalytischen Bestimmung von Magnesium, Mangan, Silizium, Titan in Gehalten bis zu 1,5 % in Aluminiumlegierungen gemacht wurden. Die Genauigkeit der Verfahren ist bei Einhaltung bestimmter Arbeitsvorschriften ausreichend. Die Vorteile durch Zeitgewinn fallen stark ins Gewicht.

5. Brennstoffe, Gase, Oele u. a. m.

Ein Schnellverfahren zur Bestimmung des zeitlichen Verlaufes der Reduktionsfähigkeit von Koks teilen W. J. Müller und E. Jandl¹⁰⁾ mit. Die feingepulverte Probe befindet sich in einem Quarzgutschälchen mit einer Bodenfläche von 25 cm² in einem Quarzglasrohr von 650 mm Länge und 35 mm l. W. und wird im elektrischen Ofen auf eine gleichbleibende Temperatur von 900° erhitzt. Ueber die Probe streicht ein gleichmäßiger Kohlensäurestrom von 2 l/h bei Zimmertemperatur und jeweiligem Barometerstand, das sind 33,3 cm³/min. Dieser ideal gleichmäßig bleibende Kohlensäurestrom wird mit einem Manostaten erzeugt. Der Gasstrom wird in einem Chlorkalziumrohr vorgetrocknet und kommt dann zum Strömungsmesser, der angibt, wieviel Gas stündlich durchgeht. Diesem Strömungsmesser folgt ein Mikrohahn, der eine sehr genaue Einstellung der gewünschten Gasmenge erlaubt. Die Feintrocknung, die zur Vermeidung der Wassergasreaktion notwendig ist, erfolgt in einer Phosphoroxypyridente. Dieser ganz gleichmäßige und ganz trockene Gasstrom wird dann im Quarzrohr über das glühende Untersuchungsgut geleitet. Das heiße Gasgemisch wird nach der Reaktion in einem Schlangenkühler

⁴⁾ Bull. Soc. chim. Belgique 46 (1937) S. 283/300; nach Chem. Zbl. 109 (1938) I, S. 666.

⁵⁾ Z. anal. Chem. 112 (1938) S. 15/19.

⁶⁾ Z. anal. Chem. 112 (1938) S. 25/30.

⁷⁾ Chemiker-Ztg. 62 (1938) S. 32/33.

⁸⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 606/07.

⁹⁾ Aluminium; Berl., 19 (1937) S. 749/52.

¹⁰⁾ Brennst.-Chemie 19 (1938) S. 45/48.

wieder auf Zimmertemperatur heruntergekühlt. Das Kühlwasser des Kühlers wird weiterhin durch zwei Bleischlangen geleitet, die das Verbrennen der beiden Gummistopfen verhindern. An den Schlangenkühler schließt sich dann ein zweiter Strömungsmesser an, der die Gasmenge: Kohlenoxyd + nichtreduzierte Kohlensäure abzulesen gestattet. Hinter dem Strömungsmesser ist noch ein Azotometer zur Prüfung der Einrichtung auf Luftfreiheit angebracht.

Die ganze Ausführung des Versuches ist nach 1/2 h beendet, jedoch sind die erhaltenen Werte stets nur Vergleichszahlen. Da es in der Industrie hauptsächlich darauf ankommt, schnellstens ein Ergebnis zum Vergleich zu erhalten, wird das Verfahren als brauchbar für den Industrie- und für den Laboratoriumschemiker bezeichnet. Die Fehlergrenze liegt bei ± 1 %.

Nach einer Untersuchung von K. A. Kobe und W. J. Barnett¹¹⁾ über die Verwendung von platinierter Silikagel als Katalysator bei der Gasanalyse verbrennt Wasserstoff über platinierter Silikagel mit Sauerstoffüberschuß bei 100°. Bei 610° erfolgt die quantitative Verbrennung von Methan und Aethan. Das Katalysatorverfahren kann mithin bei Anwendung der jeweiligen Oxydationstemperatur zur Einzel- oder gemeinsamen Bestimmung von Wasserstoff und Kohlenwasserstoffen benutzt werden.

H. Brückner¹²⁾ beschreibt ein neues genaues Verfahren zur Bestimmung des Verdampfungsverhaltens von Schmierölen. Bei diesem Verfahren wird eine Ölprobe unter festgelegten Versuchsbedingungen und gleichbleibendem Temperaturanstieg bis 550° im Stickstoffstrom erhitzt und der Gewichtsverlust mit einer selbsttätigen Waage bestimmt. Aus der Verdampfungskurve wird die Kennzahl, die die mittlere Verdampfungstemperatur angibt, und die Fraktionierungszahl, die Aufschluß über den Verdampfungsbereich gibt, ermittelt. Gleichzeitig erlaubt das Verfahren die Bestimmung des nicht verdampfenden Rückstandes.

A. Stadeler.

Zusammenhang zwischen Dämpfung und Wechselfestigkeit.

Angeregt durch Versuche über die Wechselfestigkeit und den Dämpfungsverlauf von Stahl St 37¹⁾ entwickelt W. J. van der Eb²⁾ eine Theorie zur Berechnung der Schwingungseigenschaften.

Einleitend erklärt Eb die Bedeutung der Wechsel-, Schwell- und Dauerstandfestigkeit sowie der Wöhler-Linie und des Dauerfestigkeitsschaubildes. Als plastisches Arbeitsvermögen (\mathfrak{A} cmkg/cm³) wird der Inhalt des Spannungs-Dehnungs-Schaubildes bezeichnet, und ferner werden noch die Begriffe dynamisch-plastische Dämpfung und dynamisch-plastischer Zustand eingeführt, wobei der erste Begriff die unter Wechselbeanspruchung auftretende Hysteresisarbeit (A) darstellt. Hervorgehoben wird, daß die Betrachtungen bzw. mathematischen Formulierungen zunächst nur für weiche Stähle und für einen stetig verlaufenden Dauerversuch gelten sollen.

Voraussetzung für die Aufstellung der Hypothese waren die für weichen Stahl bekannten Tatsachen, daß das Spannungs-Dehnungs-Schaubild dieser Stähle durch wechselnde Beanspruchungen verändert und daß durch eingeschaltete Ruhezeiten der ursprüngliche Flächeninhalt des Spannungs-Dehnungs-Schaubildes nicht wieder erreicht wird. Als Ursache für diese Veränderungen nimmt Eb die Änderungen der dynamisch-plastischen Dämpfung an, die sich aus drei Dämpfungsanteilen zusammensetzt:

1. der ungefährlichen plastischen Dämpfung, die in Wärme umgesetzt wird;
2. der gefährlichen plastischen Dämpfung, die Kristallitverformungen verursacht und molekular zerstörend wirkt;
3. der Gleit- oder Reibungsdämpfung, die sich ebenfalls in Wärme umsetzt.

Im ersten Teil der Arbeit wird zur Ableitung der Formeln für die Wöhler-Linie und die Wechselfestigkeit sowie für das Dauerfestigkeitsschaubild ein Verlauf der Dämpfung in Abhängigkeit von der Lastwechselzahl nach Bild 1 zugrunde gelegt. Die plastische Dämpfung f_n und die Gesamt-

dämpfung F_n lassen sich durch folgende Gleichungen wiedergeben:

$$f_{(n)} = A - \alpha \cdot A \cdot \left[\int_0^n f_{(n)} dn - W \cdot n \right], \quad (1)$$

$$F_{(n)} = A + \beta \cdot A \cdot \left[\int_0^n f_{(n)} dn - W \cdot n \right], \quad (2)$$

in denen α und β feste Zahlenwerte sind, W die ungefährliche plastische Dämpfung und A die dynamisch-plastische Dämpfung bezeichnen. Nach Differenzierung von Gleichung 1 und Auflösung dieser Gleichung unter Einführung der Grenzbedingung, daß für $n = 0$, $f_{(n)} = A$ sein muß, ergibt sich für

$$f_{(n)} = (A - W) \cdot e^{-an} + W \quad (3)$$

und für

$$F_{(n)} = (A - W) \cdot e^{-a \cdot n} + W + \beta \cdot A \left(\frac{A - W}{a} \right) \cdot (1 - e^{-an}), \quad (4)$$

worin $a = \alpha \cdot A$ bedeutet; je nach der Größe von β zu α kann $F_{(n)}$ zu- oder abnehmen.

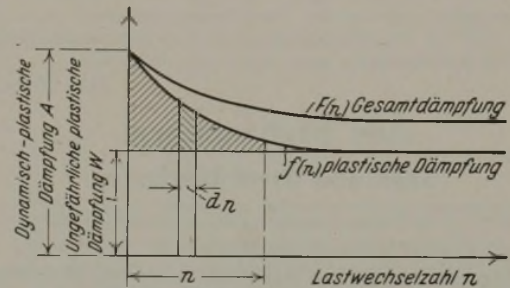


Bild 1. Verlauf der Gesamtdämpfung $F_{(n)}$ und der dynamisch-plastischen Dämpfung $f_{(n)}$ in Abhängigkeit von der Lastwechselzahl.

Für die Wechselfestigkeit wird aus den Dämpfungswerten folgende Beziehung abgeleitet:

$$\sigma_w = \sqrt{\frac{x \cdot W}{2 \cdot \gamma \cdot (1 - \alpha \cdot \mathfrak{A})}}, \quad (5)$$

in der \mathfrak{A} durch $\frac{1}{a} (A_w - W)$ dargestellt wird; A_w bezeichnet die zur Wechselfestigkeit gehörige Anfangsdämpfung. Unter der Annahme, daß die Grenze der ungefährlichen plastischen Dämpfung der natürlichen Elastizitätsgrenze (σ_{ne}) entspricht, wird $W = 2 \cdot \gamma \cdot \sigma_{ne}^x$ und damit

$$\sigma_w = \sigma_{ne} \cdot \sqrt{\frac{x}{1 - \alpha \cdot \mathfrak{A}}}; \quad (6)$$

γ und x sind Zahlenwerte, die vom Werkstoff abhängen.

Der Verlauf der Wöhler-Linie wird durch folgende Gleichung wiedergegeben:

$$n = \frac{1}{2 \cdot \alpha \cdot \gamma \cdot \sigma_{ne}^x \cdot \log e} \cdot \left\{ \log [\sigma^x - \sigma_{ne}^x] - \log [(1 - \alpha \cdot \mathfrak{A}) \cdot \sigma^x - \sigma_{ne}^x] \right\}. \quad (7)$$

Hierin stellt σ die zur Dämpfung A gehörige Spannung dar; sie wird durch den Ausdruck $\sigma^x = \frac{A}{2 \cdot \gamma}$ festgelegt.

Für das Dauerfestigkeitsschaubild wird die folgende Gleichung angegeben:

$$[\sigma_m + \sigma_a]^x \pm [\mp (\sigma_m - \sigma_a)]^x = \frac{2}{1 - \alpha \cdot \mathfrak{A}} \cdot \sigma_{ne}^x. \quad (8)$$

Für $\sigma_m = 0$ liefert Gleichung 8 die Wechselfestigkeit nach Gleichung 6.

Am Schluß des ersten Teiles der Arbeit wird noch auf die Berechnung der Schwingungseigenschaften eines Stabes mit rechteckigem Querschnitt unter Biegebelastung sowie auf die mathematische Formulierung der gesamten Reibungsdämpfung eingegangen. Aus den hier gegebenen Ableitungen läßt sich je nach der Art der eingeführten Parameter ein stetig steigender bzw. fallender oder auch erst ansteigender und anschließend abfallender Dämpfungsverlauf wiedergeben.

Im zweiten Teil der Arbeit wird zunächst über die Ergebnisse von Dämpfungsmessungen und über die Wechselfestigkeitswerte von St 37 und St 52 aus dem Schrifttum¹⁾ berichtet. Ferner werden aus den Versuchsergebnissen die Zahlenwerte x und γ errechnet und der mit diesen Werten berechnete Verlauf

¹¹⁾ Ind. Engng. Chem., Anal. ed., 10 (1938) S. 139/40.

¹²⁾ Angew. Chem. 51 (1938) S. 53/55.

¹⁾ E. Voigt und K. H. Christensen: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 14 (1932) S. 151/67; vgl. Stahl u. Eisen 52 (1932) S. 1077/78; M. Hempel und C.-H. Plock: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 17 (1935) S. 19/31; vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 550/51; A. Pomp und M. Hempel: Mitt. K.-Wilh.-Inst. Eisenforsch. 18 (1936) S. 1/14; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 735/36.

²⁾ Ingenieur, Ned.-Indie, (1938) Nr. 2, S. 35/41; Nr. 3, S. 50/59.

des Dauerfestigkeitsschaubildes mit dem versuchs- mäßig festgestellten Verlauf verglichen. Die gefundene Uebereinstimmung der aus den Versuchswerten ermittelten und aus den abgeleiteten Formeln berechneten Schwingungseigen- schaften bedeutet nach Eb eine Daseinsberechtigung der Hypo- these; die Theorie soll durch weitere in Angriff genommene Versuche ihre Bestätigung finden, wobei dem Einfluß der Kerb- wirkung und der Gefügeungleichmäßigkeit besondere Beachtung zukommt.

Durch diese Arbeit wird erneut versucht, die Dämp- fungs- und Wechselfestigkeitswerte in Beziehung zu- einander zu bringen¹⁾. Eine größere Bedeutung wird diesen mathematischen Ableitungen jedoch erst dann zuzusprechen sein, wenn es gelingt, die in die Berechnungen eingeführten Zahlenwerte nicht aus den Versuchswerten, sondern aus einer Theorie selbst zu ermitteln. Dabei darf einmal das unterschied- liche Verhalten der Dämpfung von der Belastungshöhe und Last- wechselzahl, ferner von der Mittelspannung und der Versuchs- führung und zum anderen dürfen die verschiedenen Einflüsse auf die Höhe der Wechselfestigkeit nicht außer acht gelassen werden. Hinzu kommt, daß die Ursachen für die unter Wechsel- beanspruchung eintretenden Dämpfungsänderungen noch nicht geklärt und die Zusammenhänge zwischen Kerbempfindlichkeit und Werkstoffdämpfung noch nicht gefunden sind.

Max Hempel.

Aus Fachvereinen.

Iron and Steel Institute.

(Frühjahrsversammlung und Symposium on Steelmaking am 4. und 5. Mai 1938 in London. — Fortsetzung von S. 849.)

C. E. Richards beschäftigte sich mit der

Witterungsbeständigkeit von verzinktem Draht und ihrer Prüfung bei der Abnahme.

Der Bericht befaßt sich zunächst mit Laboratoriums- kurzversuchen, auf Grund deren die Kupfersulfat-Tauch- prüfung als unzuverlässig abgelehnt und die Anwendung der vollständigen Auflösung zur Ermittlung der Zinkschichtdicke empfohlen wird. Leider wird versäumt, die Ergebnisse der Kurz- versuche den Ergebnissen der Naturrostversuche gegenüber- zustellen. Man kann aber den Zahlentafeln entnehmen, daß zwei verschieden stark verzinkte Drähte sich in angreifender Atmo- sphäre wie 1,9 : 1 verhielten, während in guter Uebereinstimmung damit das Verhältnis für die Dicke der Zinkschicht nach der Auflöser in Salzsäure bei 1,8 : 1 und nach der elektrolytischen Arbeitsweise von S. C. Britton²⁾ bei 2,1 : 1 liegt. Demgegen- über zeigten die Drähte bei der Kupfersulfat-Tauchprobe nur ein Verhältnis von 1,2 : 1.

Die Naturrostversuche wurden an verschiedenen engli- schen und schottischen Orten durchgeführt. Je nach der Art der Atmosphäre ergeben sich folgende jährliche Gewichts- verluste:

	a Rostgeschwindigkeit des Zinks g/m ² · Jahr	b Rostgeschwindigkeit des Stahles (< 0,05 % Cu) g/m ² · Jahr	Verhältnis a : b
Industrieluft	82	1300	1 : 15,7
Stadtluft	43	600	1 : 14,0
Landluft	15	430	1 : 28,4

Demgegenüber liegen die Werte eigener Versuche der Be- richterstatter etwa um die Hälfte niedriger:

	a Rostge- schwindigkeit von Zink g/m ² · Jahr	b Rostge- schwindigkeit von Stahl mit 0,06 bis 0,08 % Cu g/m ² · Jahr	Verhältnis a : b	b' Rostge- schwindigkeit von Stahl mit 0,02 % Cu g/m ² · Jahr	Verhältnis a : b'
Industrieluft	>40	430—500	1 : 11 bis 1 : 12,5	620—720	1 : 15,5 bis 1 : 18
Landluft (97 Monate)	7—10	125	1 : 13 bis 1 : 12,5	180	1 : 26 bis 1 : 18

Der Grund für die allgemein höhere Rostungsgeschwindigkeit bei den englischen Versuchen muß wohl von Teil an der Art der Atmosphäre liegen, obwohl sämtliche Versuchsorte entweder unmittelbar an oder in der Nähe der Küste lagen. Nach Versuchen der American Society for Testing Materials³⁾ ist aber der Korrosionsangriff in Küstenluft erheblich geringer als der Angriff in Industrieluft.

¹⁾ Vgl. W. Späth: Arch. Eisenhüttenw. 11 (1937/38) S. 503/08 (Werkstoffaussch. 412).

²⁾ J. Inst. Met. 58 (1936) I, S. 211/25.

³⁾ Proc. Amer. Soc. Test. Mater. 33 (1933) I, S. 140/65.

Es fällt auch auf, daß das Verhältnis der Rostungs- geschwindigkeit des Zinks zu der des Stahles mit den Versuchen der Berichterstatter in Landluft nicht übereinstimmt, während in Industrieluft eine gute Uebereinstimmung vorliegt. Diese Unstimmigkeit erklärt sich durch die verschiedene Ver- suchsdauer. Wie Versuche von K. Daeves¹⁾ ergeben haben, bleibt die Rostungsgeschwindigkeit in Industrieluft gleich, nimmt aber in Landluft allmählich ab. Bei der Angabe einer Korrosions- geschwindigkeit in Landluft muß also immer die Versuchszeit berücksichtigt werden. Nach eigenen Untersuchungen beträgt z. B. die Rostungsgeschwindigkeit von Reineisen in Landluft bei einer Versuchszeit von 97 Monaten etwa 160 g/m² · Jahr, nach nur 30 Monaten Versuchszeit dagegen etwa 230 g/m² · Jahr. Rechnet man die von Richards bei einer Versuchsdauer von 2 1/2 Jahren ermittelte Rostungsgeschwindigkeit des Eisens in Landluft im obigen Verhältnis auf eine Versuchszeit von 97 Mo- naten um, so kommt man auf eine Rostungsgeschwindigkeit von 300 g/m² · Jahr. Da nun im Gegensatz zu Eisen die Korrosions- geschwindigkeit von Zink auch in Landluft gleichbleibt²⁾, verhält sich nunmehr die Rostungsgeschwindigkeit des Zinks zu der des Eisens wie 1 : 20, was unseren eigenen Versuchen schon näher- kommt.

Außerdem muß beachtet werden, daß die Versuche von Richards mit zwei Werkstoffen mit sehr niedrigem Kupfergehalt (0,05 bzw. 0,008 % Cu) durchgeführt wurden. Der Einfluß des Kupfergehaltes wirkt sich allerdings in Landluft und Industrie- luft in etwa gleicher Weise aus. Bei Verwendung eines Versuchs- stahls mit etwa 0,07 % Cu aber hätten sich die ermittelten Rostungs- geschwindigkeiten des Stahles bereits auf den 0,7fachen Betrag vermindert. Da die Rostungsgeschwindigkeit des Zinks gleich- bleibt, verhalten sich dann die Rostungsgeschwindigkeiten von Zink und Eisen in Industrieluft wie 1 : 11 und in Landluft wie 1 : 14. Unter Berücksichtigung der verschiedenen Versuchsdauer und des verschiedenen Kupfergehaltes ergibt sich also gute Ueber- einstimmung mit den eigenen Versuchen.

Der Zugfestigkeitsverlust durch die Korrosion betrug bei den englischen Versuchen im Mittel 15 % je Jahr gegenüber 7,5 bis 10 % bei eigenen Versuchen. In Landluft ergab sich ein Verlust von 9 % gegenüber 3 bis 5 % bei eigenen Versuchen. Die Festigkeitsverluste liegen also wie die Rostungsverluste bei den englischen Versuchen doppelt so hoch.

Die Gewichtsverlustkurve von verzinkten Proben ergibt nach Zerstörung der Zinkschicht einen Knickpunkt²⁾. Durch diesen Knickpunkt bestimmt Richards die „wirksame“ Lebens- dauer der Zinkschicht. Da jedoch der Verlauf der Zink- zerstörungen nicht mehr geradlinig erfolgen kann, wenn bereits Teile des Eisens freiliegen, so liegt die „wirksame“ Lebensdauer der Zinkschicht niedriger, als die Dauer der Schutzwirkung des Zinks tatsächlich beträgt. Aus diesem Grunde ist auch die „wirk- same“ Dicke der Zinkschicht, die aus der wirksamen Lebensdauer bestimmt ist, mit Werten, die im Mittel bei knapp 200 g/m² liegen, niedriger als die Analysenwerte, die im Mittel 250 g/m² ergaben. An einem Beispiel wird gezeigt, daß durch Erhöhung der Zink- auflage tatsächlich eine Ersparnis an Unterhaltungskosten eintritt

Karl Daeves und K.-F. Mewes.

C. R. Austin und H. D. Nickol legten einen Bericht vor über einen

Vergleich des Dauerstandverhaltens von Legierungen bei erhöhten Temperaturen.

Sie führten mit drei Gruppen von Legierungen, nämlich austenitischen Chrom-Nickel-Stählen mit 18 % Cr und 8 % Ni, ferritischen Chromstählen und Nickel-Kobalt-Legierungen, deren Zusammensetzung in *Zahlentafel 1* wiedergegeben ist, Dauer- standversuche unter Belastungen von 1,4 bis 5,6 kg/mm² bei 600, 700 und 800° durch.

Hierzu benutzten sie die in *Bild 1* wiedergegebene Ver- suchseinrichtung, die die gleichzeitige Prüfung von sechs Probestäben gestattet. Die 500 mm langen Proben von 4,7 mm Dmr. sind auf einer Meßlänge von 100 mm auf 3,2 mm abge- schliffen. Die Temperatur des elektrisch geheizten Ofens wird mit Hilfe eines in einem Rohr aus zunderfestem Stahl liegenden Silikastabes geregelt, der einen Mikroschalter betätigt, um einen Teil des elektrischen Stromes zu- oder abzuschalten. Das Schalt- schema der Einrichtung zeigt *Bild 2*. Die Proben werden durch geeichte Federn belastet, die entsprechend den eintretenden Dehnungen des Probestabes in bestimmten Zeiträumen nach- gestellt werden. Durch drei außerhalb des Ofens angebrachte

¹⁾ Naturwiss. 23 (1935) S. 653/56.

²⁾ K. Daeves, W. Pünger u. W. Rädker: Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 410/13 (Werkstoffaussch. 418).

Invarstäbe wird die Scheibe A (Bild 1) unabhängig von Schwankungen der Raumtemperatur in einem bestimmten Abstand von der unteren Einspannung der Probestäbe gehalten, und es werden die eintretenden Dehnungen des Probestabes mit Hilfe von Mikrometerschrauben, die auf der Scheibe aufsitzen, an Verlängerungsstäben gemessen. Die Genauigkeit der Dehnungsmessung hängt davon ab, mit welcher Empfindlichkeit sich der Kontakt zwischen Mikrometerschraube und dem oberen Ende des Verlängerungsstückes herstellen läßt. Auf mechanischem Wege war dies mit der notwendigen Genauigkeit nicht möglich, wohl dagegen mit einer Gitterröhre, so daß Längenänderungen des Probestabes von 0,0025 mm ermittelt werden konnten.

Unter den zahlreich aufgenommenen Zeit-Dehnungs-Schaulinien fällt auf, daß besonders bei den Nickel-Kobalt-Legierungen nicht unerhebliche Verkürzungen der Probestäbe unter Last beobachtet wurden, die auf Aushärtungserscheinungen zurückzuführen sind. So wurde bei der Legierung 3107 bei 600° unter der allerdings geringen Belastung von 0,07 kg/mm² nach 200 h eine Verkürzung der Probe von 0,2 % gefunden. Aber auch bei höheren Belastungen, beispielsweise 5,62 kg/mm², konnte bei dieser Legierung bei 600° über die 500 h betragende Versuchsdauer eine Verkürzung der Probe festgestellt werden. Die Dehnungen der ferritischen Chromstähle unterscheiden sich grundlegend von denen der austenitischen Chrom-Nickel-Stähle, während das Verhalten der Nickel-Kobalt-Legierungen dem der austenitischen Chrom-Nickel-Stähle ähnlich ist. Bei höheren Belastungen sind die Nickel-

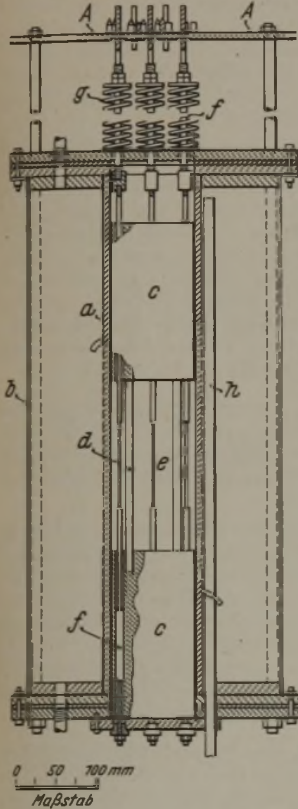


Bild 1. Versuchseinrichtung.
a = Alundumrohr
h = Ofeneinsassung
c = Isolationsstein
d = Porzellanunterstützung
e = Probe
f = Verlängerungsstäbe
g = geeichte Feder
h = Rohr zur Temperaturregelung.

bei niedrigen Belastungen das Verhalten der Nickel-Kobalt-Legierungen dem der austenitischen Chrom-Nickel-Stähle ähnlich ist. Bei höheren Belastungen sind die Nickel-

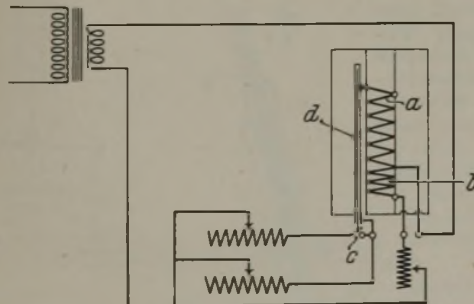


Bild 2. Schaltschema für die Temperaturregelung.
a = Hauptheizwinding
b = Nebenheizwinding
c = Mikroschalter
d = Rohr zur Temperaturregelung.

Kobalt-Legierungen den austenitischen Chrom-Nickel-Stählen überlegen, besonders mit steigender Prüftemperatur. Zum Ver-

Zahlentafel 1. Chemische Zusammensetzung der untersuchten Legierungen.

Legierungen	C %	Si %	Mn %	Cr %	Ni %	Se %
Austenitische Chrom-Nickel-Stähle						
LE	0,07	0,20	0,36	18,16	8,09	—
AMK ¹⁾	0,10	0,32	0,43	18,47	8,63	—
18/8	0,066	0,33	0,55	18,29	9,22	—
302C, Schmelze A	0,07	0,47	0,44	18,25	8,94	—
302C, Schmelze B ²⁾	0,07	0,65	0,34	18,55	8,92	—
303C, Schmelze A	0,09	0,62	0,81	18,53	9,04	0,248
303C, Schmelze B ³⁾	0,09	0,57	0,78	18,33	9,04	0,252
Ferritische Chromstähle						
	C %	Si %	Mn %	Cr %	Ni %	Mo %
Silizium-Chrom	0,42	2,87	—	8,48	—	—
Nichtrostender Stahl ⁴⁾	0,06	0,24	0,37	12,60	0,43	—
A33K ⁵⁾	0,12	0,240	0,49	12,97	0,416	—
A66K ⁶⁾	0,11	0,254	0,42	18,08	0,287	—
329C	0,09	—	—	24,40	3,41	1,60
Nickel-Kobalt-Legierungen						
	Ni %	Co %	Fe %	Ti %	Cr %	W %
Konel	74	17	6	2	—	—
2948	46	25	7,5	2,5	19	—
3107	23	47	7,5	2,5	20	—
2907	46	25	7,5	2,5	—	19
2870	48	25	7	—	20	—
3124	—	85	11,25	3,75	—	—

¹⁾ 0,021 % P; 0,018 % S. — ²⁾ 0,012 % P; 0,009 % S. — ³⁾ 0,131 % P; 0,013 % S. — ⁴⁾ 0,017 % P; 0,006 % S. — ⁵⁾ 0,020 % P; 0,017 % S. — ⁶⁾ 0,017 % P, 0,019 % S.

gleich sind die Dehnungs-Zeit-Schaulinien der bekannten Heizleiterlegierung mit 80 % Ni und 20 % Cr herangezogen.

Auf Grund der Versuchsergebnisse stellen Austin und Nickol das in Bild 3 wiedergegebene Schaubild auf, in dem die Belastung in Abhängigkeit von der prozentalen Dehnung je

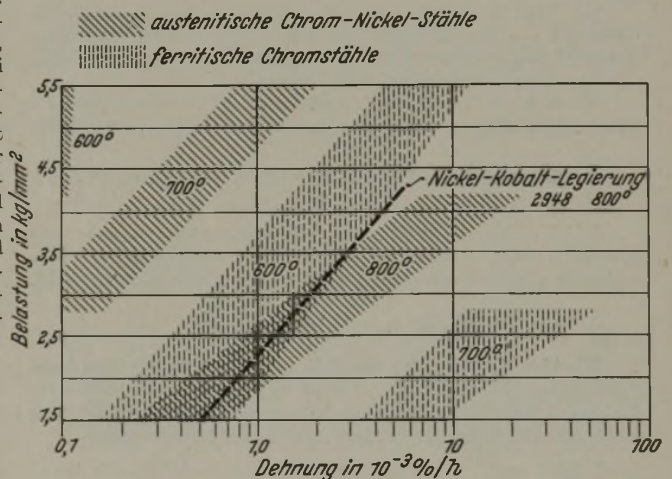


Bild 3. Dehnungen der untersuchten Legierungsgruppen bei Belastungen von 1,4 bis 5,5 kg/mm² und Temperaturen von 600 bis 800°.

1000 h im halblogarithmischen System, getrennt nach den drei Legierungsgruppen, aufgetragen ist. Für die Nickel-Kobalt-Gruppe ist nur die Legierung 2948 berücksichtigt worden. Die Darstellung gibt einen guten Ueberblick über das Verhalten der drei Legierungsgruppen in dem untersuchten Temperatur- und Belastungsbereich.

Ausgedehnte Gefügeuntersuchungen der Legierungen nach der Dauerstandprüfung ergaben, daß die Belastung einen großen Einfluß auf die Ausscheidungsgeschwindigkeit und Ansammlung einer feinverteilten Phase und damit auf die Warmfestigkeit der Legierungen ausübt. Anton Pomp.

[Fortsetzung folgt.]

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 31 vom 4. August 1938.)

Kl. 7 a, Gr. 9/02, A 69 847. Vorrichtung zum Einführen der vorderen Enden von gewickelten Metallstreifen zwischen die

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

Walzen eines Walzwerks. The American Brass Company, Waterbury, Connecticut (V. St. A.).

Kl. 7 a, Gr. 22/03, S 121 072. Ausfahrsvorrichtung für Walzenstraßen mit mehreren nebeneinanderliegenden Walzgerüsten. Sundwiger Eisenhütte Maschinenfabrik Grah & Co., Hemer-Sundwig (Kr. Iserlohn).

Kl. 7 b, Gr. 8/01, S 113 680. Maschine zur Herstellung von geschweißten Rohren. Maschinenfabrik August Seuthe, Hemer i.W.

Statistisches.

Frankreichs Eisenerzförderung im Mai 1938.

Bezirk	Förderung Mai 1938 t	Vorräte am Ende des Monats Mai 1938 t	Beschäftigte Arbeiter
Lothringen	Metz, Diederhofen	1 112 519	12 137
	Briey et Meuse	1 114 093	11 995
	Longwy et Minnières	142 906	1 529
	Nanzig	72 438	1 093
Normandie	157 300	115 223	2 504
Anjou, Bretagne	42 768	38 069	1 175
Pyrenäen	9 738	7 612	547
Andere Bezirke	1 621	12 903	38
Zusammen	2 653 383	2 609 087	31 018

Polens Eisenindustrie im Juni 1938.

Nach den Ermittlungen des polnischen Eisenhütten-Syndikats war die Roheisenerzeugung der polnischen Werke im Juni um 5,5% höher und die Röhrenherstellung um 15% geringer als im Vormonat; die Stahlerzeugung hat um 2,7% zugenommen, die Leistung der Walzwerke blieb fast unverändert.

Im ersten Halbjahr 1938 nahm gegenüber der gleichen Zeit des Vorjahres zu: die Roheisenerzeugung um 30,2% und die Flußstahlerzeugung um 9,6%; die Herstellung von Walzzeug ging dagegen um 11,6% und die von Eisen- und Stahlröhren um 14,1% zurück.

Hergestellt wurden im Juni und ersten Halbjahr 1938:

	Juni t	Mai t	I. Halbjahr 1938 t	I. Halbjahr 1937 t
Roheisen	68 482	64 907	430 179	330 431
Flußstahl	117 752	114 671	725 159	660 701
Walzzeug	86 642	86 408	531 104	601 047
Eisen- und Stahlröhren	6 400	7 555	39 411	45 894

Durch Vermittlung des polnischen Eisenhütten-Syndikats erhielten die Hütten Aufträge auf insgesamt 38 487 t gegenüber 41 020 t im Mai 1938. Von der Gesamtmenge der im Juni überschriebenen Aufträge entfielen 2160 t (4556 t) auf Regierungsaufträge und 35 257 t (36 464 t) auf Privataufträge. Im ersten Halbjahr 1938 gingen an Privataufträgen ein 206 457 t gegen 231 937 t im Vorjahre oder 11% weniger und an Regierungsaufträgen 61 622 t gegen 40 153 t oder 53,5% mehr.

Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im Juni 1938¹⁾.

	Januar 1938	Februar 1938	März 1938	April 1938	Mai 1938 ²⁾	Juni 1938
Hochöfen am 1. des Monats:						
im Feuer	101	97	91	85	83	81
außer Betrieb	108	112	118	124	126	128
insgesamt	209	209	209	209	209	209
			1000 metr.			
Roheisenerzeugung insgesamt	644	556	553	479	483	463
Darunter:						
Thomasroheisen	497	444	432	360	366	362
Gießereiroheisen	88	63	80	70	66	63
Bessemer- und Puddelroheisen	24	24	20	24	26	21
Sonstiges	35	25	21	25	25	17
Stahlerzeugung insgesamt	623	562	564	500	501	480
Darunter:						
Thomasstahl	391	344	342	290	290	280
Siemens-Martin-Stahl	200	188	186	178	182	172
Bessemerstahl	4	4	4	4	4	4
Tiegelfußstahl	1	1	1	2	2	2
Elektrostahl	27	25	31	26	23	22
Rohblöcke	611	550	551	487	488	468
Stabguß	12	12	13	13	13	12

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France.
²⁾ Teilweise berichtigte Zahlen.

Die Leistung der französischen Walzwerke im Juni 1938¹⁾.

In 1000 metr. t	Januar 1938	Februar 1938 ²⁾	März 1938 ²⁾	April 1938 ²⁾	Mai 1938 ²⁾	Juni 1938
Halbzeug zum Verkauf	105	100	108	81	79	83
Fertigerzeugnisse	382	362	355	337	345	348
Davon:						
Radreifen	5	4	4	4	5	5
Schmiedestücke	4	5	5	5	5	5
Schienen	32	34	37	26	33	32
Schwellen	7	6	8	8	7	8
Laschen und Unterlagsplatten	6	5	4	2	3	2
Träger- und U-Stahl von 80 mm und mehr, Zores- und Spundwandstahl	30	28	30	27	29	23
Walzdraht	19	18	23	18	19	21
Gezogener Draht	16	16	16	14	15	14
Warmgewalzter Bandstahl und Röhrenstreifen	17	14	15	10	13	14
Halbzeug zur Röhrenherstellung	10	10	9	9	8	8
Röhren	14	17	16	16	14	15
Stabstahl	128	114	121	111	105	112
Weißbleche	11	11	12	11	11	12
Bleche von 5 mm und mehr	24	24	24	23	24	22
Andere Bleche unter 5 mm	56	53	58	50	52	53
Universalstahl	3	3	3	3	3	2

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Comité des Forges de France.
²⁾ Teilweise berichtigte Zahlen.

Großbritanniens Eisenerzförderung im ersten Vierteljahr 1938¹⁾.

Bezeichnung der Erze	Förderung in t zu 1000 kg	Durchschnittlicher Eisengehalt in %	Wert je t zu 1016 kg		Zahl der Beschäftigten
			sh	d	
Westküsten-Hämatit	219 877	52	23	1	2 058
Jurassischer Eisenstein „Blackband“ und Tonerz	3 358 502	28	4	0	7 163
Andere Eisenerze	49 807	32	—	—	559
Andere Eisenerze	64 596	—	—	—	498
Insgesamt	3 692 782	30	5	7	10 278

¹⁾ Iron Coal Tr. Rev. 137 (1938) S. 175.

Der Kohlenbergbau der Niederlande im Jahre 1937.

Die Steinkohlenförderung der niederländischen Staats- und Privatgruben stellte sich 1937 auf 14 321 269 t gegen 12 802 538 t im Jahre zuvor. Die Förderung erhöhte sich demnach um rd. 1,5 Mill. t, eine Zunahme, die seit vielen Jahren nicht mehr zu beobachten gewesen war. Hauptanteil an dieser Fördersteigerung hatten die Privatgesellschaften mit 1 084 000 t, während die Staatsgruben dagegen nur 434 000 t mehr förderten. Die Förderung der einzelnen Gruben betrug (in 1000 t):

A. Staatsgruben.

Jahr	Wilhelmina	Emma	Hendrik	Maurits	Insgesamt
1935	1259	2268	1565	2499	7591
1936	1314	2472	1624	2594	8004
1937	1438	2527	1670	2803	8438

B. Privatgruben.

Jahr	Oranje-Nassau I bis IV	Domaniale Grube	Laura en Vereeniging	Julia	Grube Willem-Sophia	Insgesamt
1935	2003	777	551	555	401	4287
1936	2277	843	667	578	434	4799
1937	2930	901	791	758	503	5883

Auch die Koksgewinnung hatte eine Zunahme von 2 289 630 t im Jahre 1936 auf 2 506 033 t im verflorbenen Jahre zu verzeichnen. Die Steinpreßkohlenherzeugung stieg von 1 149 585 (1936) auf 1 277 305 t (1937). Die Stickstoffgewinnung erhöhte sich von 52 522 (1936) auf 58 503 t (1937), die Braunkohlenförderung von 89 (1936) auf 143 t (1937) und die Braunkohlenbriketterzeugung von 31 (1936) auf 49,5 t (1937). Der Absatz von Düngemitteln nahm ebenfalls von 235 376 t im Jahre 1936 auf 272 456 t im verflorbenen Jahre zu.

Die Arbeiterzahl in den niederländischen Staats- und Privatgruben stieg ziemlich bedeutend. Während im Jahre 1936 28 917 Arbeiter beschäftigt waren, betrug die Zahl im vergangenen Jahre 31 104; davon waren 20 411 Untertage- (1936: 18 672) und 10 993 Uebertagearbeiter (1936: 10 245).

Die Schichtlöhne einschließlich der Familienzulage erfuhr eine Aufbesserung. Für Untertagearbeiter stieg der Lohn von 5,03 auf 5,24 fl, für Uebertagearbeiter von 3,84 auf 4,00 fl. Der Durchschnittslohn erhöhte sich von 4,58 auf 4,79 fl. Im Dezember 1937 betrug der Schichtlohn sogar 5,45 fl für Untertage- und 4,14 fl für Uebertagearbeiter. Am 1. April und 1. Oktober des vergangenen Jahres sahen sich die Gesellschaften genötigt, die Löhne zu erhöhen.

Die wirtschaftliche Lage der niederländischen Kohlenindustrie, die bereits in der zweiten Hälfte des Jahres 1936 eine Besserung zeigte, war im verflorbenen Jahre befriedigend. Während Holland bis zum Jahre 1935 mehr Brennstoffe ein- als ausfuhrte (Einfuhrüberschuß in 1935 noch 472 000 t), konnte 1936 bereits ein bescheidener Ausfuhrüberschuß von 98 000 t erreicht werden, der sich im vergangenen Jahre auf 655 000 t erhöhte. Dabei ist zu beachten, daß auch die Einfuhr im letzten Jahre noch

wesentlich umfangreicher war als im Vorjahr. Besonders stark entwickelte sich die Ausfuhr nach Frankreich und Belgien; 933 000 t Kohlen und Koks wurden 1937 mehr nach diesen beiden Ländern geliefert als 1936. Mit der mengenmäßigen Zunahme stieg auch der erzielte Erlös. Durchschnittlich wurden für Steinkohlen 9,50 fl (1936: 7,55) und für Koks 10,45 fl (1936: 7,00) je t erzielt. Auch auf dem Inlandsmarkte war der Absatz sehr zufriedenstellend, die Preise — die durch einen Konventionsverband festgelegt sind — lagen unter den Weltmarktpreisen.

Die Koksöfen der Staatsgruben Emma und Maurits waren voll beschäftigt. Auch der Nebenbetrieb der staatlichen Grube Maurits, der Stickstoff herstellt, hatte während des ganzen Jahres Arbeit. Für das Inland wurde hauptsächlich Kalkammonsalpeter hergestellt. Die Erzeugung von schwefelsaurem Ammoniak wurde dagegen meist nach anderen Ländern abgesetzt.

Den Außenhandel der Niederlande an Brennstoffen zeigt *Zahlentafel 1*.

Der durchschnittlich erzielte Verkaufspreis der Staatsgruben je t für Steinkohlen einschließlich des Rohgewinns aus der Stickstoffherzeugung und den anderen Nebenbetrieben betrug im Jahre 1937 9,03 fl gegenüber 6,70 fl im Jahre zuvor. Die Selbstkosten ohne Abschreibungen stellten sich auf 5,78 fl (1936: 4,81), für Abschreibungen wurden 2,37 fl (1936: 1,27) eingesetzt. Der Verkaufspreis stieg demnach um 2,33 fl und lag 0,88 fl über dem Selbstkostenpreis einschließlich der Abschreibungen.

Zahlentafel 1. Der Außenhandel der Niederlande an Brennstoffen (in 1000 t).

	Einfuhr aus			Ausfuhr nach		
	1935	1936	1937	1935	1936	1937
Steinkohlen	5061	4870	5410	2939	3164	3963
Hiervon:						
Deutschland	3459	3336	3967	690	491	787
Belgien und Luxemburg	318	292	309	809	965	1468
Großbritannien	1171	1117	892	—	—	—
Frankreich	2	—	—	951	1059	1225
Polen	—	107	228	—	—	—
Koks	311	374	426	2139	2305	2438
Hiervon:						
Deutschland	239	308	368	458	405	337
Belgien und Luxemburg	48	45	44	520	509	518
Großbritannien	22	21	14	—	12	12
Frankreich	—	—	—	369	495	750
Schweden	—	—	—	—	582	532
Steinpreßkohlen	353	335	327	305	338	427
Hiervon:						
Deutschland	330	300	292	80	93	117
Braunpreßkohlen	134	134	132	4	4	22
Hiervon:						
Deutschland	134	134	132	—	—	13
Braunkohlen	—	90	52	—	—	—

Wirtschaftliche Rundschau.

Der französische Eisenmarkt im Juli 1938.

Die allgemeine Lage blieb in der ersten Julihälfte wenig günstig. Die Zahl der Aufträge nahm eher ab als zu, und die bestellten Mengen reichten nicht aus, die Werke voll zu beschäftigen. Immerhin schöpfte man aus der besseren Haltung der amerikanischen Märkte und aus dem Anziehen der Rohstoffpreise einige Hoffnung. Die Leiter der Unternehmungen erwarteten tagtäglich, daß die Regierung Maßnahmen treffen würde, die eine geschmeidigere Anwendung des Gesetzes über die Vierzigstundenwoche ermöglichten. Für die Zweige der Eisenindustrie, die für die nationale Verteidigung arbeiten, bestehen bereits entsprechende Anordnungen, und die übrigen Werke rechnen gleichfalls mit derartigen, für sie lebenswichtigen Bestimmungen. Seit dem Beginn des zweiten Monatsdrittels machte sich im Inlande trotz dem Beginn der Ferien eine Besserung der Nachfrage bemerkbar. Es dürfte jedoch verfrüht sein, von einer Wiederbelebung zu sprechen, vielmehr glauben die beteiligten Kreise, daß es sich nur um eine Deckung des dringenden Bedarfs handelt und sich das Geschäft vor dem Herbst nicht bessern werde. Verbraucher und Händler hatten in der Tat etwas zu sehr mit der Möglichkeit einer Nichterneuerung der I.R.G. gerechnet, weshalb sie ihre Käufe bis zur Grenze des Möglichen eingeschränkt hatten. Die günstigeren Verhältnisse auf dem Inlandsmarkt behaupteten sich in der zweiten Julihälfte. Wenn auch die Geschäftsabschlüsse nicht merklich zunahmen, so herrschte doch eine zuversichtlichere Stimmung, die sich in einem beträchtlichen Anwachsen der Preisfragen ausdrückte. Auf dem Ausfuhrmarkt besserte sich die Lage gleichfalls, besonders seit Mitte Juli; die Preisfragen wurden zahlreicher. Im Umfang der getätigten Abschlüsse war jedoch noch keine besondere Zunahme ersichtlich.

Die französischen Eisenverbände wurden von dem amtlichen Preisüberwachungsausschuß davon in Kenntnis gesetzt, daß sie bis auf weiteres nicht mit einer Ermächtigung zur Heraufsetzung der Eisenpreise rechnen könnten. Die Eingabe um Preiserhöhungen für Eisenprodukte war damit begründet worden, daß die Löhne im Februar um 5 bis 9 % gestiegen seien, die Frachtkosten seit Januar um 25 % zugenommen und die ausländischen Brennstoffe sich als Folge der Frankabwertung im Frühjahr 1938 verteuert hätten. Die dadurch bedingte Steigerung der Gestehungskosten, die zudem in einem Zeitpunkt eintrat, wo der Markt bereits rückläufig war, haben die Schwierigkeiten der französischen Eisenindustrie in erheblichem Maße verstärkt.

Der Roheisenmarkt lag ruhig. Mit einer Besserung rechnet man nicht vor mehreren Wochen. In verschiedenen Bezirken waren ziemlich umfangreiche Mengen Gußbruch vorhanden, was natürlich den Verbrauch von Gießereirohisen verminderte. Bis Ende Juli wurden Geschäftsabschlüsse immer seltener, denn die Gießereien waren nur noch mittelmäßig beschäftigt und verfügten dazu noch über Lagerbestände. Der Baumarkt verharrte auf seinem Tiefstand, so daß auch von dieser Seite keine Aufträge erteilt wurden. Demgegenüber rechnet

man demnächst mit vermehrter Nachfrage der Landmaschinenfabriken. Es kosteten in Fr je t:

Bezirk	Hämaitit		Spiegeleisen
	für Stahlerzeugung	für Gießerei	
Osten	879	879	1044
Norden	879	879	1049
Westen	909	909	1079
Mittelfrankreich	889	889	1059
Südwesten	894	894	1064
Südosten	899	899	1069
Pariser Bezirk	879	879	1049

Seit Anfang Juli trat auf dem Halbzeugmarkt eine deutliche Besserung ein. Zunächst erschien England wieder mit Bestellungen, und später kamen auch die heimischen Verbraucher mit teilweise sogar dringendem Bedarf an den Markt. Ende Juli blieb die Lage gut, wenn auch im Inlande eine kleine Abschwächung festzustellen war, die in der Hauptsache mit der Ferienzeit zusammenhängt. Die Preise stellten sich unverändert wie folgt in Fr oder in £ je t:

	Inland ¹⁾ :		Zum Schmieden	
	Zum Walzen	Thomas-Siemens-Martin-güte	Thomas-Siemens-Martin-güte	Güte
Rohblöcke	755	898	820	973
Vorgewalzte Blöcke	790	933	855	1008
Brammen	795	938	860	1013
Knüppel	840	983	905	1058
Platinen	870	1013	935	1088
	Ausfuhr ¹⁾ :			
	Goldpfund		Goldpfund	
Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	5.5.6	Platinen, 20 lbs und mehr	5.8.6	
2½- bis 4zöllige Knüppel	5.7.6	Platinen, Durchschnittsgewicht von 15 lbs	5.10.-	

Auf dem Markt für Fertigerzeugnisse herrschte zu Monatsanfang nur recht geringe Geschäftstätigkeit; zahlreiche Werke arbeiteten nur 32 Stunden wöchentlich oder noch weniger. Erst in der zweiten Monathälfte berichteten einige Werke von einer besseren Beschäftigung. Kurz vor Monatschluß bemühten sich die Werke, mit Rücksicht auf die bezahlten Ferien alle vorliegenden Bestellungen zu erledigen. Wenn mit dem Ende der Ferienzeit nicht umfangreiche Neubestellungen eingehen, muß man mit einer beträchtlichen Zunahme der Feierschichten rechnen. Die Lieferfristen waren zuweilen noch ziemlich lang, was mit den Bestellungen nicht gängiger Abmessungen zusammenhängt. Den Walzwerken fehlte es an Aufträgen für Träger, Stabstahl und Betonstahl. In Feinstahl für die Schlossereien waren einige Werke noch ziemlich gut beschäftigt. Die Kesselfabriken, die Maschinenfabriken und Konstruktionswerkstätten befinden sich infolge des ständigen Geschäftsrückganges in schwieriger Lage. Für die Schiffswerften rechnet man mit demnächstigen umfangreichen Aufträgen. Es kosteten unverändert in Fr oder in £ je t:

Inland ¹⁾ :	
Betonstahl	1080
Röhrenstreifen	1107
Große Winkel	1080
Träger, Normalprofile	1055
Handelsstabstahl	1080
Bandstahl	1210

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

Ausfuhr ¹⁾ :		
	Goldpfund	Goldpfund
Winkel, Grundpreis	4.18.-	Betonstahl 5.5.-
Träger, Normalprofile	4.17.6	

Nach Blechen bestand zu Anfang Juli größere Nachfrage als bisher. Preisnachfragen nach Schiffsblechen, Kesselblechen und Kesselwagen waren ziemlich häufig. In Feinblechen war das Geschäft ruhig, doch behaupteten sich die Preise gut. Das Ausfuhrgeschäft blieb sehr lebhaft. Ende Juli war der Markt schwach. Lediglich Grobbleche wurden wegen der Aufrüstung zur See bevorzugt. In Mittelblechen betrug die Lieferfristen ein bis eineinhalb Monat und werden sich ohne Zweifel infolge der bezahlten Ferien noch ausdehnen. Der Bedarf an Feinblechen blieb unverändert gering, die Werke waren daher ungleich beschäftigt. Die begrenzten Vorräte in verzinkten Blechen bewirkten, daß die Preise von den Werken leicht gehalten werden konnten. Es kosteten:

Inland ¹⁾ :			
Grobbleche, 5 mm und mehr:		Feinbleche:	
Weiche Thomasbleche	1350	Grundpreis ab Werk Osten:	
Weiche Siemens-Martin-Bleche	1550	Weiche Thomasbleche	1565
Weiche Kesselbleche:		Weiche S.-M.-Bleche	1775
Siemens-Martin-Güte	1675	Durchschnittspreise (Pariser Bezirk):	
Mittelbleche, 2 bis 4,99 mm:		1,75 bis 1,99 mm	1723,50
Thomasbleche:		1 mm	1837,50
4 bis unter 5 mm	1350	0,5 mm	2293,50
3 bis unter 4 mm (ab Osten)	1560	Universalstahl, Thomasgüte, Grundpreis	1215
		Universalstahl, Siemens-Martin-Güte, Grundpreis	1415
Ausfuhr ¹⁾ :			
	Goldpfund		Goldpfund
Bleche:		Bleche:	
9,5 mm und mehr	5.12.6	3,2 mm bis unter 4,0 mm	6.19.6
7,9 mm bis unter 9,5 mm	5.14.-	Riffelbleche:	
6,3 mm bis unter 7,9 mm	5.17.-	9,5 mm und mehr	5.19.-
4,7 mm bis unter 6,3 mm	6. 3.-	Universalstahl	5.11.-
4,0 mm bis unter 4,7 mm	6.10.6		

Die Lage auf dem Markt für Draht und Drahterzeugnisse besserte sich zu Beginn des Monats, wobei die Nachfrage fast ausschließlich aus dem Inlande stammte. Im Laufe der zweiten Monatshälfte machte sich eine leichte Abschwächung fühlbar; trotzdem zeigte der Markt eine unlegbar stärkere Widerstandskraft. Es kosteten in Fr je t:

Blanker Draht	1640—1660	Verzinkter Draht	2015—2035
Angelassener Draht	1740—1760	Stacheldraht	1925

Während des Juli stand die Preisermäßigung für Schrott zur Erörterung, da man hierdurch den sehr geringen Verbrauch heben zu können glaubte. Der Weltmarkt war unverändert schwach. Ende Juli wirkten sich die beträchtlichen Vorräte weiterhin auf den Markt ungünstig aus. Zwar machte sich in den Vereinigten Staaten von Nordamerika eine Belebung bemerkbar, doch ist es zweifelhaft, ob diese in naher Zukunft den französischen Markt beeinflussen wird.

Der belgische Eisenmarkt im Juli 1938.

In den ersten Tagen des Berichtsmontats machten sich Anzeichen einer Besserung bemerkbar. Namentlich gilt dies für die Ausfuhr, und hier in erster Reihe für Holland, Schweden und Norwegen. Trotz ungarischem Wettbewerb nahm auch das Geschäft mit den Mittelmeerländern zu. Ebenso beeinflusste das Wiedererscheinen englischer Aufträge den Geschäftsgang der „Cosibel“ günstig. Aus Italien kamen zahlreichere Preisfragen, wogegen das Geschäft mit Amerika und dem Fernen Osten in seiner Schwäche verharrte. Offensichtlich hatte das Verfahren, die Preise nicht zu ändern, die Käufer veranlaßt, sich einzudecken. Kurz, der vorherrschende Eindruck war, daß sich die Lage der Werke besserte. Der Inlandsmarkt zeigte sich gut aufnahmefähig, und die Konstruktionswerkstätten riefen regelmäßig ab. Dagegen ließ die Nachfrage der Lagerhändler und Wiederverkäufer zu wünschen übrig. Im Verlauf des Monats behauptete sich die Besserung. Von den Gesamtverkäufen entfielen 60 % auf das Auslandsgeschäft, ein gutes Zeichen für die Entwicklung der ausländischen Märkte. Die Zunahme erstreckte sich auf Formstahl, Halbzeug, Stabstahl und Feinbleche. Die Klagen über den amerikanischen und schwedischen Wettbewerb auf verschiedenen Märkten, namentlich den nordischen, hielten an. Hier ist die von den Verbänden eingeschlagene Preispolitik sehr geschmeidig; bei bemerkenswerten Aufträgen sind die Mitglieder bemächtigt, in die Außenseiterpreise einzutreten. Für Holland gingen so die Preise für Grobbleche um 5 Papiergulden auf 90 Papiergulden je t zurück, während vorgeschlagen worden war, sie um 10 Gulden zu senken. Die Preise für Schiffsbleche sanken um ein Papierpfund auf 11 Papierpfund. Der Kampf um den holländischen Markt blieb sehr lebhaft. Bei Feinblechen schwankten die Preiszeugstände zwischen 20 bis 30 Papier-schilling. In kaltgewalztem Bandstahl liegen die Preise der Außenseiter, namentlich in Schweden, allgemein mehr als 20 sh

unter den Verbandspreisen. Man will hier jetzt gleichfalls diesen Preis fordern. Für die anderen Märkte blieb der Bandstahlpreis unverändert.

Ende Juli hielt die günstige Stimmung an, aber der Auftragsengang machte keine großen Fortschritte. Halbzeug, Mittel- und Feinbleche blieben bevorzugt. Die von den belgischen Behörden erteilten Aufträge waren unbedeutend und veranlaßten die Werke zu Beschwerden. Die Leiter des Blechverbandes kamen in Brüssel zusammen, um sich über die Preisfrage infolge des amerikanischen Wettbewerbes zu verständigen. Es wurde eine durchschnittliche Preisermäßigung um 10 sh für Grob- und Mittelbleche sowie Universalstahl beschlossen; für den Fernen Osten beträgt die Preissenkung 1 £. Der neue Grundpreis stellt sich für China auf £ 5.3.6, für Japan auf £ 5.2.-, für die Mandchurei auf £ 5.2.4 und für Niederländisch-Indien auf £ 5.2.6. Für alle Länder Südamerikas ermäßigen sich die Preise um 1 £, mit Ausnahme von Argentinien, Uruguay und Paraguay, wo sie sich nur auf 10 sh beläuft. Dadurch sinkt der Preis auf Goldpfund 5.12.6 gegenüber früher Goldpfund 6.2.6. An der Blechausfuhr sind die verschiedenen Mitglieder des belgischen Stahlwerksverbandes mit 39 % beteiligt, doch spielt dieses Ergebnis in der Herstellung der belgischen Werke keine große Rolle. Die Aufträge der „Cosibel“ beliefen sich im Juli auf 99 140 t, davon 43 000 t für das Inland und der Rest für das Ausland. Im einzelnen wurden den Werken zugeteilt: 23 400 t Halbzeug, 9900 t Formstahl, 39 700 t Stabstahl, 13 100 t Grobbleche, 2900 t Mittelbleche, 1400 t Universalstahl und 8200 t Feinbleche.

In Roheisen herrschte zu Monatsbeginn lebhafter Wettbewerb, besonders weil England als Abnehmer festländischen Roheisens nicht mehr in Frage kommt. Während der französisch-belgisch-luxemburgische Roheisenverband einen Preis von 475 Fr je t ab belgisch-luxemburgische Grenze (Athus) forderte, stellte sich der tatsächliche Preis auf 410 bis 420 Fr. Phosphorarmes Roheisen kostete 600 bis 625 Fr. Die Hämatitpreise waren rückläufig: Hämatit für die Gießereien kostete 800 bis 825 Fr und Hämatit für die Stahlbereitung 720 bis 725 Fr ab Werk. Ende Juli gaben die Preise weiter nach. Für Gießereiroheisen Nr. III setzte der Verband den Preis auf 450 Fr je t ab Werk Athus verzollt fest.

In Halbzeug war die Beschäftigung während des ganzen Monats dank den wiederkehrenden englischen Aufträgen gut. Es kosteten unverändert in Fr oder in £ je t:

Inland ²⁾ :			
Vorgewalzte Blöcke	840	Platinen	950
Knüppel	860		
Ausfuhr ²⁾ :			
	Goldpfund	Goldpfund	
Roßblöcke	5.-	Platinen	5.8.6
Vorgewalzte Blöcke	5.5.6	Röhrenstreifen	6.15.-
Knüppel	5.7.6		

Der Umfang des Neugeschäftes in Fertigerzeugnissen war zu Monatsbeginn trotz gebessertem Ausfuhrgeschäft nicht bedeutend. In wärmgewalztem Bandstahl und in Röhrenstreifen blieb die Nachfrage zufriedenstellend; die Lieferfristen betrug hier drei bis vier Wochen. Das Geschäft in kaltgezogenem Draht war infolge des französischen Wettbewerbes schwierig. Im Inland erteilten die Konstruktionswerkstätten beachtliche Aufträge. Die Besserung im Ausfuhrgeschäft hielt während des ganzen Monats an. Auch die Verhältnisse auf dem Inlandsmarkt blieben befriedigend, besonders wenn man die Ferienzeit in Rechnung stellt. Es kosteten unverändert in Fr oder in £ je t:

Inland ²⁾ :			
Handelstabstahl	1100	Wärmgewalzter Bandstahl	1300
Träger, Normalprofile	1100	Gezogener Rundstahl	1865
Breitflanschträger	1115	Gezogener Vierkantstahl	2025
Mittlere Winkel	1100	Gezogener Sechskantstahl	2375
Ausfuhr ²⁾ :			
	Goldpfund	Papierpfund	
Handelstabstahl	5.5.-	Gezogener Bundstahl	12.10.-
Träger, Normalprofile	4.17.6	Gezogener Vierkantstahl	14.5.-
Breitflanschträger	4.19.-	Gezogener Sechskantstahl	15.5.-
Mittlere Winkel	4.18.-		
Wärmgewalzter Bandstahl	6.-		

Auf dem Schweißstahlmarkt war die Geschäftstätigkeit zu Anfang Juli ziemlich lebhaft. Je nach den Mengen und dem Bestimmungsort schwankten die Preise zwischen Papierpfund 6.10.- und 6.12.6.-. Ende Juli konnte die Marktlage als gut bezeichnet werden. Die Preise waren fester und betrugten mindestens Papierpfund 6.15.-.

Während die Geschäftstätigkeit auf dem Blechmarkt zu Monatsanfang noch begrenzt war, trat im Laufe des Monats eine Besserung ein, besonders für die dickeren Abmessungen.

²⁾ Die Inlandspreise verstehen sich ab Werk, die Ausfuhrpreise fob Antwerpen für die Tonne zu 1016 kg.

Jedoch auch nach Feinblechen erhöhte sich die Nachfrage. Ende Juli trat wieder Geschäftsstille ein, nur Mittel- und Feinbleche blieben gefragt. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

Inland ²⁾ :	
Gewöhnliche Thomasbleche (Grundpreis frei Bestimmungsort):	Bleche (geglüht und gerichtet):
8 mm 1300	2 bis 2,99 mm 1575—1625
7 mm 1325	1,50 bis 1,99 mm 1620—1670
6 mm 1350	1,40 bis 1,49 mm 1635—1685
5 mm 1375	1,25 bis 1,39 mm 1650—1700
4 mm 1400	1 bis 1,24 mm 1710—1725
3 mm 1425	1 mm (geglüht) 1720—1770
	0,5 mm (geglüht) 2045
Ausfuhr ²⁾ :	
Goldpfund	
Universalstahl (Grundpreis fob Antwerpen) 5.11.—	Riffelbleche: Goldpfund
Bleche:	4,7 mm bis unter 6,3 mm 7.8.6
9,5 mm und mehr 5.12.6	4,0 mm bis unter 4,7 mm 8.8.6
7,9 mm bis unter 9,5 mm 5.14.—	3,2 mm bis unter 4,0 mm 10.16.9
6,3 mm bis unter 7,9 mm 5.17.—	Bleche: Papierpfund
4,7 mm bis unter 6,3 mm 6.3.—	11/14 BG (3,05 bis 2,1 mm) 11.5.—
4,0 mm bis unter 4,7 mm 6.10.6	15/16 BG (1,85 bis 1,65 mm) 11.15.—
3,2 mm bis unter 4,0 mm 6.19.6	17/18 BG (1,47 bis 1,24 mm) 12.—
Riffelbleche: Goldpfund	19/20 BG (1,07 bis 0,88 mm) 12.15.—
9,5 mm und mehr 5.19.—	21 BG (0,81 mm) 12.17.6
7,9 mm bis unter 9,5 mm 6.8.6	22/24 BG (0,75 bis 0,56 mm) 13.—
6,3 mm bis unter 7,9 mm 6.18.6	25/26 BG (0,51 bis 0,46 mm) 13.15.—
	30 BG (0,3 mm) 16.15.—

Der Braunkohlenbergbau im Jahre 1937.

Dem Bericht der Bezirksgruppe Rheinland der Fachgruppe Braunkohlenbergbau, Köln, über das Jahr 1937/38 entnehmen wir folgendes:

Die Braunkohlenförderung der Welt betrug im Jahre 1937 252,7 Mill. t gegenüber 224,3 Mill. t im Vorjahre, erhöhte sich also um 12,7%.

Die Braunkohlenförderung Europas nahm von 214,2 Mill. t auf 223,7 Mill. t, also um 4,4% zu. Dieses günstige Förderergebnis ist hauptsächlich der namhaften Steigerung der deutschen Braunkohlenförderung zu verdanken, die sich von 161,4 Mill. t auf 184,7 Mill. t, d. h. um 14,4% erhöhte.

Von den übrigen Braunkohle fördernden Ländern Europas nahmen an der Aufwärtsentwicklung noch Ungarn mit einer Förderzunahme von 7,1 Mill. t auf 8,1 Mill. t, d. h. um 14,1%, und die Tschechoslowakei mit einer Fördersteigerung von 16,1 Mill. t auf 18,2 Mill. t, d. h. um 13% teil. Mengenmäßig gering stieg auch die Braunkohlenförderung Frankreichs von 0,9 Mill. t auf 1 Mill. t, d. h. um 11,1%, und die Oesterreichs von 2,9 Mill. t auf 3,2 Mill. t, d. h. um 10,3%.

Während sich die rheinische Braunkohlenförderung von 48,7 Mill. t auf 54,88 Mill. t, d. h. um 12,7% erhöhte, nahm die Förderung in Mittel- und Ostdeutschland von 110,55 Mill. t auf 127,01 Mill. t, also um 14,9% zu (s. *Zahlentafel 1 und 2*).

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

Jahr	Gesamt-Braunkohlenförderung im Deutschen Reiche	Förderung der rhein. Braunkohlenindustrie	Anteil der rhein. Braunkohlenindustrie an der Gesamtförderung
	in 1000 t	in 1000 t	%
1934	137 274	42 568	31,0
1935	147 072	45 370	30,8
1936	161 397	48 700	30,2
1937	184 672	54 880	29,7

Zahlentafel 2. Braunkohlenförderung in den einzelnen Ländern Deutschlands.

	1934	1935	1936	1937
	Förderung in 1000 t			
Preußen	112 949	120 628	130 319	149 450
Bayern	2 018	2 125	2 071	2 724
Sachsen	11 584	12 566	15 806	17 328
Thüringen	5 131	5 253	5 457	5 861
Hessen	1 011	729	757	773
Braunschweig	4 581	5 771	6 987	8 536
Anhalt und Lippe				
Deutschland zusammen	137 274	147 072	161 397	184 672

Auch die deutsche Braunkohlenbrikettherstellung erfuhr im Jahre 1937 eine weitere Erhöhung, und zwar im Rheinland von 10,54 Mill. t auf 11,79 Mill. t, d. h. um 11,9%, und in Mittel- sowie Ostdeutschland zusammen von 25,37 Mill. t auf 30,08 Mill. t, d. h. um 18,6% (s. *Zahlentafel 3 und 4*).

Die Zahl der beschäftigten Arbeiter, die durch die Stilllegung der Grube Berggeist infolge Erschöpfung des Kohlenvorkommens Ende 1936 auf 13 387 zurückgegangen war, stieg bis

¹⁾ Siehe Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 830/31.

Die Verhältnisse auf dem Markt für Draht und Drahterzeugnisse waren zu Monatsbeginn ruhig. Auch im Verlauf des Monats blieb der Auftragseingang sowohl aus dem Ausland als auch aus dem Inlande begrenzt. Es kosteten in Fr je t:

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

Die Nachfrage nach Schrott war zu Anfang Juli gleich Null. Auch im Verlauf des Monats blieb die Geschäftstätigkeit beschränkt. Trotzdem war auf den Verdingungen ein durchschnittliches Anziehen der Preise um 30 Fr je t festzustellen, was damit zusammenhängt, daß sich die Händler, die gegenüber dem internationalen Schrottverband Verpflichtungen hatten, zu den gegenwärtigen Preisen nicht bei ihren gewöhnlichen Lieferanten, den Hüttenwerken, den Zechen usw., eindeckten. Ende Juli war die Lage unverändert, doch herrschte die Ansicht vor, daß die Preise nicht mehr sinken würden. Es kosteten in Fr je t:

Sonderschrott für Hochöfen	300—310	300—310
Gewöhnlicher Schrott für Hochöfen	250—260	250—260
Siemens-Martin-Schrott	310—320	310—320
Drehspläne	250—260	250—260
Maschinengußbruch, erste Wahl	450—460	450—460
Maschinengußbruch, zweite Wahl	420—430	420—430
Ofen- und Topfengußbruch (Poterie)	300—310	300—310

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

Jahr	Gesamt-Brikettherstellung im Deutschen Reiche	Brikettherstellung der rhein. Braunkohlenindustrie	Anteil der rhein. Braunkohlenindustrie an der Gesamt-Brikettherstellung
	in 1000 t	in 1000 t	%
1934	31 384	9 391	29,9
1935	32 838	10 046	30,6
1936	36 074	10 538	29,2
1937	41 972	11 785	28,1

Zahlentafel 4. Brikettherstellung¹⁾ in den einzelnen Ländern Deutschlands.

	In 1000 t	1934	1935	1936	1937
	Preußen	25 733	26 883	28 298	32 489
Sachsen	2 852	3 090	4 672	5 346	
Thüringen	2 058	2 096	2 154	2 373	
Hessen	—	—	—	—	
Bayern	—	76	71	86	
Braunschweig	741	653	842	1 643	
Anhalt	—	40	37	35	
Deutschland zusammen	31 384	32 903	36 074	41 972	

¹⁾ Einschl. Naßpreßsteine.

Ende 1937 wieder auf 13 911. Unter Einschluß der Angestellten waren Ende 1937 insgesamt 15 256 Gefolgschafter auf den Werken des linksrheinischen Braunkohlenbergbaus beschäftigt gegenüber 14 698 Ende 1936 und 13 426 zur Zeit des niedrigsten Beschäftigungsstandes Ende Februar 1933.

Ganz besonders erfreulich ist es, daß im Berichtsjahr fast keine Feierschichten mehr eingelegt zu werden brauchten; auf einen durchschnittlich angelegten Arbeiter entfielen an Feierschichten wegen Absatzmangels nur noch 0,6 gegenüber 7,6 im Jahre 1936.

Die Durchführung des im vorjährigen Jahresbericht¹⁾ erwähnten Abkommens mit dem Landesarbeitsamt Rheinland wegen der Unterbringung der Berggeist-Gefolgschaft sowie der übrigen früher im Braunkohlenbergbau tätig gewesen, noch erwerbslosen Facharbeiter hat weitere gute Fortschritte gemacht, so daß es in absehbarer Zeit vollständig erfüllt und damit erledigt sein dürfte.

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

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

	1935	1936	1937
	t		
Selbstverbrauch an Braunkohlen	34 998 700	36 969 900	41 671 300
Durch Verkauf abgesetzte Braunkohlen	10 573 400	11 958 500	13 403 000
Gesamtabsatz an Braunkohlen	45 368 500	48 699 600	54 879 500
Selbstverbrauch an Briketts	371 200	375 100	386 100
An das Syndikat gelieferte Briketts	9 699 000	10 199 600	11 202 900
Gesamtabsatz an Briketts	10 070 200	10 574 700	11 589 000

Siegerländer Eisensteinverein, G. m. b. H., Siegen.

Auch im Jahre 1937 waren die in Betrieb befindlichen Siegerländer Gruben bis zur Grenze ihrer Leistungsfähigkeit ausgenutzt. Durch weitere Neuanlagen sowie durch technische und organisatorische Verbesserungen über und unter Tage war es dennoch möglich, den im Rahmen des Vierjahresplanes gestellten Aufgaben gerecht zu werden und die Eisensteingewinnung weiterhin zu steigern. Die Erhöhung der Förderung ist um so beachtlicher, als die Grube Petersbach infolge Erschöpfung ihrer Gangmittel im Laufe des Jahres stillgelegt werden mußte. Die Grube Wolf nahm nach 12jährigem Stillstand den Betrieb wieder auf. Des weiteren konnten die Arbeiten der Grube Glückauf so gefördert werden, daß die volle Inbetriebnahme im Laufe des Jahres 1938 möglich erscheint. Bei den Gruben Altenberg, Ameise, Friedrich, Hohe Aussicht, Huth, Jaeckel, Lück und Sperber wurden die zur Wiederinbetriebnahme erforderlichen Arbeiten in Angriff genommen oder weitergeführt.

Die Förderung der Siegerländer Gruben erreichte insgesamt 1 662 381 t und lag 65 190 t über dem Stande des Vorjahres. Arbeitstägig stieg sie von 5221 t auf 5443 t. Neben dieser Förderleistung machten die Gruben die größten Anstrengungen, um durch erhöhte Aus- und Vorrichtungsarbeiten die abgebauten Erze weitestmöglich wieder zu ergänzen, wobei allerdings bei einigen Betrieben der Gefolgschaftsmangel beträchtliche Schwierigkeiten verursachte. Für die Zukunft muß daher der Sicherung einer leistungsfähigen und ausreichenden Grubenbelegschaft sowie der Frage des bergmännischen Nachwuchses noch erheblich stärkere Beachtung als bisher geschenkt werden.

Von der Ende 1937 insgesamt 6113 Mann betragenden Belegschaft entfielen 5815 Mann auf die in Förderung stehenden Gruben und 298 auf jene Betriebe, bei welchen mit den Vorarbeiten für die Wiederinbetriebnahme begonnen wurde.

Der Absatz der Vereinsgruben bewegte sich mit 1 663 446 t um 34 575 t über dem Stand des Vorjahres. Bemerkenswert ist dabei das Ansteigen des Versandanteils an die Siegerländer Hütten von rd. 17 % in 1936 auf 23 % in 1937. Versandt wurden nach dem Siegerland 392 311 t und nach Rheinland-Westfalen 1 271 135 t.

Die Verkaufsgrundpreise blieben auch im Berichtsjahre unverändert.

Die zur Verlängerung der Lebensdauer der Gruben unter geldlicher Mitwirkung des Reiches bereits seit einigen Jahren in Angriff genommenen Aufschlußarbeiten wurden 1937 in verstärktem Umfange fortgesetzt. Die dabei zur Klärung der Lagerstättenverhältnisse durchgeführten Richtstrecken und Querschläge führten schon zu bemerkenswerten Aufschlußergebnissen. Darüber hinaus führten die Gruben mit erheblichem eigenen Kostenaufwand auch noch eine ganze Reihe Untersuchungsarbeiten durch.

Die dem Siegerländer Eisensteinverein angeschlossene Flotationsgesellschaft setzte die im Vorjahre aufgenommene Verwertung von blei-zink-haltigem Frischerz und Haldenbeständen auf ihren Betrieben Viktoria bei Littfeld und Große Burg bei Neunkirchen in verstärktem Maße fort. Dabei gelangten an Frischerz und Haldenbeständen insgesamt 32 699 t zur Verarbeitung, wobei 3554 t Blei- bzw. Zinkkonzentrate mit 1508 t metallischem Zink, 713 t Blei, 32 t Kupfer und 1470 kg Silber gewonnen wurden. Zur laufenden Nutzbarmachung von Blei-Zink- und von Kupfer-Erzen wurde im Einvernehmen mit dem Wirtschaftsministerium mit dem Bau einer weiteren Flotationsanlage begonnen. Ferner wurde zwecks Nutzbarmachung des kupferhaltigen Spateisensteins die Sumpfung der Grube Große Burg unterhalb der 390-m-Sohle in Angriff genommen, nachdem die Grube schon seit Anfang 1936 bis zu dieser Sohle auf die Gewinnung blei-zink-haltiger Erze von der Flotationsgesellschaft betrieben worden war. Grube und Kupferflotation konnten inzwischen voll in Betrieb genommen werden. Mit der Nutzbarmachung der bei der Spatgewinnung in geringen Mengen anfallenden wertvollen Nebenbestandteile wie Kupfer, Blei, Zink und Edelmetalle hat auch der Siegerländer Bergbau in weitestgehendem Umfange seinen Beitrag zur Erfüllung des Vierjahresplanes geleistet.

Die luxemburgische Eisenindustrie im zweiten Vierteljahr 1938.

Dem Tiefstand, den die Beschäftigung der luxemburgischen Eisenindustrie im März dieses Jahres erreicht hatte, entsprechen die Erzeugungszahlen eines jeden der drei Monate des zweiten Vierteljahrs; befriedigend waren sie nur für verschiedene Sondererzeugnisse. Die politischen und weltwirtschaftlichen Gründe der allgemeinen Zurückhaltung übten auch weiterhin ihre Wirkung aus; als von untergeordneter Bedeutung mag der leb-

haftere schwedische Wettbewerb angesprochen werden, der in einem gewissen Maße den durch internationale Abkommen umschriebenen amerikanischen Wettbewerb abzulösen suchte. Die Werke begegneten der Lage durch Beibehaltung der Feierschichten und Ausführung von technischen Ausbaurbeiten. Lohnfragen stellten sich in der Berichtszeit nicht ein; auch blieb die Zahl der Arbeitslosen verhältnismäßig niedrig.

Ins zweite Vierteljahr fällt auch die vertragsmäßig durchgeführte und von der Abgeordnetenkammer nachträglich angenommene Aufwertung der Minenrenten. Die Gesamtsumme der nach den ursprünglichen Abkommen an den Staat bis zum Ablauf der Gerechsamkeit noch zu zahlenden Ablösungen für die Ueberlassung der Schürfrechte wurde von 32 auf 136 Millionen Franken erhöht. Bemerkenswert ist das Sonderabkommen mit Steinfurt, das dieser Gesellschaft erlaubt, im Fall der Wiederinbetriebnahme ihrer Hochöfen, jährlich 250 000 t Eisenerz an einen bestimmten Abnehmer ins Ausland abzuführen.

Wenn sich auch die Erzeugung der Industriegesellschaften fast gleichmäßig auf einem selten erreichten Tiefstand hielt, so war gegen Ende des Vierteljahrs eine gewisse Belebung des Versands festzustellen. Diese erklärt sich nicht völlig aus Gründen, die auf den Notwendigkeiten der Halbjahrs-Bestandsaufnahmen und dem Wunsch, vor Ablauf des Kartelljahres alle zulässigen Mengen abzuliefern, beruhen. Ohne Zweifel wurden die Erwartungen eines raschen Aufschwungs als Folge der Kartellenerneuerung einigermaßen enttäuscht; aber ebenso unverkennbar ist die Entspannung, die auf dieses Ereignis folgte, und die, im Verein mit dem Abkommen mit amerikanischen Werken und den Anfängen einer Wirtschaftsbelebung in den Vereinigten Staaten, die Auflösung einer merklichen Geschäftsbelebung gegen Ende Juni nach sich zog. Die Hoffnungen auf eine anschließende Steigerung der luxemburgischen Eisenerzeugung erscheinen in diesem Zusammenhang als berechtigt.

Auf dem Thomasmehlmarkt waren Aufträge und Versand normal. Vorräte über das jahreszeitlich bedingte Ausmaß waren nicht vorhanden.

Die Roheisenerzeugung betrug im zweiten Vierteljahr 342 115 t gegen 374 516 t im Vorvierteljahr. Die Rohstahlerzeugung belief sich auf insgesamt 329 829 t gegen 352 764 t. Hiervon entfielen 348 113 (344 224) t auf Thomasstahl und 11 716 (8540) t auf Elektrostahl; Siemens-Martin-Stahl wurde nicht erzeugt.

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

	vorhanden	Hochöfen in Betrieb		
		30. Juni 1938	31. März 1938	31. Dez. 1937
Arbed				
Düdelingen	3	2	2	2
Esch	3	2	2	3
Belval	6	3	3	4
Terre Bouge	5	3	3	4
Hadir				
Differdingen	10	5	5	7
Rümelingen	3	—	—	—
Ongrée				
Bodingen	5	3	3	4
Steinfurt	3	—	—	—

Die Zahl der in Betrieb befindlichen Hochöfen betrug somit 18 und hat sich, im Vergleich zum 31. März, nicht verändert.

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

	30. Juni 1938	31. März 1938
	in belgischen Fr je t	
Roheisen	500	580
Knüppel	700	700
Platinen	730	750
Formstahl	900	900
Stabstahl	950	950
Walzdraht	930	950
Bandstahl	1000	1000

Buchbesprechungen.

Krusch, Paul, Geh. Rat Prof. Dr., Präsident i. R. der Preuß. Geologischen Landesanstalt: **Die metallischen Rohstoffe**, ihre Lagerungsverhältnisse und ihre wirtschaftliche Bedeutung. Stuttgart: Ferdinand Enke. 80.

H. 2. Molybdän, Monazit, Mesothorium. Mit 8 Abb. u. 9 Tab. 1938. (IV, 87 S.) 6 *RM.*

Die vorliegende Schrift gibt in knapper Darstellung einen umfassenden Ueberblick über die genannten Rohstoffe. Dabei wird jeweils nacheinander behandelt die geschichtliche Entwicklung, das Vorkommen in der Erdkruste, die Lagerstätten, die Herstellung und Verwendung der Rohstoffe und der daraus gewonnenen Metalle und schließlich die Vorräte, Weiterzeugung, Marktlage und Preise. Beim Molybdän wird hervorgehoben, daß die Mansfelder Eisensauen mit 3 bis 5 % Mo die einzige deutsche Molybdänquelle darstellen, deren Ergiebigkeit die Erzeugung von

40 bis 50 t Metall jährlich ermöglicht. Die Gewinnung von praktisch brauchbaren Verbindungen geschieht entweder auf naßchemischem Wege oder im Schmelzfluß auf Ferromolybdän. Für den Eisenhüttenmann sind die ausführlichen Angaben über Molybdänlegierungen besonders beachtenswert, die noch durch Schrifttumshinweise ergänzt werden. In ähnlicher Weise werden Mesothorium und Monazit behandelt, wobei eine stammbaumartige Darstellung ein besonders anschauliches Bild über die Bedeutung und Verwendung dieser Stoffe gibt. *Sg.*

Hermann, Walter, Dr., Diplomkaufmann: **Der Magnesit in der Weltwirtschaft unter besonderer Berücksichtigung Oesterreichs.**

Eine wirtschaftsgeographische Untersuchung. (Mit 14 Textabb.)

Wien: Johannes Müller & Co. (1937). (107 S.) 8°. 3,50 *R.M.*

(Wiener geographische Studien. Hrsg. von Professor Dr. Hermann Leiter. 7.)

Der Verfasser sucht seiner Aufgabe, die noch nicht überall erkannte Bedeutung des Magnesits für die Weltwirtschaft darzulegen, dadurch gerecht zu werden, daß er bei der Behandlung des Stoffes die technischen und wirtschaftlichen Fragen gegenüber den mineralogisch-geologischen in den Vordergrund stellt. Neben den wichtigen österreichischen werden auch die übrigen Vorkommen in Europa und Uebersee eingehend behandelt, wobei festgestellt wird, daß an der Weltgewinnung im wesentlichen nur acht Länder beteiligt sind. Neben Standortsplänen sowie Vorrats- und Förderstatistiken der Gesamtindustrie gibt die Schrift ferner einen Ueberblick über die Beschaffenheit der einzelnen Vorkommen, die Gewinnung, Verarbeitung und Eigenschaften des Magnesits und seine verschiedenartige Verwendung. Ein kurzer Abschnitt über die Erzeugung des metallischen Magnesiums bildet den Abschluß des lesenswerten Werkes, das durch ein umfassendes Schrifttumsverzeichnis eine wertvolle Ergänzung erfährt. *Sg.*

Koepfel, Claus, Dr.-Ing. Dr. phil.: **Feuerfeste Baustoffe silikatischer und silikathaltiger Massen.** Mit 51 Abb. Leipzig: S. Hirzel 1938. (XVI, 296 S.) 8°. 15,50 *R.M.*, geb. 17 *R.M.*

(Chemie und Technik der Gegenwart. Bd. 18.)

Die stark im Fluß befindliche Weiterentwicklung der eisenhüttenmännischen Verfahren stößt ständig auf Schwierigkeiten,

die mit der Haltbarkeit der feuerfesten Baustoffe zusammenhängen. Ueber dieses spröde Gebiet, das eigentlich erst seit 30 Jahren in der ganzen Welt ernsthaft bearbeitet wird, gibt es ein sehr großes Schrifttum, das sogar für den Fachmann kaum noch übersehbar ist. Diese im Schrifttum verschiedener Grenzgebiete erarbeiteten Erkenntnisse haben aber nur dann Bedeutung, wenn sie von der die feuerfesten Baustoffe herstellenden und verbrauchenden Industrie auch angewandt werden. Dazu gehört eine sorgfältige Verarbeitung, wie sie in dem vorliegenden Werke, das rd. 600 Veröffentlichungen berücksichtigt, mit Erfolg durchgeführt worden ist. Ausgehend von den Eigenschaften und Reaktionen des Hauptbestandteils „Kieselsäure“ wird in Anbetracht der Bedeutung des Brandes für die Silikasteine eingehend die Förderung der Kieselsäureumwandlungen durch Fremdstoffe behandelt. Die hochfeuerfesten Sonderstoffe finden auch kurze Erwähnung. Das Buch wird infolge seiner kritischen Sichtung, der guten Abbildungen und des vortrefflichen Schrifttumsverzeichnisses sowohl für Hersteller als auch für Verbraucher feuerfester Baustoffe besonders auch in Patentfragen eine wünschenswerte Hilfe sein. *Kurd Endell.*

Czuber, Emanuel: **Die statistischen Forschungsmethoden.** 3., erw.

Aufl., hrsg. von F. Burkhardt, Professor an der Universität Leipzig. Mit 38 Fig. im Text. Wien: L. W. Seidel & Sohn 1938. (XVI, 330 S.) 8°. Geb. 13,50 *R.M.*

Das neuerdings von F. Burkhardt herausgegebene Buch lehnt sich in seinem Aufbau eng an die früheren Auflagen¹⁾ an. Außer einem neuen Abschnitt über Verhältniszahlen sind im wesentlichen die Beispiele, zum Teil durch neuere Zahlenunterlagen, ergänzt worden.

Der Techniker vermißt hier wie in den meisten statistischen Lehrbüchern etwas eine eingehendere Darstellung der graphischen Behandlung statistischer Unterlagen, wie sie sich in der Großzahl-Forschung bewährt hat.

Im ganzen gesehen stellt aber das Buch für den mathematisch geschulten Großzahl-Forscher ebenso wie die früheren Auflagen eine wertvolle Zusammenfassung dar. *Karl Daevs.*

¹⁾ Wegen der 1. Aufl. vgl. Stahl u. Eisen 43 (1923) S. 1236/37.

Vereins-Nachrichten.

Aus dem Leben des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute.

(Juli 1938.)

Am 5. Juli wurden in einem kleineren Kreise Aenderungen und Ergänzungen zu dem „Handbuch für die Auswahl der im deutschen Flugzeug- und Flugmotorenbau zu verwendenden Werkstoffe“ besprochen.

In einer Vollsitzung des Walzwerksausschusses am 8. Juli kamen Berichte über das Flachwalzen von Rundstahl und den heutigen Stand des Walzwerksbetriebes zur Erörterung.

Der Ausschuß für Wärmewirtschaft hielt am 12. Juli seine 146. Sitzung ab, in der über das Glühen von Feinblech im Lee-Wilson-Ofen, die Verteilung der Wärmezufuhr auf Kopf- und Seitenbrenner auf Grund der Wärmeübergangsverhältnisse im Stoßofen sowie über schaubildliche Ermittlung der Außen- und Speicherungsverluste von Wärmöfen berichtet wurde.

Am 12. und 13. Juli kam der Schmiermittelausschuß zu einer Sitzung in Hannover zusammen. Es wurde über die Gemeinschaftstagung des Vereins Deutscher Chemiker und der Gesellschaft für Mineralölforschung am 22. April in Frankfurt berichtet, außerdem über die Sitzung der Fachgruppe Brennstoff- und Mineralölchemie auf der Hauptversammlung des Vereins Deutscher Chemiker im Juni in Bayreuth. Zum Schluß wurde die weitere Ausgestaltung des Richtlinienbuches für Einkauf und Prüfung von Schmiermitteln besprochen. Der zweite Tag galt der Besichtigung der Oelfelder bei Nienhagen und der Raffinerien in Misburg.

Die Arbeitsgruppe „Mangan“ des Arbeitskreises für den Vierjahresplan beriet am 13. Juli neben sonstigen Fragen ihres Arbeitsgebietes über den Entwurf eines zusammenfassenden Berichtes über den heutigen Stand der Manganfrage auf Grund der Auswertung der letzten Manganrundfrage und die Aufstellung eines neuen Fragebogens über die Leistungsfähigkeit der Siemens-Martin- und Thomasstahlwerke im Auftrage des Reichswirtschaftsministeriums.

Am 15. Juli fand im Rahmen des Chemikerausschusses eine Sitzung statt, bei der an erster Stelle eine Aussprache über die Ergebnisse der Bestimmung von Tonerde nach dem Chlorverflüchtungsverfahren und dem Schnellverfahren von Kinzel sowie über die Bestimmung des Gesamtsauerstoffs nach dem Heißextraktionsverfahren stand. Es folgte eine Besprechung über die Kontrollergebnisse der Bestimmung der Alkalien in einer Doggererzprobe nach einer neuen Arbeitsvorschrift. Besondere Aufmerksamkeit wurde sodann dem Bericht des Vorsitzenden über den 10. Internationalen Kongreß für Chemie in Rom und die Reichsarbeitstagung der Deutschen Chemiker in Bayreuth geschenkt.

Eine Sitzung des Unterausschusses für den Versuch am gleichen Tage befaßte sich mit den Ergebnissen der bisherigen gemeinschaftlichen Versuche über die Streuung bei der Ermittlung der Dauerstandfestigkeit im Luftofen.

Der Kleine Ausschuß der Technischen Kommission tagte am 19. Juli zur Besprechung von Sonderfragen seines Arbeitsgebietes.

Auf den 21. Juli hatte die Untergruppe „Kranlager“ im Arbeitskreis für den Vierjahresplan eingeladen zu einer weiteren Aussprache über die Austauschmöglichkeiten bei Kranlagern.

12. Reichsschulungskurs der Deutschen Technik.

In der Zeit vom 24. bis 30. August 1938 findet an der Reichsschule der Deutschen Technik auf der Plassenburg bei Kulmbach der 12. Reichsschulungskurs statt. Zur Teilnahme berechtigt sind alle Mitglieder der technisch-wissenschaftlichen Vereine, ferner Betriebsführer, auch wenn sie nicht dem NS.-Bund Deutscher Technik angehören.

Die Kursgebühr beträgt 50 *R.M.* zuzüglich Fahrtkosten. Nach den Bestimmungen des NSBDT. trägt unser Verein für seine Mitglieder die halbe Kursgebühr und die Fahrtkosten 3. Klasse, auf die eine Ermäßigung von 50% gewährt wird.

Wir würden es begrüßen, wenn möglichst viele Mitglieder ihre Teilnahme ermöglichen könnten. Anmeldungen bitten wir möglichst umgehend, spätestens bis zum 16. August 1938, an die Geschäftsstelle zu richten.