

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 37

16. SEPTEMBER 1937

57. JAHRGANG

Einwirkung von Alkalien auf feuerfeste Steine.

Von Fritz Hartmann in Dortmund.

[Mitteilung aus dem Forschungsinstitut der Kohle- und Eisenforschungsgesellschaft der Vereinigten Stahlwerke, A.-G., in Dortmund.]

[Bericht Nr. 385 des Werkstoffausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute*].

(Eigenarten des Angriffes von flüssigen Alkalien, Alkalidämpfen und von alkalihaltigen Schlacken auf Schamotte-, Silika-, Bauzit-, Chromerz-Magnesit- und Magnesitsteine. Einfluß von Sodazusätzen auf die Zähflüssigkeit von Mischer- und Hochofenschlacken.)

Im Zusammenhang mit neueren Verfahren im Eisenhüttenbetrieb werden in letzter Zeit häufig Alkalien zur Entschwefelung flüssigen Eisens verwendet, so vor allem bei Roheisen, das aus eisenarmen kieselsäurereichen Erzen mit sauren oder halbsauren Schlacken an Stelle der sonst üblichen hochbasischen Schlacken erschmolzen wird und dadurch sehr viel Schwefel enthält. Dabei kommt Soda mit den Ausmauerungen der Roheisenpfannen in Berührung, und es ist bekannt, daß dadurch die Steine oder die Ausstüpfung teilweise sehr rasch zerstört werden können. Ferner können an Alkali angereicherte Schlacken in den Mischer verschleppt werden. Auch bei der Weiterverarbeitung des Stahles gibt es Stellen in Oefen, die mit Alkalidämpfen in Berührung kommen, wobei gelegentlich selbst bei sehr niedrigen Betriebstemperaturen (1000 bis 1100°) eigenartige Zerstörungserscheinungen beobachtet wurden. Auch wird angestrebt, für alkalireiche Härtebäder Gefäße aus feuerfesten Steinen an Stelle der jetzt üblichen aus hitzebeständigen Legierungen zu benutzen. Alkalien sind auch an der Zerstörung der Hochofenschächte beteiligt. In Betracht kommen vor allem die Stellen, in denen sich der Alkalidampf im Hochofen niederschlägt; aber auch im heißeren Teil des Ofens sind die Steine bis zu einer gewissen Tiefe mit Alkalien angereichert. Allerdings läßt sich gerade beim Hochofenmauerwerk der Anteil der Alkalien an der Zerstörung der Steine schlecht ermitteln, da weitere Zerstörungsursachen wie Abrieb, Verschlackung, Kohlenstoffeinlagerungen den Vorgang verschleiern. Auch bei Koksöfen kann die Zerstörung der Kammerwände durch Alkalien gefährlich werden, wenn nicht dafür gesorgt wird, daß der Alkaligehalt der Kohlen unterhalb gewisser Grenzen bleibt. Ohne Zweifel unterliegen auch die Deckel von Elektroöfen u. a. einem gewissen Angriff von Alkalien, die als Dampf von der Schmelze aufsteigen und die Steine durchsetzen. Alle diese Erwägungen machen es wünschenswert, die Wirkung der Alkalien auf feuerfestes Mauerwerk für den Eisenhüttenbetrieb zu untersuchen.

Die Frage der Wechselwirkung zwischen feuerfestem Mauerwerk und Alkalien oder alkalihaltigen Schmelzen ist bereits vielfach der Gegenstand von Untersuchungen der Glasindustrie gewesen. Außer

*) Vorgetragen in der Sitzung des Unterausschusses für feuerfeste Werkstoffe am 14. Juni 1937. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

dem Gesichtspunkt der Erzielung besonders beständiger Glaswannensteine war dabei die Notwendigkeit wichtig, daß der Wannenbaustoff keine „Steinchen“ oder sonstigen Stoffe an das Glas abgeben darf, die dessen optische Eigenschaften beeinträchtigen. Die Versuche sind deshalb dort auf kieselsäure- und tonerdehaltige Steine beschränkt geblieben, während alle metalloxydhaltigen Steine wie beispielsweise solche aus Magnesit, Chromerz usw. von vornherein ausschieden. In früheren Jahren wählte man für Glasofensteine hauptsächlich solche Schamottesteine aus, die besonders dicht waren. Die Dichte wurde entweder erzielt durch Verwendung besonders dicht brennender Bindetone und hochgesinterter Schamotte oder durch Herabsetzung des Bindetongehaltes bei gleichzeitiger genauer Regelung der Korngrößenanteile zur Erzielung einer möglichst dichten Packung der Schamottet Körner innerhalb der Steine. Es wurde ferner erkannt, daß sich die Kieselsäure in alkalihaltigen Schmelzen besonders leicht löst, während Schamotte viel widerstandsfähiger ist. Das läßt sich durch einen einfachen Versuch zeigen. Schmilzt man in einem Platintiegel Soda und wirft einzelne Quarzkörnchen in die Schmelze, so lösen sich diese unter Zischen auf. Schamottesteinstücke dagegen schwimmen träge in der Schmelze und setzen sich höchstens an der Oberfläche mit Soda um. Die beste Widerstandsfähigkeit gegen Alkali wiesen solche Schamottesteine auf, deren Tonerdegehalt als Mullit ($3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) gebunden vorlag, oder keramische Stoffe, deren Zusammensetzung dem Sillimanit ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$) entsprach. Für Schamottesteine war es deshalb zweckmäßig, so hoch und so lange zu brennen, daß möglichst viel Mullit gebildet wurde. Noch besser, wenn auch teurer, waren Steine aus Sillimanit selbst mit 60 bis 64 % Al_2O_3 . Eine weitere planmäßige Anwendung dieser Gedanken brachten die sogenannten Corhartblöcke, die etwa 70 bis 72 % Al_2O_3 in der Form von Mullitkristallen enthalten und, nach dem einschlägigen Schrifttum¹⁾ zu urteilen, eine besonders gute Haltbarkeit zeigten.

Es sind grundsätzlich drei Arten der Einwirkung von Alkalien auf feuerfestes Mauerwerk zu unterscheiden:

1. von Alkalidämpfen,
2. von flüssigen Alkalien,
3. von alkalihaltigen Schlacken.

¹⁾ Glastechn. Ber. 13 (1935) S. 116/25.

In Betrieb ist auch ein Zusammentreffen von zwei oder aller drei dieser Einwirkungen möglich. So können alkalihaltige Schlacken an sich wirken, zugleich aber auch Alkalien als Dämpfe abgeben, die wieder als Gas oder in flüssiger Form auf das umgebende Mauerwerk einwirken. Dieser Vorgang kann auch innerhalb ein und desselben Steines vor sich gehen, indem an der Oberfläche die alkalireiche Schlacke mit oder ohne Auflösung des Steines eine Glasur bildet, die dann in tiefere Teile des Mauerwerks Alkalidämpfe entsendet, die sich in noch kühleren Teilen wieder als flüssiges Alkali niederschlagen und dort auf ihre Weise wirken. Nach F. H. Clews und H. V. Thompson²⁾ sowie nach D. Turner und W. E. S. Turner³⁾ wirken Alkalien auf feuerfeste Stoffe bereits in festem Zustand ein. Von diesen Reaktionen sei aber, da sie sehr langsam verlaufen, im folgenden abgesehen.

Tage dem Sodadampf bei 1000 bis 1200° ausgesetzt war. Er hatte sich gebogen, war um 1% gewachsen und sehr mürbe geworden. Das Chromoxyd war zum Teil in ein wasserlösliches Alkalichromat übergegangen. Das Chromerz war also ähnlich wie bei chemischen Untersuchungen durch Alkalien aufgeschlossen worden. Demgegenüber bewährte sich ein besonders feinkörniger Magnesitstein sehr gut; nach 23tägiger Glühbehandlung im Sodadampf bei 1000 bis 1200° war der Stein unverändert, zeigte noch scharfe Kanten und war in jedem Sinne formbeständig. Ein tonerdereicher Bauxitstein war nach 8 Tagen Einwirkung stark gewachsen und verbogen, wie es *Abb. 1* zeigt; die einzelnen Bauxitkörner ragten aus der Oberfläche heraus.

Weitere Steine wurden kürzere Zeit, aber bei höheren Temperaturen, nämlich 4 h bei 1200°, geglüht. Nach dem Erkalten wurden die Gefügeveränderungen durch Dünnschliffe untersucht. Ein

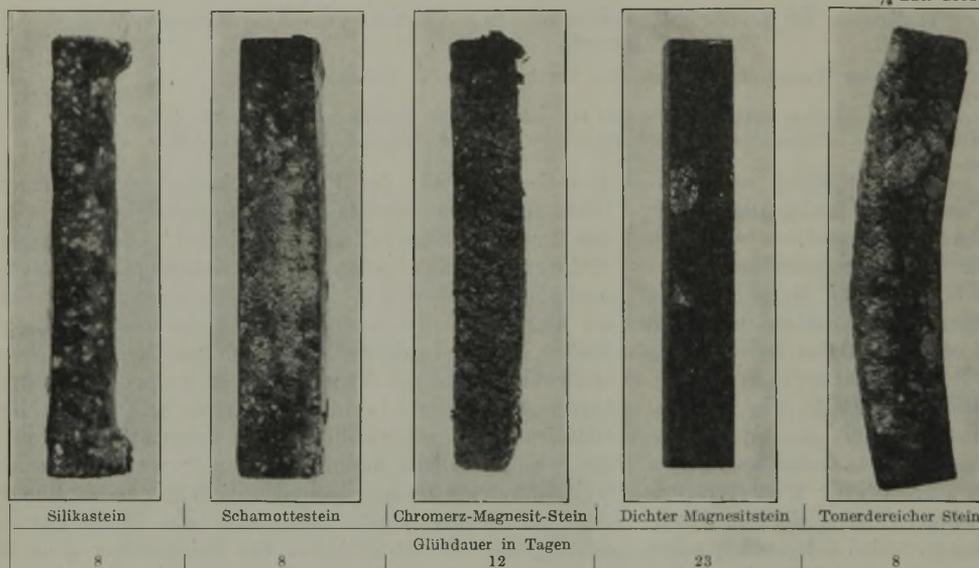


Abbildung 1. Aenderung feuerfester Steine durch Glühen bei 1000 bis 1400° in Alkalidampf.

Die Eigenart des Angriffs von Alkalidampf auf feuerfeste Steine zeigten einige Versuche, wobei Prismen aus verschiedenen feuerfesten Stoffen in einem elektrischen Ofen im Dampf von geschmolzener Soda mehrere Stunden erhitzt wurden. Die Temperatur wurde zwischen 1000 und 1400° gehalten.

Dabei wurde ein Silikastein (*Abb. 1*) bei achttägiger Einwirkung zu etwa einem Drittel aufgelöst und im übrigen stark angefrassen. Der verbleibende Rest des Steines jedoch blieb trotz starker Durchtränkung mit Soda weiterhin formbeständig; er zeigte weder Ausdehnung noch Verbiegung. Ein gleich lange behandelter Schamottestein bekam eine Außenglasur von alkalireichem Glas, die Kanten wurden etwas angeschmolzen, der Stein selbst verbog sich etwas. Dieser Vorgang wurde auch in einem Betrieb beobachtet, in dem Schamottesteine, die als Deckplatten eines Kanals in einem Glühofen eingebaut waren, nach einjähriger Glühung bei höchstens 1050°, meistens bei 900 bis 1000°, stark durchgebogen waren, obwohl nachweislich in der Gasatmosphäre nur verhältnismäßig geringe Mengen von Alkalien vorhanden waren. Ganz allgemein wurde gefunden, daß Schamottesteine bei Berührung mit Alkalien zum Schwinden, Aufblähen und zum Erweichen bei sehr niedrigen Temperaturen neigen. Besonders stark wurde bei diesen Versuchen ein Chromerz-Magnesit-Stein (*Abb. 1*) angegriffen, der zwölf

^{3/4} nat. Größe schliffe untersucht. Ein Silikastein (*Abb. 2*) enthielt nach dieser Behandlung nur feinste Reste von Quarz; die Umwandlung war, wie zu erwarten, vollständig abgelaufen. Die feine Grundmasse hatte sich durch die Alkaliaufnahme gelbbraun gefärbt, die Quarztkörner zeigten eine gelbliche Umrandung. Hieraus ist zu entnehmen, daß die Sodatränkung der dichten kieselsäurereichen Körner langsamer vor sich geht als die der Grundmasse. Eine Anzahl von Schamottesteinen zeigte nach gleicher Behandlung nur am

Rand durch Soda angefrassene Körner, während das Innere unverändert geblieben war. Von diesen wurde deshalb kein Bild wiedergegeben, nur in einem Falle konnte der Vorgang der Auflösung genau erkannt werden (*Abb. 3*). Die Außenseite (rechts oben) des mit Alkalien verschlackten Steines bestand aus einer sodareichen Schmelze, die beim Abkühlen strahlenförmig auskristallisiert war; es folgte dann eine farblose, klar durchsichtige Schicht, bestehend aus einem Alkali-Aluminiumsilikat-Glas; hieran schloß sich eine dunkle eisenoxydreiche Zone, darunter der nicht angegriffene Teil des Steines. Für die Entstehung der eisenoxydreichen Schicht können ähnliche Wanderungsvorgänge des Eisenoxyds an der Grenze von flüssiger Schlacke die Ursache sein, wie sie bei verschlackten Silikasteinen wiederholt beobachtet und im Schrifttum⁴⁾ beschrieben worden sind. Im Schlift war ferner bei stärkerer Vergrößerung noch eine kristallisierte Kontaktzone zwischen der Glasschlacke und der eisenoxydreichen Schlacke zu beobachten.

Auch bei diesen Versuchen wurden Chromerz-Magnesit-Steine besonders rasch zerstört. Wie *Abb. 4* zeigt, wurde dabei das Gefüge des Steines durch Lösung und Diffusion vollständig vergleichmäßig; es bildete sich eine Chrom-Magnesit-Schmelze mit eingeschlossenen unregelmäßigen Gasblasen. Das Gefüge eines in gleicher Weise behandelten feinkörnigen Magnesitsteines zeigte dagegen keine Veränderung oder Einlagerung gegenüber den Steinen im An-

²⁾ J. Chem. Soc. 120 (1922) S. 1442/48.

³⁾ J. Soc. Glass Techn. 7 (1923) S. 207.

⁴⁾ Ber. dtsh. keram. Ges. 17 (1936) S. 437/43.

lieferungszustande, weshalb von der Wiedergabe eines Gefügebildes abgesehen wurde.

Der tonerdereiche Bauxitstein wurde durch die Behandlung im Sodadampf zum größten Teil gelöst. Aus der Natrium-Silizium-Aluminat-Schmelze kristallisierten beim Erkalten radialstrahlige Kristalle von starker Doppelbrechung aus, zwischen denen sich eine eisenoxydreiche Schmelze ausgeschieden hatte (Abb. 5). Hierdurch läßt sich die in Abb. 1 gezeigte Verformung dieser Steine bei der Behandlung mit Alkalidampf erklären.

× 20

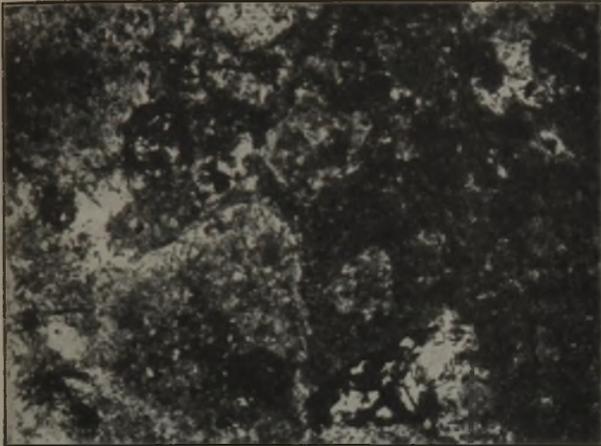


Abb. 2. Silikastein.

× 20

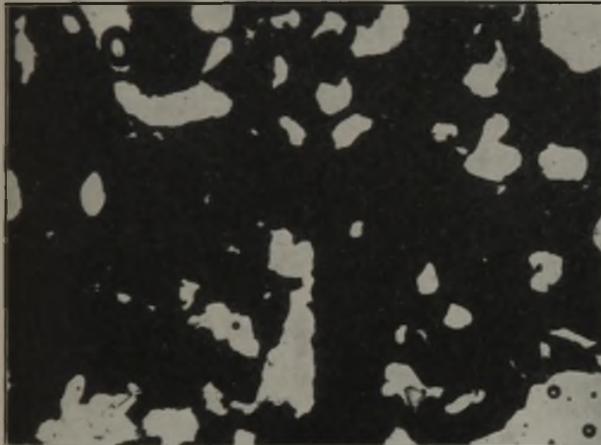


Abb. 4. Chromerz-Magnesit-Stein.

Abbildungen 2 bis 5. Dünnschliffe verschiedener Steine nach 4 stündigem Glühen in Sodadampf bei 1200°.

Nach dem Schrifttum⁵⁾ dringen ferner Alkalidämpfe in die Poren der feuerfesten Steine ein, wobei gelegentlich das Gefüge beim Auskristallisieren mechanisch gesprengt wird, ohne daß die Bestandteile des Gefüges gelöst werden.

Die Untersuchungen wurden dann ausgedehnt auf das Verhalten von feuerfesten Steinen bei Berührung mit flüssigen Alkalien. Ein halbsaurer Schamottestein wurde beispielsweise mit flüssigem Natriumsulfat $\frac{1}{2}$ h lang behandelt. Dabei blähte er sich auf fast den doppelten Rauminhalt auf. Im Dünnschliff (Abb. 6) war zu erkennen, daß der Bindeton und die feineren Schamottekörner sich unter Bildung von Natrium-Aluminium-Silikat-Schmelzen gelöst haben. Nur die großen Schamottekörner waren noch erhalten. Sie schwammen aber im weiten Abstand voneinander in der glasklaren Schmelze. Für den Angriff von flüssigen Alkalien auf Schamottesteine sind demnach Verglasung der Oberfläche und starke Formvergrößerung kennzeichnend.

⁵⁾ Trans. Ceram. Soc. 34 (1935) S. 425/35. — E. Diepschlag und K. Feist: Feuerfest 4 (1928) S. 49/51 u. 106/08.

Die unmittelbare Einwirkung von geschmolzener Soda auf Pfannensteine, der Ausgangspunkt der ganzen Untersuchung, war gegeben beim Behandeln von schwefelreichem Roheisen mit Soda in einem Hochofenwerk. Dabei wurden gestampfte Pfannen mit hintermauerten Steinen sehr rasch und gründlich zerstört, so daß sogar gelegentlich Durchbrüche des Roheisens durch den Mantel der Pfanne vorkamen. Die Stampfmasse bestand aus ziemlich fettem Klebsand mit einem Tongehalt von etwa 30 %. Sie war an sich feuerfest (Seegerkegel 30 bis 31). Bei der Zerstörung

× 20

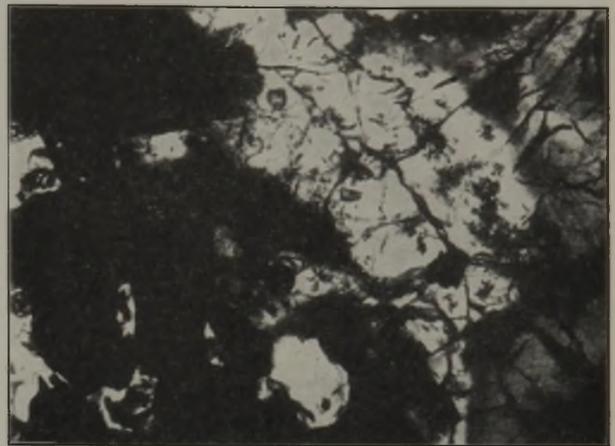


Abb. 3. Schamottestein.

× 20

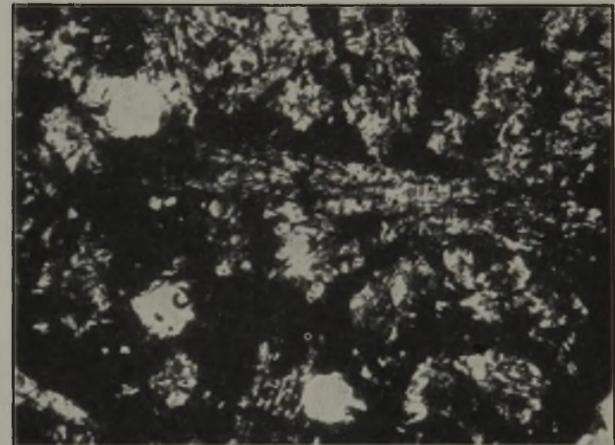


Abb. 5. Tonerdereicher Bauxitstein.

bildeten sich zunächst breite durchlaufende Spalten parallel zur Außenwand, wie ein Anschliff (Abb. 7) erkennen läßt, der Baustoff platzte also schalig ab. Von diesen großen Spalten aus entstanden nach allen Seiten fein verästelte Spalten und Risse (Abb. 8), die sich mit flüssigem Roheisen füllten. Der Vorgang ist so zu erklären, daß die Stampfmasse je nach dem Grad der Tränkung mit Soda sich teilweise zusammenzog, teilweise aber auch, wie oben gezeigt wurde, sehr stark ausdehnte. Die Verschiedenheit des Rauminhaltes führte bei wiederholter Benutzung der Pfannen zu Spannungen und dann zu lagenweisem Abplatzen. Für Roheisenpfannen ist die Frage einer geeigneten Ausstempfung für diesen Zweck in der Zwischenzeit wohl allgemein gelöst worden, indem geeignete Klebsande zum Ausstempfen gewählt wurden, die besonders dicht sintern, so daß die Soda keine Möglichkeit hat, in die Tiefe zu dringen. So konnten befriedigende Pfannenhaltbarkeiten erzielt werden, ohne daß zur Verwendung von Sondersteinen übergegangen werden mußte.

Wie anfangs ausgeführt wurde, besteht neuerdings die Möglichkeit, daß alkalireiche Schlacken aus verschiedenen Verfahren mit dem Roheisen zum Mischer verschleppt werden. Auch sonst sind Fälle denkbar, bei denen an Alkali angereicherte Schlacken entstehen und mit

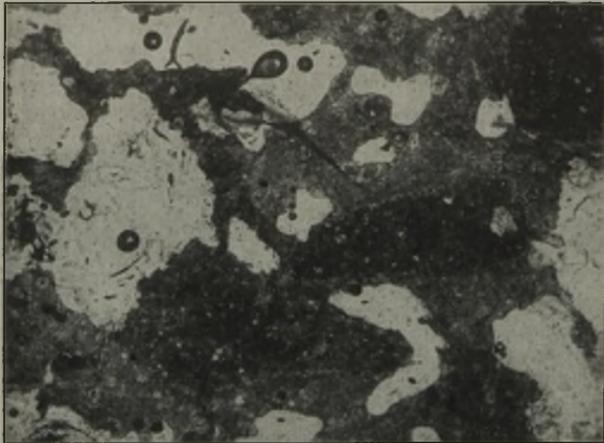


Abbildung 6. Dünnschliff eines bei 1200° mit flüssigem Natriumsulfat verschlackten Schamottesteines.

× 15

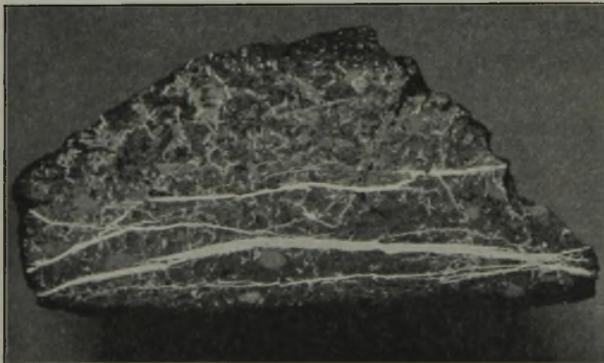


Abb. 7

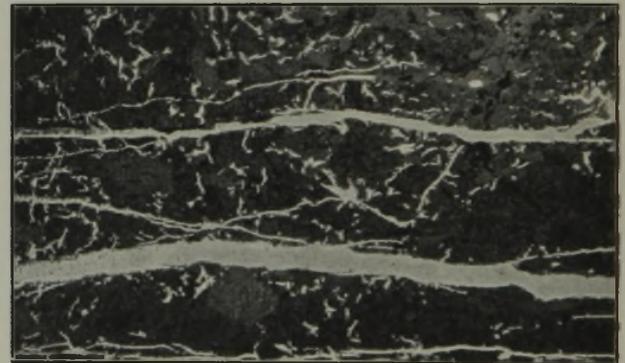


Abb. 8.

Abbildung 7 und 8. Anschliff einer Roheisenpfannen-Ausstampfung nach Berührung mit flüssiger Soda.

feuerfesten Mauerungen in Berührung kommen. Solche Schlacken können einerseits selbst das Mauerwerk stärker anfressen als die übrigen Schlacken, andererseits können sie alkalihaltige Dämpfe abgeben, die die vorher geschilderten Zerstörungen hervorrufen. Daß schon mäßige Anreicherungen von Alkalien Zerstörungen in Mischersteinen hervorrufen können, beweist Abb. 9⁶⁾. Magnesitsteine wurden im Laboratorium bei 1500° durch Aufstreuen von Mischerschlacken verschlackt. Gleiche Versuche wurden unter Zusatz von 3 und 8 % Soda zur Mischerschlacke durchgeführt. Durch steigenden Sodazusatz wurden die Magnesitsteine sichtlich stärker angegriffen, sie nahmen eine große Menge der Schlacken auf und wurden dann von innen heraus zertrieben. Während von der Mischerschlacke allein nur 13,5 % in das Steininnere aufgenommen wurden, stieg die Schlackenaufnahme mit dem Sodazusatz zur Mischerschlacke an, entsprechend auch das Volumen der Steine. Durch den Sodagehalt wirkte also die Mischerschlacke als starkes Flußmittel auf Magnesitsteine.

In gleicher Richtung wurde der Einfluß des Sodazusatzes zu Mischerschlacken verschiedener Werke untersucht. Die

⁶⁾ Abb. 9 wurde vom Dortmunder Laboratorium des Dortmund-Hoerder Hüttenvereins überlassen, wofür Herrn Dr. phil. F. Seuthe Dank gesagt sei.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung von Mischerschlacken verschiedener Werke.

Werk	CaO %	SiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ + TiO ₂ %	MnO %	MgO %
A	20,04	37,31	8,29	7,64	19,66	3,95
B	2,84	37,30	1,87	3,70	47,34	2,26
B	10,25	38,08				
C	3,45	37,90	4,65	3,95	35,25	5,46
C	13,35	35,36	25,45	3,54	21,07	1,52
D	16,85	17,12	37,17	2,5	20,66	5
Streuung	3 bis 20	17 bis 38	2 bis 37	3 bis 8	20 bis 47	2 bis 5

Zusammensetzung der Schlackenarten (Zahlentafel 1) schwankte bei den verschiedenen Werken oft recht stark, der Kalkgehalt zwischen 3 und 20 %, der Kieselsäuregehalt zwischen 17 und 38 % und der Eisenoxydgehalt sogar zwischen 20 und 47 %. In einzelnen Fällen wurden bei den Versuchen feuerfeste Steine von Mischerschlacken mit Soda-zusatz weniger angegriffen als von den reinen Schlacken; von einer weiteren Mitteilung dieser Versuche muß abgesehen werden, da sie im allgemeinen nur qualitativ vergleichbare Werte ergaben. Es wurde deshalb ein anderer Weg beschritten, um die Angriffsfähigkeit zu ermitteln, die Messung der Zähflüssigkeit. Die folgenden Untersuchungen

× 4,5



Mischerschlacke	Mischerschlacke und 3 % Soda	Mischerschlacke und 8 % Soda
13,5	15,1	25,1
1,0 %	Volumenverlust	Zunahme
	Zunahme	

Abbildung 9. Verschlackung von Magnesitsteinen durch Mischerschlacke mit Sodazusatz.

stützen sich auf eine früher bewiesene Beziehung⁷⁾, daß eine Schlacke um so stärker angreift, je flüssiger sie ist.

Es wurden Gemenge von Mischerschlacken mit verschiedenem hohem Gehalt von Soda hergestellt und ihre Temperatur-Zähflüssigkeits-Kurven bestimmt⁸⁾. Aus den Messungen seien vier auffällige Beispiele herausgegriffen. Die Mischerschlacke 3466 enthielt

⁷⁾ F. Hartmann: Ber. dtsh. keram. Ges. 15 (1934) S. 375/90.

⁸⁾ Verfahren vgl. bei F. Hartmann: Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 564/72.

26 % CaO und 38 % SiO₂; die Summe dieser beiden Oxyde betrug 64,19 % der Schlacke, vom Rest waren etwa 20 bis 30 % Eisenoxyd und Manganoxyd. In Abb. 10 sind die Kurven für eine gleichbleibende Zähigkeit von 5, 50 und 150 g/cm³·s eingetragen. In diesem Fall fiel die Zähigkeit mit steigendem Sodazusatz. Bei einer zweiten Mischerschlacke (Probe 3169, Abb. 11) betrug die Summe von Kalk

durch Alkalizusätze verflüssigt werden, daß aber Schlacken mit hohem Eisen- und Mangangehalt durch Sodazusatz nicht flüssiger werden.

Der Einfluß des Sodazusatzes wurde noch für kalkreiche und eisenoxydarme Schlacken verfolgt, wie sie allerdings in den Mischern nach der gegebenen Uebersicht selten zu sein scheinen. Eine Hochofenschlacke üblicher Zusammensetzung (Abb. 14) mit 41 % CaO und 5 % FeO erhielt steigende Zusätze von Soda. Bis zu einem Gehalt von 15 % Soda nahm dabei die Zähigkeit dauernd ab, ein höherer Sodazusatz bewirkte ein Zäherwerden der Schlacke, so daß eine Schlacke mit 20 % Soda etwa ebenso zähe war wie die Ausgangsschlacke ohne Soda.

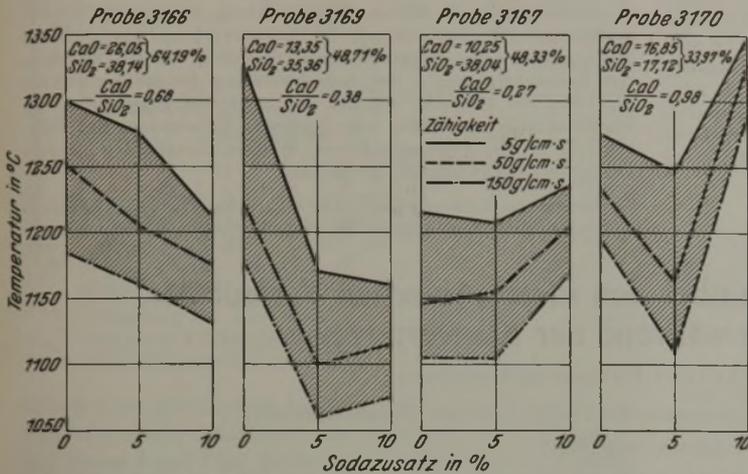
Aus solchen Zähigkeitsmessungen dürfte sich die Stärke des Angriffs alkalihaltiger Schlacken auf feuerfestes Mauerwerk in einzelnen Fällen voraussagen lassen.

Zusammenfassung.

Bei der zunehmenden Häufigkeit der Verwendung alkalihaltiger Schlacken im Eisenhüttenbetrieb erschien eine umfassende Untersuchung der Einwirkung von Alkalien auf feuerfeste Steine angebracht. Dabei wurde unterschieden zwischen dem Angriff von Alkalidämpfen, flüssigen Alkalien und alkalihaltigen Schlacken auf feuerfestes Mauerwerk.

Durch Alkalidämpfe wurde die feine Grundmasse von Silikasteinen schon bei mäßigen Temperaturen leicht umgewandelt und von der Oberfläche aus aufgelöst. Größere Quarzitzkörner widerstanden besser. Silikasteine behielten dabei Form und Festigkeit. Dem Alkalidampf ausgesetzte Schamottesteine wurden dagegen bereits bei 1000° bis in die Tiefe weich und verformten sich leicht. In Berührung mit flüssigen Alkalien bildete sich auf der Oberfläche von Schamottesteinen eine Schlackenglasschicht, die Steine blähten sich sehr stark auf. Magnesitsteine erwiesen sich gegen beide Angriffe als verhältnismäßig beständig. Chromerz-Magnesit-Steine dagegen wurden von flüssigen und dampfförmigen Alkalien leicht bis ins innerste Gefüge zerstört, da das Chromerz chemisch aufgeschlossen wurde. Bauxitsteine wurden trotz ihrem hohen Tonerdegehalt beim Behandeln mit Alkalidampf verbogen. Das Gefüge löste sich auf zu einer Alkali-Aluminiumsilikat-Schmelze, das Volumen der Steine nahm stark zu.

Die Ausstampfung einer Roheisenpfanne aus fettem Klebsand wurde durch flüssige Soda durch Bildung feinsten Risse vollständig zerstört. Bei Verwendung geeigneter Klebsande mit geringem Tongehalt konnte der Angriff von Soda wesentlich herabgesetzt werden. Bei der Untersuchung des Angriffs alkalihaltiger Schlacken auf Magnesitsteine für Roheisenmischer wurde gefunden, daß diese durch Zusatz steigender Alkaligehalte zur Schlacke immer stärker angegriffen wurden. Die Steine blähten sich stark auf. Dies gilt für Schlacken, die reich an Kalk und Kieselsäure sind. Schlacken mit hohem Mangan- und Eisengehalt wurden dagegen bei höherem Alkaligehalt zähflüssiger und daher weniger angriffsfähig gegen feuerfeste Steine. Dieses Ergebnis wurde bestätigt durch die Messung der Zähigkeit solcher Schlacken in Abhängigkeit von der Temperatur unter der Voraussetzung, daß Schlacken um so angriffsfähiger sind, je flüssiger sie bei gleicher Temperatur sind. Hochbasische Schlacken ähnlich den Hochofenschlacken konnten durch Sodazusatz nicht wesentlich verflüssigt werden.



Abbildungen 10 bis 13. Aenderung der Zähflüssigkeit verschiedener Mischerschlacken durch Sodazusatz.

und Kieselsäure nur rd. 50 %, die Schlacke enthielt viel Eisen- und Manganoxyd; das Verhältnis von Kalk zur Kieselsäure war kleiner als bei der vorhergehenden Schlacke. Hier wurde die Zähflüssigkeit der ursprünglichen Schlacke bei Zusatz von 5 % Soda schon bei 150° tieferen Temperaturen erreicht, aber ein weiterer Zusatz von Soda machte

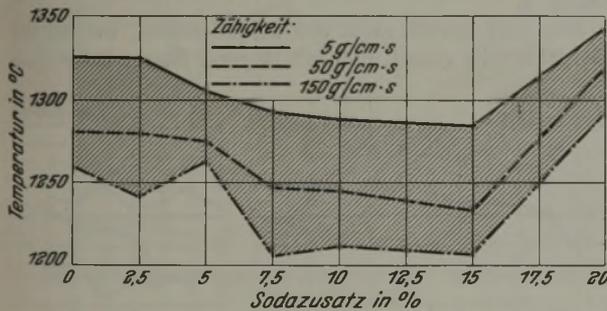


Abbildung 14. Aenderung der Zähigkeit einer Hochofenschlacke durch Sodazusatz.

Zusammensetzung der Ausgangsschlacke: 41,3 % CaO, 30,2 % SiO₂, 4,6 % FeO, 10 % Al₂O₃, 6,9 % MgO, 3,1 % MnO, 0,7 % P₂O₅, 1,7 % S.

die Schlacke wieder zäher, also weniger gefährlich. Bei einer dritten Schlacke (Probe 3167, Abb. 12) mit einem gleichen Gehalt an Kalk und Kieselsäure, aber einem kleineren Verhältnis von Kalk zu Kieselsäure, blieb die Zähigkeit bei Zusatz von 5 % Soda unverändert, bei Zusatz von 10 % Soda wurde die Schlacke zäher. Die vierte Mischerschlacke Probe 3170 enthielt nur 17 % CaO und nur 17 % SiO₂, beide Bestandteile zusammen machten also nur 34 % der Schlacke aus; das Verhältnis von Kalk zu Kieselsäure war etwa 1 : 1. Bei dieser an Mangan- und Eisenoxyd besonders reichen Schlacke stieg die Zähflüssigkeit bei Zusatz von 10 % Soda ganz besonders stark an (Abb. 13), fast ebenso stark, wie sie beim zweiten Beispiel durch Zusatz von 5 % Soda gefallen war. Es besteht demnach keine einfache Regel für die Abhängigkeit der Zähigkeit von Mischerschlacken von der Höhe des Sodazusatzes. Es läßt sich lediglich aussagen, daß kalk- und kieselsäurereiche Schlacken

In der an den Vortrag anschließenden Erörterung wurde darauf hingewiesen, daß unter den Alkalisalzen Natriumsulfat die feuerfesten Werkstoffe besonders stark angreift.

Bei der Entschwefelung von Roheisen mit Soda ist die Schlacke für die feuerfesten Stoffe weniger gefährlich als die Dämpfe, die sich mit der Kieselsäure der Steine unter Aufblähung verbinden, wodurch die Steine rissig werden. Die Frage, welche feuerfesten Stoffe gegen Alkali am beständigsten sind, ist noch nicht ganz geklärt. Bei Pfannen für die Sodaentschwefelung ist eine Ausstüpfung nach den bisherigen Erfahrungen besser als eine Ausmauerung. Nach M. Paschke und E. Peetz⁹⁾ zeigen Schamottesteine mit mittlerem Tonerdegehalt (rd. 38 %) und ganz besonders großer Dichte (rd. 8 % Porenraum) die beste Beständigkeit gegenüber schmelzendem Alkali und alkalireichen Schlacken. Durch Zusatz von Graphit (5 bis 10 %) soll die Alkalibeständigkeit gleichfalls erhöht werden¹⁰⁾.

⁹⁾ Gießerei 23 (1936) S. 454/60.

Sodann wurde die Verwendungsmöglichkeit der bei der Entschwefelung von Roheisen mit Soda entstehenden Schlacke erörtert, die neben Alkali Eisen, Mangan und Phosphorsäure enthält. Die Schlacke ließe sich in der Glasindustrie verwenden, wenn die Eisen- und Manganoxyde aus ihr entfernt würden. Dies ist zwar auf magnetischem Wege möglich, jedoch zu teuer. J. Klärding erwähnte einen Vorschlag, die Sodaschlacke feuerflüssig der Thomasschlacke zuzusetzen. Diese erhält dadurch eine höhere Zitratlöslichkeit und kann außerdem im Boden zeolitisch wirken. Das Verfahren würde eine Wiederverflüssigung der Sodaschlacke im Thomaswerk und anschließende Mischung mit der Thomasschlacke erfordern, da ein Zusatz in den Konvertern wegen der Aufschwefelung des Stahles und des Angriffes der Schlacke auf das Dolomitfutter ausscheidet. Es wurde auch schon einmal eine geeignete Verwendung der Sodaschlacke im Hochofen angedeutet. Weitere Einzelheiten hierüber sind jedoch nicht bekannt geworden.

¹⁰⁾ Solvay & Cie., Brüssel: Die Sodabehandlung in der Eisentechnik und in Sonderfällen der Metalltechnik (1936) S. 20.

Großzahl-Untersuchungen über den metallurgischen Verlauf des Thomasverfahrens während der Konverterreise.

Von Dr.-Ing. Theodor Lütgen in Dortmund.

[Bericht Nr. 329 des Stahlwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.]

[Schluß von Seite 999.]

(Einfluß der Blasezeit auf den Eisengehalt der Schlacke. Ausbringen, Konverteralter und Blasezeit. Ueber die Höhe der Gießtemperatur bei verschiedenen Bedingungen. Einfluß der Liegezeit auf die Stahlanalyse.)

Im folgenden sei nun geprüft, welchen Einfluß der Konverterverschleiß und die Blasezeit auf das Ausbringen ausüben.

Unter dem Ausbringen im Thomaswerk ist hier der Quotient verstanden, dessen Zähler das Gewicht der an das Walzwerk gelieferten guten Blöcke $\times 100$ und dessen Nenner das Gewicht des metallischen Einsatzes im Konverter ist.

Das Ausbringen wird nicht nur von dem Verbrennen der Eisenbegleiter und des Eisens, sondern auch durch die Menge des Auswurfs und des verschlackten Eisens beeinflusst.

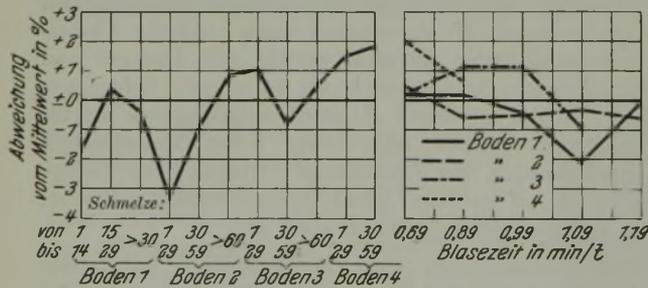


Abbildung 20. Thomasausbringen in Abhängigkeit vom Konverteralter und von der Blasezeit.

Da für alle Böden, wie Abb. 5 und 6 zeigen, ein ungefähr gleichmäßiges Roheisen vorhanden war, ist der Unterschied im Thomasausbringen vor allem in der Menge des Auswurfs zu suchen. Diese hängt ab von der Verblasbarkeit des Eisens, dann aber auch von der Sorgfalt des Blasens, je nachdem dies mit hohem oder niederem Winddruck bzw. größerer oder geringerer Windmenge geschieht. Ein Höchstwert an Thomasausbringen wird also erreicht, wenn bei Berücksichtigung der übrigen Einflüsse der Auswurf möglichst gering gehalten wird. Das in Abb. 20 in Abhängigkeit vom Konverteralter bei gleichbleibender Blasezeit aufgetragene Thomasausbringen zeigt starke Schwankungen; es gibt lediglich Auskunft über den rein mechanischen Verlauf des Verfahrens.

Bei der zweiten Auswertung jedoch (Abb. 21) zeigt sich eine Verbesserung des Thomasausbringens mit wachsendem Konverterverschleiß. Deutlich erkennbar ist der Ein-

fluß des vergrößerten Converters auf das Ausbringen des Thomaswerkes unter Berücksichtigung der Blasezeit. Während der Boden 1 das niedrigste Thomasausbringen hatte, war bei dem Boden 4 ein um rd. 3 % besseres Ausbringen erzielt worden. Auf Boden 2 war das Ausbringen um rd. 1,5 % und auf Boden 3 um rd. 2,5 % besser als das des Bodens 1.

Man darf hieraus nicht den Schluß ziehen, wie bei der Abb. 20 bereits gesagt, daß mit längerer Blasezeit ein qua-

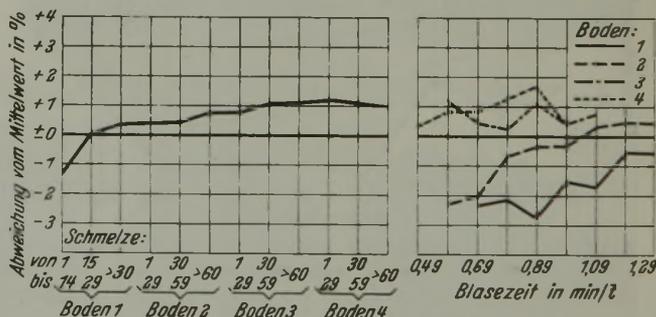


Abbildung 21. Thomasausbringen in Abhängigkeit vom Konverteralter und von der Blasezeit.

litativ besseres Ausbringen verbunden ist. Dieses bessere Thomasausbringen sagt auch hier lediglich, daß vorsichtiger geblasen worden ist und das Verfahren sich rein mengenmäßig günstiger abgespielt hat.

Wiederum ist bei diesen beiden Darstellungen wichtig zu betonen, wie groß der Einfluß der Zahl der Schmelzen ist, wenn man nicht Gefahr laufen will, Trugschlüsse zu ziehen. Auch bei dieser Darstellung zeigt sich der Einfluß der Converterform. So ist das Thomasausbringen bei der kürzesten Blasezeit auf dem Boden 4 besser als das bei der längsten Blasezeit auf dem Boden 1 oder 2.

Das Zurichtereiausbringen ist in Abb. 22 für gleiche Blasezeiten im Laufe der Konverterreise dargestellt. Bei einer Blasezeit von 0,69 min/t wurde mit größer werdendem Converter gegenüber Blasezeiten von 0,89 und 0,99 min/t ein höheres Ausbringen festgestellt. Ungewöhnlich ist das Verhalten des Bodens 1 während der ersten 30 Schmelzen.

Ein Höchstwert an Ausbringen bei einer Blasezeit von 0,89 min/t war auf Boden 2 bei Schmelze 30 bis 59 festzustellen. Die Kurve dieser Blasezeit zeigt mit größer werdendem Konverter fallende Richtung. Die Kurvenzüge der Blasezeiten 0,89 min/t, 0,99 min/t laufen fast parallel; mit längerer Blasezeit ist ein schlechteres Ausbringen verbunden.

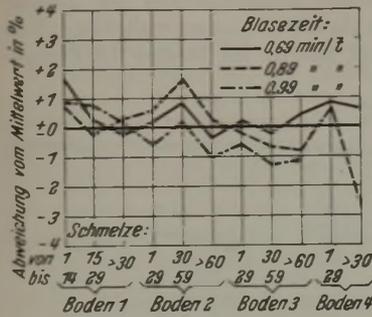


Abbildung 22. Zurichtereiausbringen in Abhängigkeit von der Blasezeit während einer Reise.

Das Zurichtereiausbringen bei Schmelzen mit gleicher Blasezeit (von 0,89 min/t) verschlechterte sich mit zunehmendem Converteralter um 2 bis 2,5%. Zur weiteren Aufklärung wurde in Abb. 23 das Zurichtereiausbringen in Abhängigkeit von der Blasezeit für jeden Boden einzeln aufgetragen. Die Schmelzen des Bodens 1 hatten einen Bestwert an Ausbringen bei einer Blasezeit von 0,99 min/t, die Schmelzen des Bodens 2 bei 0,89 min/t. Auf Boden 3 und 4 lag das beste Ausbringen bei einer Blasezeit von 0,69 min/t. Waren die Blasezeiten auf den einzelnen Böden länger als die angegebenen Höchstwerte, so verschlechterte sich das Ausbringen. Gleiche Blasezeiten auf den verschiedenen Böden zu vergleichen war nicht möglich, da nach Abb. 24 sich das Ausbringen bei einer gleichen Blasezeit änderte. Aus diesen Beobachtungen läßt sich der



Abbildung 23. Zurichtereiausbringen in Abhängigkeit von der Blasezeit auf den einzelnen Böden.

Schluß ziehen, daß, um beim Thomasverfahren einen guten Stahl zu erzeugen, bei einer bestimmten Convertergröße das Einsatzgewicht und die Blasezeit in einem entsprechenden Verhältnis zueinander stehen müssen. Zur Beurteilung der Blasezeit muß der jeweilige Converterraum bekannt sein.

Dasselbe Bild zeigt die zweite Auswertung (Abb. 24). Hier lag das Zurichtereiausbringen im Vergleich zu Abb. 23 um 1 bis 1,5% höher; der Betrieb hatte sich die Erkenntnis des Vorteils der kurzen Blasezeit zunutze gemacht durch entsprechende Berücksichtigung des Mischerdurchsatzes, durch besseres Anpassen des Roheiseneinsatzes an den jeweiligen Converterzustand sowie durch bessere Wahl des Kalk- und Schrottsatzes usw. Das Ausbringen stieg — abgesehen von dem hier sich wiederum zeigenden unregelmäßigen Verhalten des Bodens 1 — im Laufe der Converterreise um etwa 1% an. Mit längerer Blasezeit verschlechterte sich das Zurichtereiausbringen auf dem Boden 1 und 2 um rd. 2%, auf Boden 3 und 4 um rd. 4%. Bei konstanter Blasezeit verschlechterte sich das Ausbringen im Laufe der Reise um rd. 2 bis 2,5%.

Durch die vorliegenden Untersuchungen kann als nachgewiesen gelten, daß zu einem bestimmten Converterraum eine bestimmte Blasezeit gehört. Änderungen in der physikalischen und chemischen Beschaffenheit des Roheisens for-

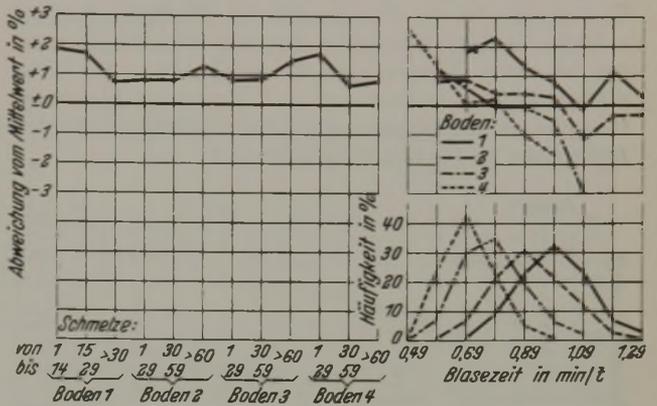


Abbildung 24. Zurichtereiausbringen in Abhängigkeit vom Converteralter und von der Blasezeit.

den andere Zuschlagsmengen und ändern bei gleichbleibendem Converterinnenraum die Blasezeit. Je größer der Innenraum aber im Laufe der Converterreise wird, desto geringer werden die Schwankungen in der Blasezeit bei den verschiedenen Betriebsverhältnissen. Es laufen im Augenblick noch weitere Untersuchungen, um die Roheiseneinflüsse bei unverändertem Converterinnenraum und den Begriff der Verblaskbarkeit weiter zu klären. Es kann nicht deutlich genug erklärt werden, daß einer Angabe der Blasezeit ohne Kenntnis des Converterinnenraumes keinerlei Bedeutung beizumessen ist.

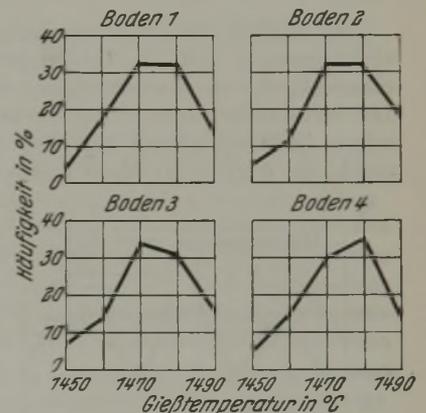


Abbildung 25. Höhe der Gießtemperatur bei den einzelnen Böden.

Kein Kenntnis des Converterinnenraumes keinerlei Bedeutung beizumessen ist.

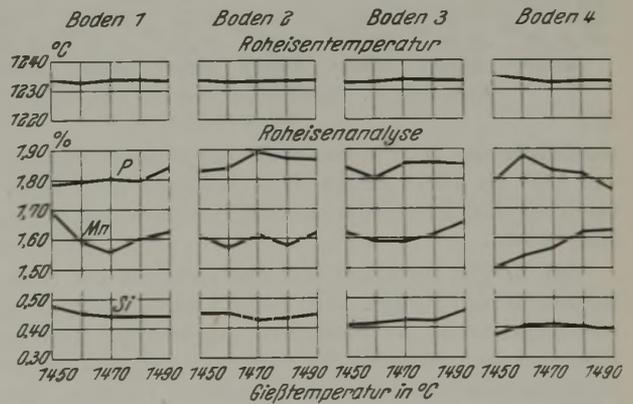


Abbildung 26. Beziehungen zwischen Roheisenanalyse, Mischertemperatur und Gießtemperatur bei den einzelnen Böden.

Bei der Besprechung der Abb. 7 und 8 wurde festgestellt, daß mit längerer Blasezeit eine höhere Gießtemperatur gefunden wurde. Das Ansteigen der Kurven war jedoch nur schwach erkennbar. Um die Richtigkeit dieser Behauptung nachzuprüfen, sind im folgenden Teil der Arbeit sämtliche

Schmelzen nach der Gießtemperatur unterteilt worden. In Abb. 25 wurden die Häufigkeitskurven der Gießtemperaturen für jeden Boden aufgetragen. Das Maximum der Häufigkeiten lag bei einer Gießtemperatur von 1470 bis 1480°. Zu bemerken ist die Unsymmetrie der Häufigkeitskurven, es fehlen die Werte über 1490°. Zu erklären ist dies dadurch, daß bei diesen Temperaturen die Stopfensteine der Gießpfannen leicht abbrennen und nach dem in der Einleitung Gesagten die Schmelzen mit groben Gießfehlern von der Auswertung ausgeschlossen worden sind.

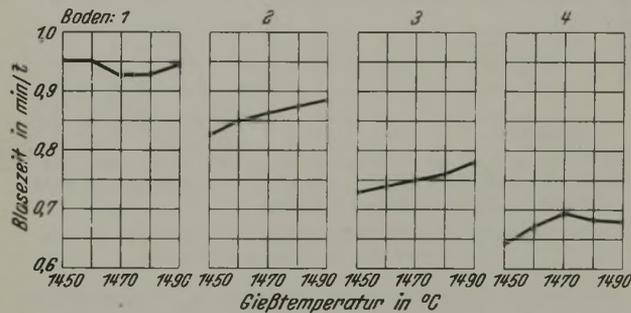


Abbildung 27. Beziehungen zwischen Blasezeit und Gießtemperatur auf den einzelnen Böden.

Der Einfluß der Roheisenzusammensetzung und Roheisentemperatur auf die Gießtemperatur ist unter Berücksichtigung des Konverterraumes in Abb. 26 dargestellt. Die Roheisentemperaturen am Mischer waren bei den einzelnen Gießtemperaturen auf allen vier Böden ungefähr gleich; die Analyse des Mischereisens schwankte im Mittel

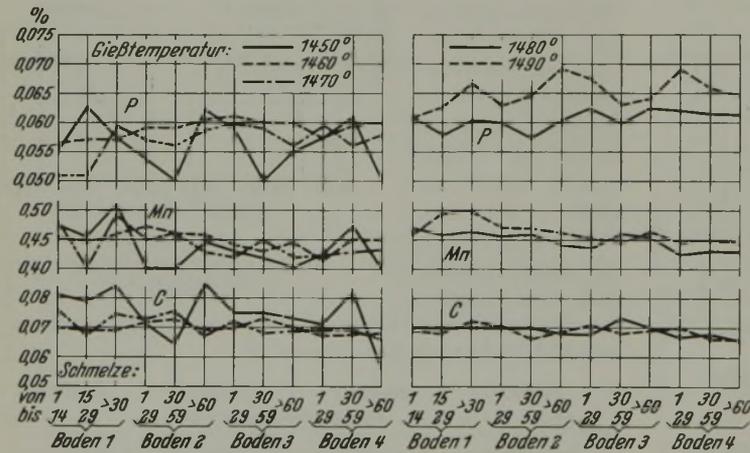


Abbildung 28. Beziehungen zwischen Stahlanalyse und Converteralter.

ebenfalls wenig. Die Unterschiede in den Gießtemperaturen von 1450 bis 1490° können daher bestimmt nicht allein durch die Roheisenzusammensetzung und -temperatur erklärt werden.

Abb. 27 gibt Aufschluß über das Verhältnis der Gießtemperatur zur Blasezeit. Beim Boden 1 liegen für sämtliche Gießtemperaturen die Blasezeiten ungefähr auf gleicher Höhe; bei den anderen Böden ist festzustellen, daß höhere Gießtemperaturen bei längeren Blasezeiten vorliegen. Die für eine bestimmte Gießtemperatur erforderliche Blasezeit wird mit zunehmendem Converterinnenraum kürzer. Bei Betrachtung einer Gießtemperatur von 1480° war auf Boden 1 eine Blasezeit von 0,93 min/t, auf Boden 2 von 0,87 min/t, auf Boden 3 von 0,76 min/t und auf Boden 4 von 0,69 min/t nötig. Andererseits wird die Feststellung bei der Besprechung der Gießtemperaturen (Abb. 7 und 8), daß mit länger werdender Blasezeit bei ungefähr gleichem Converterinnenraum der

Stahl heißer vergossen wurde, durch die Darstellung in Abb. 27 bestätigt; allerdings ist bei dieser Darstellung von einer Berücksichtigung des Kalk- und Schrottsatzes sowie des verbrennenden Eisens abgesehen worden.

Stahlanalyse und Gießtemperatur einander gegenübergestellt zeigt Abb. 28. Mit fortschreitender Converterreise nahmen bei gleichbleibender Gießtemperatur der Kohlenstoff- und Mangangehalt ab, der Phosphorgehalt stieg. Mangan- und Phosphorgehalt stiegen bei höherer Gießtempe-

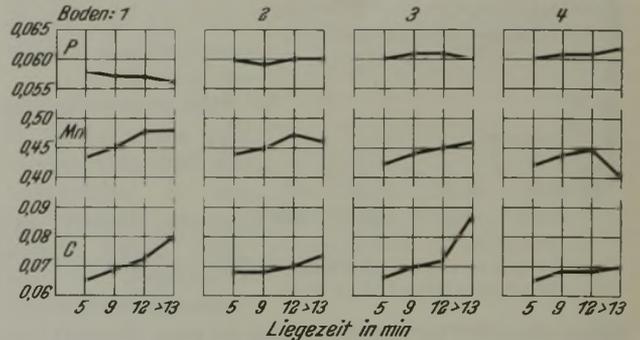


Abbildung 29. Einfluß der Liegezeit auf die Stahlanalyse während einer Converterreise.

ratur. Die Feststellung, daß mit länger werdender Blasezeit der Mangan- und Phosphorgehalt steigen, wurde auch durch das Verhalten des Mangans und Phosphors bei höheren Gießtemperaturen bestätigt; denn, wie oben erwähnt, ist mit einer längeren Blasezeit eine höhere Gießtemperatur verbunden.

Weiterhin kann die Stahlanalyse noch durch die Liegezeit beeinflusst werden (Abb. 29). Als Liegezeit ist die Zeit von beendigt Fertigblasen bis zum Auskippen der Schmelze in die Gießpfanne aufgefaßt. (Der Manganzusatz erfolgte sofort nach dem Fertigblasen. In der beobachteten Zeit wurde mit festem, kaltem Ferromangan desoxydiert.)

Die Kurven zeigen, daß mindestens eine Liegezeit von 12 min erforderlich war, um das zugesetzte Ferromangan zu lösen; eine Bestätigung dafür ist das Ansteigen des Kohlenstoffgehaltes. Auffallend ist das Verhalten des Phosphorgehaltes; während er auf Boden 1 mit längerer Liegezeit abnahm und auf Boden 2 und 3 gleich blieb, stieg er auf Boden 4 schwach an. Wahrscheinlich hängt das Verhalten des Phosphors mit dem Basizitätsgrad der Schlacke zusammen, der durch das Abnehmen des Kalksatzes je t Roheisen im Laufe der Converterreise bedingt ist.

Zusammenfassung.

In der vorliegenden Arbeit wurden die für den Ablauf des Thomasverfahrens wichtigen Einflüsse des Verschleißes des Converters und der Blasezeit in ihrer gegenseitigen Beeinflussung und in Abhängigkeit von der chemischen und physikalischen Beschaffenheit des Roheisens näher untersucht. Es wurde gezeigt, daß eine ungünstige Converterform, wie sie zu Beginn der Converterreise vorhanden ist, bei schlechten Roheisenverhältnissen diesen ungünstigen Einfluß vermehrt, während bei günstiger Form — am Ende der Reise — der Einfluß ungünstiger Roheisenbeschaffenheit verringert wird. Beide Einflüsse wurden in ihrer Wirkung auf die Desoxydationsvorgänge untersucht und in Beziehung zum Ausbringen gebracht.

An dieser Stelle möchte ich der Leitung des Dortmund-Hoerder Hüttenvereins, A.-G., insbesondere Herrn Direktor Hackert für seine Unterstützung und für die Erlaubnis zur Veröffentlichung der Untersuchungen meinen verbindlichsten Dank abstaten. Es ist mir eine angenehme Pflicht, Herrn Professor Dr.-Ing. E. H. Schulz für seine Förderung und rege

Anteilnahme meinen ergebensten Dank zu sagen. Ferner bin ich Herrn Dr.-Ing. R. Frerich, der die Anregung zu dieser Arbeit gab und mich bei ihrer Durchführung beratend unterstützte, sowie Herrn Betriebsführer A. Kauert und Herrn Betriebsingenieur W. Kalkhof für ihre gewährte Hilfe und wohlwollende Unterstützung zu großem Dank verpflichtet.

An den Bericht schloß sich folgende Erörterung an.

E. Herzog, Hamborn: Der Bericht stellt eine Fortsetzung einer älteren Untersuchung der Herren Frerich und Lütgen dar, über die vor einigen Jahren gleichfalls hier berichtet⁸⁾ und in der festgestellt worden war, daß das Ausbringen, insbesondere das Zuricherei-Ausbringen, in einer ganz bestimmten Abhängigkeit von der Blasezeit steht, und zwar in dem Sinne, wie wir es jetzt wieder gehört haben, daß eine verlängerte Blasezeit eine Verschlechterung des Ausbringens bedeutet. Im Sinne einer Vertiefung der älteren Arbeit ist nun in dem vorliegenden Bericht eine solche Vielfältigkeit von Beziehungen dargestellt, daß es nicht ganz leicht sein wird, im Meinungs austausch das Wesentlichste herauszustellen, ohne Wichtiges auszulassen. Der geeignetste Weg dürfte wohl der sein, die Aussprache an Hand und in der Reihenfolge der zugehörigen Abbildungen abrollen zu lassen. Wenn sich kein Widerspruch erhebt, so wollen wir in dieser Weise vorgehen und gleich mit den *Abb. 1 bis 4* beginnen, die die Beziehungen zwischen Konverteralter, Blasezeit und Roheiseneinsatz darstellen.

A. Harr, Dortmund: Ich möchte mir die Frage erlauben, wodurch die Veränderung der Blasezeit bewirkt wird. Sie kann bedingt sein entweder durch die Art der Windzufuhr, also durch Drosseln, d. h. durch geringeren Winddruck, oder aber durch die verschiedene Windaufnahmefähigkeit des Konverters, also durch verschiedene Eisenbadhöhe, verschiedenen Flüssigkeitsgrad des Roheisens u. a. Wenn bei dem ersten Boden die Löcher des äußeren Blasekranzes zugestopft worden sind, so ergibt sich hierdurch ein geringerer Blasquerschnitt. Damit war die Windaufnahmefähigkeit des Konverters geringer, also die Blasezeit je t Roheisen länger.

J. Wittig, Rheinhausen: Die Blasezeit ist grundsätzlich für die Betrachtung des Schmelzungsgangs ein unvollkommener Begriff, da die je Zeiteinheit verblasene Windmenge Schwankungen unterlegen ist, die durch den veränderlichen Blasquerschnitt, die veränderliche Bodenlänge und verschiedene Winddrücke gegeben sind. Es bereitet keine erheblichen Schwierigkeiten, die Windmenge der Konverter zu messen. Ihr Maß kennzeichnet unter Hinzurechnung etwaigen Sauerstoffs aus Erz die Sauerstoffzufuhr für das Verblasen des Roheisens. Die Blasezeit gibt nur einen untergeordneten Bezugswert.

R. Frerich, Dortmund: Zum Verständnis der vorliegenden Arbeit, die so viele Fragen des Thomasverfahrens berührt, muß immer wieder darauf hingewiesen werden, daß es sich um eine Großzahlforschung handelt, deren Zahlen sich aus der Auswertung von Betriebswerten ergeben, die der Betrieb ohne irgendeine versuchsmäßige Beeinflussung lieferte. Die besondere Aufgabe der Arbeit soll darin bestehen, einen tieferen Einblick in den inneren Zusammenhang der vielen Einflüsse und ihre gegenseitigen Abhängigkeiten zu ermöglichen.

Die Länge der Blasezeit ist lediglich von den betrieblich vorliegenden Bedingungen, d. h. Roheisenzusammensetzung und -temperatur, Konverterform und -größe usw., abhängig, wobei die Windzufuhr, wie wohl in allen Thomaswerken üblich, so geregelt war, daß bei allen Schmelzen eine möglichst kurze Blasezeit mit geringstem Auswurf angestrebt wurde. Blies die Schmelze aus irgendwelchen Gründen schlecht, so wurde selbstverständlich der Wind gedrosselt und eine entsprechend längere Blasezeit erhalten. Die längeren Blasezeiten auf dem ersten Boden, bei dem mit Rücksicht auf den kleinen Konverter-Innenraum und die daraus herrührenden schlechten Blasverhältnisse kleine Schmelzgewichte genommen wurden, haben deshalb mit den zugestopften Löchern des Bodens nichts zu tun, weil man dem Bade, mit sämtlichen Löchern blasend, sowieso nicht mehr Wind hätte anbieten können und lediglich gezwungen gewesen wäre, den Wind zum Nachteil der Bodenhaltbarkeit über Gebühr zu drosseln. Den Ursachen der unterschiedlichen Blasezeit sollte in der Arbeit nachgegangen und die aus den unterschiedlichen Zeiten wiederum herrührenden Einflüsse weiter geklärt werden.

Beim Thomasverfahren wirkt bekanntlich während des Frischvorganges eine solch große Zahl von Einflüssen, die sich gegenseitig verstärken oder auch aufheben können, aufeinander ein,

daß es sehr schwer ist, die Größe eines einzelnen Einflusses zu ermitteln. Einzelversuche oder eine geringe Zahl von Versuchen führen dabei nur unter günstigsten Voraussetzungen zum Ziel. Die Großzahlforschung dagegen bietet die Möglichkeit, leichter zu Ergebnissen zu kommen. Außerdem kann man bei genügend großer Zahl, wenn z. B. sechs verschiedene Einflüsse vorliegen, diejenigen Schmelzen herausortieren, bei denen fünf Einflüsse gleich sind und nur der sechste verschieden ist.

Bei der Auswertung zeigte sich nun sehr bald, daß die Konverterform einen besonders großen Einfluß ausübte. Die zur Verfügung stehenden Werte sind deshalb nach dem Konverteralter geordnet und in vier Gruppen eingeteilt worden, wobei jeder Boden eine Gruppe bildete. Die zu einem Boden gehörenden Werte wurden unter Annahme ungefähr gleicher Konverterverhältnisse für sich betrachtet. Bei vielen Schaubildern sind aus diesem Grunde im linken Teil des Schaubildes die Abhängigkeiten vom Konverter-Innenraum bzw. Konverteralter zu sehen, im rechten Teil die Abhängigkeit z. B. von der Blasezeit mit der Unterteilung nach Bodengruppen.

A. Jellinghaus, Haspe: Aus der großen Zahl der Schaubilder scheint mir eine Frage herauszutreten, nämlich die, ob nicht beim ersten Boden ein zu enger Konverterraum vorliegt, d. h. der Konverter zu stark ausgemauert ist. Abgesehen von einigen wenigen Schaubildern liegen die meisten Versuchsergebnisse beim ersten Boden schlecht. Meines Erachtens wäre eine günstigere, d. h. weitere Ausmauerungsform am Platze.

E. Herzog: In *Abb. 3a und b* wird gezeigt, daß im Laufe einer Konverterreise vom ersten zum letzten Boden der Roheiseneinsatz ziemlich gleichmäßig um etwa 2 t ansteigt. An sich ist die Steigerung des Roheisensatzes im Verlauf der Konverterreise eine naheliegende Maßnahme. Aber für mich würde es wertvoll sein, zu erfahren, wie man in Dortmund bei einem Blockgewicht von 4 oder 5 t und bei Verwendung der Flaschenhalskokille, die doch immer vollgegossen werden mußte, im Gesamtschmelzgewicht eine solche Gewichtsabstufung praktisch durchführt.

R. Frerich: Ein sehr großer Teil unserer Erzeugung muß in bestimmten Gewichten, die zwischen 3,3 und 6 t schwanken, vergossen werden. Da sehr oft nur zwei bis drei Spundbohlenlängen in einem Block sind, lassen sich die Blockgewichte um das Gewicht einer Spundbohlenlänge verändern. Durch Zusammenfassen verschiedener Blockgewichte bei einer Schmelze kann man praktisch also dasjenige Schmelzgewicht erhalten, das am besten dem vorliegenden Konverterraum angepaßt ist. Grundsätzlich wird dabei so verfahren, daß immer zum geringeren Schmelzgewicht gegriffen wird. Aus dieser Arbeitsweise erklärt sich der allmähliche Anstieg des Einsatzes.

A. Harr: Es wurde angegeben, daß der gesamte Blasquerschnitt 500 cm² beträgt. Bei einem Roheisengewicht von etwa 18 t bedeutet dies 28 cm² je t. Der in den deutschen Thomaswerken übliche Blasquerschnitt⁹⁾ liegt zwischen 10 und 20 cm². Sie haben also den doppelten Blasquerschnitt und trotzdem eine verhältnismäßig lange Blasezeit.

R. Frerich: In dem seinerzeit vorgelegten zweiten Bericht ist für unser Werk 26,4 cm²/t angegeben. Dieser sehr große Querschnitt rührt von dem Nadeldurchmesser von 16 mm her.

E. Herzog: Wir kommen nunmehr zu den *Abb. 5 und 6*, die die Beziehungen zwischen Roheisenanalyse und Konverteralter darstellen. Was ist nun überhaupt mit der Beziehung zwischen Mischereisenanalyse und Konverteralter bezweckt? In *Abb. 5* vermissen ich den Schwefelgehalt.

R. Frerich: Zwischen Roheisenanalyse und Konverteralter besteht selbstverständlich keine Abhängigkeit. Diese Darstellung hat lediglich den Sinn, die Roheisenverhältnisse wiederzugeben, die bei dem verschiedenen Konverteralter vorgelegen haben. Die *Abb. 6* ist bei der Beurteilung die gewichtigere, da ihr 14 000 Werte zugrunde liegen, gegenüber 5000 bei der *Abb. 5*. Wenn bei dieser neuartigen Auswertung von Betriebszahlen bekannte Verhältnisse stets richtig herauskommen, z. B. in *Abb. 6*, rechts, zunehmende Blasezeit bei höherem Siliziumgehalt, so müssen bisher unbekannte Ergebnisse ebenfalls richtig sein. Man muß sich nur

⁸⁾ Stahl u. Eisen 54 (1934) S. 1329/33 (Stahlw.-Aussch. 288).

⁹⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1105 ff.

vor Fehlschlüssen hüten, die natürlich leicht unterlaufen können. Wenn z. B. in derselben Abb. 6, rechts, mit abnehmendem Schwefelgehalt die Blasezeit wächst, so ist das natürlich nicht ein Einfluß des niedrigen Schwefelgehaltes, sondern der Mischertemperatur. Bekanntlich nimmt der Schwefelgehalt des Roheisens mit abnehmender Temperatur im Mischer ebenfalls ab. Die niedrigere Mischertemperatur hat aber die längere Blasezeit im Gefolge. Außerdem hat in diesem Falle der höhere Mangan-, Phosphor- und Siliziumgehalt verlängert auf die Blasezeit gewirkt.

E. Herzog: Durchaus zwingend erscheinen diese Ausführungen deshalb nicht, weil in Abb. 6 auch der Mangangehalt wächst, und zwar in dem Maße, wie der Schwefelgehalt abnimmt, während die Temperaturkurve in Abb. 6 überhaupt fehlt. Also selbst angenommen, daß sich die Temperatur tatsächlich in der angegebenen Richtung bewegt hat, ist es noch fraglich, wo der stärkere Einfluß auf den Verlauf der Schwefelkurve liegt, beim Mangangehalt oder bei der Temperatur. — Wir kommen nun zu den Abb. 7 und 8.

P. Bardenheuer, Düsseldorf: Ich möchte fragen, welcher Grund vorgelegen hat, den Ferromanganzusatz mit zunehmender Konverterreise zu vermindern. Der gleichzeitig erfolgte starke Manganabbrand (s. Abb. 12 und 14) müßte doch eigentlich Anlaß gegeben haben, den Ferromanganzusatz entsprechend zu erhöhen.

E. Herzog: Ich möchte vermuten, daß dies damit zusammenhängt, daß im laufenden Konverterbetrieb, bei dem Konverter in allen Altersstufen im Turnus zusammenarbeiten, immer der gleiche Manganzuschlag gegeben wird, so daß ganz zwangsläufig bei den alten Convertern mit ihrem hohen Einsatz je t Roheisen ein niedrigerer Ferromanganverbrauch entfällt.

R. Frerich: Der Ferromanganzusatz wurde so bemessen, daß die Fertigstahlanalyse etwa 0,45% Mn hatte (Abb. 11). Um dies zu erreichen, benötigte man mit zunehmendem Konverteralter weniger Ferromangan (Abb. 7 und 8). Dieser mit zunehmendem Konverteralter geringere Bedarf an Ferromangan war um so auffälliger, als der Mangangehalt der Vorprobe ebenfalls abgenommen hatte (Abb. 12 und 14). Die Manganverluste bei der Desoxydation mußten danach mit zunehmendem Konverteralter trotz dem geringeren Mangangehalt der Vorprobe geringer sein. Abb. 12 zeigt die Bestätigung dieses Gedankens. Herr Lütgen zieht daraus den Schluß, daß mit zunehmendem Konverteralter die Verhältnisse für die Gütebeschaffenheit des Stahles günstiger werden, weil bei der Desoxydation weniger Ferromangan verbraucht wird. Wir haben versucht, diesen so ohne weiteres nicht einleuchtenden Verhältnissen durch Sauerstoffbestimmungen näher zu kommen. Etwa zweihundert wahllos herausgegriffene Vorproben wurden auf ihren Sauerstoffgehalt untersucht und mit den zugehörigen Mangan- und Phosphorgehalten in Abhängigkeit von der Blasezeit ausgewertet (Abb. 30). Mit zunehmender Blasezeit nimmt der Sauerstoffgehalt zu. Die Mangan- und Phosphorkurven zeigen nicht einen zu erwartenden spiegelbildartigen Verlauf zur Sauerstoffkurve, sondern nach einem Anstieg erst das zu erwartende Abfallen. Dieser eigenartige Verlauf läßt sich vielleicht folgendermaßen erklären: Bei der kurzen Blasezeit von 0,60 bis 0,69 min t

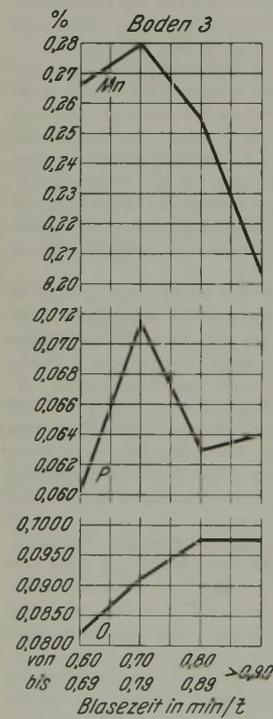


Abbildung 30. Sauerstoff-, Phosphor- und Mangangehalt von Vorproben in Abhängigkeit von der Blasezeit.

haben zweifellos besonders günstige Verhältnisse vorgelegen, die bei niedrigstem Sauerstoffgehalt und mittlerem Mangangehalt eine weitgehende Entphosphorung zeigen. Im nächsten Fall von 0,70 bis 0,79 min/t Blasezeit müssen die Bedingungen ungünstiger gewesen sein, weil bei höherem Phosphorgehalt der Sauerstoffgehalt sogar angestiegen ist. Der höhere Mangangehalt und die schlechtere Entphosphorung rühren vielleicht von etwas höherer oder ungünstigerer Temperaturführung der Schmelze her. Bei den noch längeren Blasezeiten sind zweifellos die Entphosphorungsbedingungen zunehmend noch ungünstiger geworden. Man hat versucht, den Phosphorgehalt mit Gewalt zu drücken, was sich in der zwangsläufig damit verbundenen Zunahme des Sauerstoff-

und Abnahme des Mangangehaltes zeigt. In auffälliger Ueber-einstimmung mit diesen Mangan- und Sauerstoffkurven stehen in Abb. 14, rechts unten, die Kurvenzüge des Mangangehaltes der Vorproben und in Abb. 12, rechts oben, die Ferromangan-Abbrandkurven. Durch diese Kurven wird erneut bestätigt, wie wenig Schlüsse man analysenmäßig aus dem Phosphor- und Mangangehalt der Vorproben ziehen kann, und daß man bestrebt sein soll, den Fall 1 mit 0,60 bis 0,69 min/t Blasezeit zu erwirken. An der Tatsache jedenfalls, daß von Boden zu Boden der Mangangehalt der Vorprobe niedriger und trotzdem weniger Ferromangan verbraucht wurde, kamen wir nicht vorbei. Wir werden deshalb zur weiteren Klärung dieser Verhältnisse Sauerstoffbestimmungen in noch größerer Zahl vornehmen.

F. Körber, Düsseldorf: Ich möchte auf den Ausgangspunkt dieser Erörterung zurückkommen. Aus den Abb. 12 und 14 ist die bemerkenswerte Tatsache zu folgern, daß offenbar mit zunehmendem Konverteralter eine stärkere Verschlackung des Mangans eingetreten ist. Auf der andern Seite zeigen die Abb. 7 und 8, daß im Laufe der Konverterreise ein geringerer Ferromanganzusatz zur Desoxydation benötigt wurde. Kann man sich das nicht damit erklären, daß mit fortschreitendem Konverteralter der Umlaufquerschnitt im Verhältnis zum Gesamtquerschnitt größer wird? Dem Bade wird der Sauerstoff mit dem eintretenden Wind zunächst über dem Boden angeboten, und es tritt sehr schnell eine Umsetzung des Sauerstoffes der Luft mit dem flüssigen Eisen zu Eisenoxydul ein. Gelangt nun dieser stark sauerstoffhaltige Badteil bei der Umwälzung in den Umlaufquerschnitt, so kann in diesem eine Desoxydation durch das im Bade befindliche Mangan eintreten. Je größer nun der Umlaufquerschnitt im Laufe der Konverterreise wird (vgl. Abb. 31), um so stärker wird das Eisenoxydul durch das Mangan aus dem Bade herausgewaschen werden. Das würde bedeuten, daß der Manganabbrand ansteigen, aber trotzdem eine bessere Desoxydation erfolgen würde, so daß für das Fertigmachen ein geringerer Ferromanganzusatz benötigt wird. Es handelt sich bei diesem Deutungsversuch zwar um eine etwas grobe Vorstellung, die aber auf die vorliegenden Beobachtungen paßt.

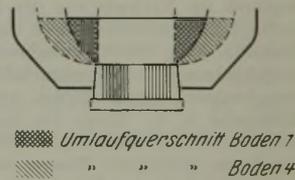


Abbildung 31. Umlaufquerschnitt im Zusammenhang mit der Desoxydation.

G. Thanheiser, Düsseldorf: Zu der Frage des Gleichgewichts zwischen Bad und Schlacke beim Thomasverfahren möchte ich darauf hinweisen, daß unsere Untersuchungen gezeigt haben, daß der eigentliche Oxydationsträger beim Thomasverfahren der Sauerstoff der eingeblasenen Luft ist. Das Metallbad ist während des Blasens stets sauerstoffreicher, als dem Gleichgewicht zwischen Bad und Schlacke entsprechen würde.

K. Thomas, Düsseldorf: Der Erklärungsversuch von Herrn Körber ist sehr einleuchtend, und es steht heute wohl außer Frage, daß den mechanischen Vorgängen im Konverter besondere Bedeutung beizumessen ist. Dafür sprechen bei den vorliegenden Untersuchungen vor allem die Ergebnisse in Abb. 8, die ein Absinken des Ferromanganverbrauchs im Verlauf der Konverterreise von im Mittel 5,8 auf 5,3 kg je t Stahl erkennen lassen. Wichtiger aber noch als diese Feststellung ist die Aufteilung der Zahlen nach Boden 1 bis 4 und gleichzeitig auch nach den Blasezeiten in der rechten Hälfte des Bildes. Zum Vergleich seien hier gegenübergestellt der Ferromanganverbrauch bei Boden 1 und einer Blasezeit von 0,69 min/t in Höhe von 5,6 kg/t Stahl und der bei Boden 4 und einer Blasezeit von 1,09 min/t, der bei etwa 5,45 kg/t liegt. Praktisch geht aus den Blasezeiten hervor, daß es sich bei dem auf Boden 1 mit 0,69 min/t verblasenen Roheisen um ein gut verblasbares Eisen gehandelt hat, bei dem Roheisen bei Boden 4 mit einer Blasezeit von 1,09 min/t jedoch um ein schlecht verblasbares. Wenn im letzten Falle trotzdem ein geringerer Ferromanganverbrauch zu beobachten war als bei dem sicherlich besser verblasbaren Roheisen bei Boden 1, so spricht das wohl für die vorteilhafte Beeinflussung des Ablaufs der metallurgischen Vorgänge durch die mechanischen oder strömungstechnischen Bedingungen im Konverter.

O. Scheiblich, Peine: Eine einfache Erklärung für das Auftreten eines höheren Mangangehaltes bei den Schmelzen des ersten Bodens könnte man aus Abb. 7 entnehmen. Daraus geht nämlich hervor, daß die Schmelzen auf dem ersten Boden bedeutend mehr Kalk bekommen haben. Wenn der höhere Kalksatz nicht durch größeren Auswurf wieder beseitigt worden ist, dann ist infolge der größeren Basizität auch ein höherer Mangangehalt in der Vorprobe zu erwarten.

R. Frerich: Dem kann ich nicht beipflichten, da alle Werte prozentual auf die Tonne gerechnet sind. Die Ansicht des Herrn Scheiblich träfe dann nur auf den Ferromanganzusatz je t zu, wäre

aber beim Ferromanganabbrand, auf den es hier zunächst ankommt, nicht mehr zutreffend.

Zur weiteren Klärung der angeschnittenen Frage habe ich in Abb. 32 die Beziehungen zwischen Sauerstoff- und Siliziumgehalt aufgestellt. Die zweihundert Sauerstoffbestimmungen wurden nach Böden unterteilt und in Abhängigkeit vom Siliziumgehalt geordnet. Mit zunehmendem Siliziumgehalt nimmt der Sauerstoffgehalt ebenfalls zu. Die Ueberlagerung der Böden ist derart, daß Boden 1 die höchsten Sauerstoffgehalte, Boden 4 die niedrigsten aufweist. Boden 4 hat nur einen Punkt, da zufällig die Siliziumgehalte sämtlich zwischen 0,40 und 0,49% lagen. Der Verlauf dieser Kurven, die völlig unabhängig von den Werten der Arbeit des Herrn Lütgen entstanden sind, bestätigt erneut den Verlauf der Kurvenzüge der Abb. 12 und 14. Es ist unumstritten, daß mit zunehmendem Siliziumgehalt die Blasezeit steigt. Man könnte deshalb statt Siliziumgehalt auch Blasezeit schreiben.

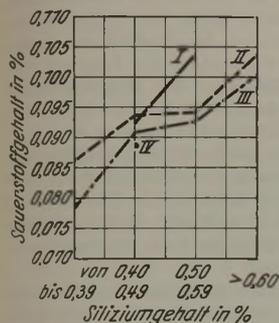


Abbildung 32. Sauerstoff- und Siliziumgehalte im Stahl bei den verschiedenen Böden.

Boden 1 wird nach seiner Lage auch in dieser Abbildung den größten Manganverbrauch bei der Desoxydation, Boden 4 den geringsten haben. Wir werden durch weitere Sauerstoffbestimmungen versuchen, diese Vorgänge zu erhärten.

F. Körber: Das ist wieder eine Bestätigung dafür, daß die desoxydierenden Bedingungen bei Boden 4 am günstigsten und bei Boden 1 am ungünstigsten sind. Das Sauerstoffangebot bleibt praktisch dasselbe, aber wegen des größeren Umlaufquerschnittes erfolgt eine bessere Auswaschung des vom Bade aufgenommenen Sauerstoffs.

E. Herzog: Der von Herrn Körber dargelegte Einfluß scheint ganz überragend zu sein. Wichtig ist ferner der Hinweis von Herrn Scheiblich, daß zur Erklärung des höheren Manganerhalts der Vorprobe bei den ersten Böden auch der höhere Kalkzuschlag gemäß Abb. 7 und 8 berücksichtigt zu werden verdient. Dann ein Drittes. Wenn wir genau hinschauen, finden wir in Abb. 8 eine Zunahme der Gießtemperatur von Boden 1 zu Boden 4. Erscheint diese Zunahme hier auch nicht sehr bedeutend, so sind uns ja auch die Schwierigkeiten einer einwandfreien Messung der Gießtemperatur geläufig. Eine höhere Endtemperatur bedeutet aber bekanntlich beim Thomasbetrieb im Gegensatz zur Siemens-Martin-Stahlerzeugung einen höheren Manganabbrand, weil sie die Entphosphorung erschwert und deshalb zu einer Steigerung des Eisenoxydulgehalts der Schlacke führt.

Im übrigen darf ich noch auf eines hinweisen. Wenn wir die Abb. 11 und 12 betrachten, dann bildet die Phosphorkurve in Abb. 11 bei oberflächlicher Betrachtung fast eine gerade Linie. In Wirklichkeit zeigt sie praktisch, wenigstens beim ersten und zweiten Boden, denselben Kurvenverlauf wie die Mangankurve in Abb. 12, nur daß Abb. 11 mit ihrem weit kleineren Maßstab dies kaum erkennen läßt. Der Quotient $\frac{\text{Mn}}{\text{P}}$ würde also im Bereich

des ersten und zweiten Bodens auch bei großem Maßstab annähernd eine waagrecht verlaufende Gerade ergeben haben. Unter Umständen wäre eine solche Darstellung für die beim dritten und vierten Boden offensichtlich vorliegenden Abweichungen bemerkenswert gewesen.

K. Thomas: Die verschiedensten Arbeiten in den letzten Jahren haben übereinstimmend gezeigt, daß mit größer werdendem Umlaufquerschnitt je t Einsatz oder auch größer werdendem Konverterraum die Blasedauer verkürzt wird, und daß auch die übrigen Bedingungen verbessert werden. Diese Verkürzung der Blasezeit kann aber nicht beliebig weitergetrieben werden; es muß mit zunehmender Vergrößerung des Umlaufquerschnitts eine Grenze geben, über die hinaus wieder eine Verlängerung der Blasezeit auftritt. Diese ist aber meines Wissens bisher noch bei keinem Konverter erreicht worden, und es wäre eine dankbare Aufgabe, festzustellen, wo diese Grenze liegt.

R. Frerich: Wenn man zu diesem Zwecke eine kleine Schmelze, vielleicht 5 t, in einem 40-t-Konverter verblasen würde, verändern sich die Verhältnisse insofern erheblich, als die Abkühlung in dem großen Raum über Gebühr groß ist. Das läßt dann natürlich keine Schlüsse auf den „übergroßen“ Umlaufquerschnitt zu. Es hat sich nach unseren Erfahrungen und Untersuchungen gezeigt, daß für einen gegebenen Konverterraum auch ein ganz bestimmtes, nicht zu großes, aber auch nicht zu kleines Einsatzgewicht gewählt werden muß, um günstigste Bedingungen

zu erhalten. Ist man aus irgendwelchen Gründen gezwungen, mehrere Schmelzen mit geringerem Gewicht hintereinander in einem großen Konverterraum zu verblasen, dann bilden sich besonders tief in den Konverter hereinwachsende Mündungsbären. Die Schmelze hat demnach den ganzen Raum nicht genügend aufheizen können und größere Temperaturverluste erlitten.

M. Grossmann, Duisburg-Meiderich: Ich möchte folgende Beobachtung mitteilen. Viele Werke erblasen jetzt Vormetall und können an Hand ihrer Analysen leicht mit nachstehendem Vergleiche anstellen. Im Vormetall haben auch wir bei höherem Phosphorgehalt einen höheren Manganerhalt. Wir haben nun Proben gleichen Phosphorgehaltes = 0,055%, von verschiedenen Monaten ausgezogen und, ohne Rücksicht auf den Konverterraum, festgestellt, daß bei einem Manganerhalt des Roheisens von 1,12 bis 1,58%, im Mittel 1,31%, die Proben 0,230% Mn, bei 0,8 bis 1,28%, im Mittel 1,40% Mn im Roheisen, die Proben 0,206% Mn und bei 0,80 bis 1,02%, im Mittel 0,86% Mn im Roheisen, die Proben 0,176% Mn enthielten. Es geht daraus hervor, daß bei Proben, die auf gleichen Phosphorgehalt heruntergeblasen sind, der Manganerhalt verhältnismäßig wenig schwankt, trotz sehr verschiedenem Manganerhalt im Roheisen.

E. Herzog: Das ist eine außerordentlich wichtige Frage, die mit dem bei Verwendung manganärmeren Thomasroheisens angeblich gesteigerten Ferromanganverbrauch auf das engste zusammenhängt. Und zwar liegen die von Herrn Grossmann genannten Mittelwerte des Manganerhalts niedriger als früher mitgeteilt, wonach nämlich beim Übergang zu manganarmem Thomasroheisen ein Abfallen in der Vorprobe von 0,27 auf 0,17% Mn ermittelt wurde. Immerhin dürfte der Ferromanganverbrauch bei manganarmem Roheisen nicht so erheblich sein, wie man es heute glaubt. Die Frage müßte noch nachgeprüft werden. Bemerkenswert ist die aus Abb. 19 zu entnehmende Tatsache, daß wir bei einem Kieselsäuregehalt in der Schlacke von etwa 9% einen Mindesteisengehalt haben. Darf ich fragen, ob dieser Kieselsäuregehalt von 9% schon durch eine Sandzugabe in die Birne oder erst durch eine zusätzliche Sandzugabe in den Schlackenkasten erreicht ist?

Th. Lütgen: Ja.

R. Frerich: Durch die Aufteilung der Abb. 16 und 17 nach Böden wird dieser Kurvenverlauf mit dem ausgeprägten Mindestgehalt eigentlich viermal bestätigt.

E. Herzog: Der Sandzusatz ist also ausschließlich im Konverter erfolgt? (Zuruf: Ja.) Zweifellos liegt bei 9% Kieselsäuregehalt der Schlacke in der Birne selbst schon die Grenze, bei der man mit einer Rückschwefelung bzw. dem Anstieg des Schwefelgehaltes im Stahl rechnen muß. Es wäre an sich natürlich sehr zu wünschen, unter Einhaltung eines Kieselsäuregehaltes von 9% in der Konverterschlacke zu einem Mindestverlust an Eisen zu kommen; auf der andern Seite ist aber die Schwefelfrage nicht zu übersehen.

Wir kommen nunmehr zu den Abb. 20 bis 24, die den Zusammenhang zwischen Blasezeit und Thomasausbringen und Zurichtereiausbringen behandeln. Im wesentlichen sind diese Bilder eine Bestätigung dessen, was in der bereits genannten früheren Arbeit von R. Frerich enthalten war.

Zu Abb. 24 sagte der Berichterstatler, daß das Zurichtereiausbringen im Vergleich zu Abb. 23 um 1 bis 1,5% höher lag. Der Betrieb hatte sich die Erkenntnis des Vorteils der kürzeren Blasezeit durch entsprechende Berücksichtigung des Mischerdurchsatzes, durch besseres Anpassen des Roheiseneinsatzes an den jeweiligen Konverterzustand sowie durch bessere Wahl des Kalk- und Schrottsatzes usw. zunutze gemacht. Ich möchte sagen, in diesem Satze liegt der Kernpunkt der ganzen Arbeit, und wenn es ohne weiteres möglich ist, durch solche Maßnahmen in Abhängigkeit von der Blasezeit das Ausbringen zu erhöhen, so ist es schade, daß das nicht etwas genauer ausgeführt wird.

R. Frerich: Die Erkenntnisse hat sich der Betrieb in der Weise zunutze gemacht, daß der Obermeister oder auch Blasemeister sofort das Schmelzengewicht zu vermindern hat, wenn die Schmelzen zu stark auswerfen oder zu lange blasen. Grundsätzlich wird das Gewicht nur verringert. Wir glauben, damit auch qualitativ besser zu fahren, selbst wenn durch diese Maßnahme die Tageserzeugung vermindert wird.

E. Herzog: Das ist eine sehr einleuchtende Maßnahme, aber leider ist bei der Mehrzahl der Betriebe wohl nicht diese ideale Abstimmungsmöglichkeit der Blockgewichte auf ein beliebig vermindertes Gesamtschmelzengewicht gegeben.

W. Bading: Die von Herrn Frerich angegebene Arbeitsweise können wir in Huckingen mit großem Erfolge durchführen, weil wir viel duplizieren. Bestellt das Siemens-Martin-Werk z. B. 60 t Vorfrischeisen, so liefern wir, falls verschiedene alte Konverter im Betrieb sind, etwa 32 + 28 t, um so der schlechteren Verblasbarkeit im neuen Konverter entgegenzutreten. Wir arbeiten so seit der Inbetriebnahme des Huckinger Thomaswerkes und haben stets gute Erfolge beim Ausbringen erzielt.

E. Herzog: In den eben wiederholten Ausführungen des Berichterstatters ist auch noch von „einer besseren Wahl des Schrottsatzes“ die Rede. Da liegen die Dinge doch wohl so, daß man nichts Besseres tun kann, als zur Erzielung einer bestimmten Basizität je t Roheisen eine bestimmte Kalkmenge zu geben und den mit Rücksicht auf den Wärmehaushalt verbleibenden Rest als Schrott. Oder bestehen noch andere Gesichtspunkte?

R. Frerich: Die Aufgabe des Kalkes ist es, die Basizität der Schlacke auf das notwendige Maß zu bringen, die des Schrotts, die notwendige Kühlwirkung zu erzielen. Neben seiner eigentlichen Aufgabe übt der Kalk aber auch eine Kühlwirkung aus. Der Unterschied in der Kühlwirkung von Kalk und Schrott besteht nun darin, daß Schrott schneller und im Augenblick stärker kühlt als Kalk. Es hat sich deshalb die Arbeitsweise herausgebildet, bei schlecht blasendem Roheisen und ungünstigen Verhältnissen lieber mehr Kalk zu wählen, dagegen bei gut blasenden Konvertern und günstigen Verhältnissen den Kalksatz nur so hoch zu wählen, daß lediglich die Basizität gewährleistet ist und die notwendige Kühlwirkung lediglich durch Schrott erzielt wird.

A. Kauert, Dortmund: Das trifft wohl vor allem zu für das Blasen auf dem ersten Boden, wo man mit Rücksicht auf den besonders ungünstigen Umlaufquerschnitt dazu neigt, zur Vermeidung des Auswerfens mehr mit Kalk als mit Schrott zu kühlen.

H. Knop, Oberhausen: Einem Einsatz von 17 t auf dem ersten Boden und 19 t auf dem letzten Boden entsprechen an Konverterraum etwa 0,5 und 0,9 m³/t. Beim ersten Boden ist der Konverterraum je t bei gut blasendem Roheisen gerade groß genug, bei schlecht blasendem zu klein; beim letzten Boden ist der Konverterraum aber auch bei schlecht blasendem Eisen noch groß genug. Der hierdurch verursachte Wechsel im Schmelzgang kommt in der Auswertung nicht zum Ausdruck; es entstehen so Unklarheiten bezüglich der Blasezeiten in min/t, des Rest-Mangengehaltes, des Ferromanganverbrauches usw. Die Unklarheiten werden sich vielleicht vermeiden lassen, wenn statt der Böden die Konverterräume je t Einsatz zugrunde gelegt und die Auswertungen gleicher Konverterräume je t miteinander verglichen werden.

R. Frerich: In der Arbeit ist immer wieder betont worden, daß jedem Boden eine besondere günstigste Blasezeit zukommt.

Wenn nur die Blasezeit bekannt ist, kann man daraus keine Schlüsse ziehen, ohne zu wissen, auf welchem Boden die Blasezeit entstanden ist. Mit anderen Worten: Wenn eine Blasezeit von z. B. 0,79 min/t vorliegt, so bedeutet das für den vierten Boden eine verhältnismäßig lange und ungünstige Zeit, während dieselbe Blasezeit für den ersten Boden als günstig anzusprechen ist.

E. Herzog: Wir kommen nun zu den letzten Abbildungen, die hauptsächlich die Gießtemperatur sowie die Liegezeit behandeln. Sehr bemerkenswert erscheint der Einfluß der Liegezeit in Abb. 29. Hier geht mit einer Zunahme der Liegezeit von 5 bis 12 und mehr Minuten eine Zunahme des Mangengehaltes Hand in Hand. Herr Lütgen leitet daraus die Forderung ab, eine Liegezeit von mindestens 12 min anzuwenden, da sich dann erst das Mangan gelöst hat. Das letztere dürfte kaum zutreffen. Ich bin überzeugt, daß sich das Mangan schon vorher gelöst hat, und kann mir die günstige Wirkung einer solch langen Liegezeit nur so erklären, daß die Schlacke dabei so steif wird, daß der infolge der Durchwirbelung von Bad und Schlacke beim Ausleeren auftretende Manganverlust geringer wird.

A. Kauert: Bei unserem Betrieb mit drei hintereinander fahrenden Gießwagen führte die Verwendung kalten Ferromangans leicht zu Sprüngen in den Mangengehalten, da die Schmelze für den ersten Gießwagen fertig im Konverter liegen muß, während beim dritten die Pfanne auf die Schmelze wartet. Da können wir uns eine entsprechend lange Liegezeit nicht leisten ohne erheblichen Erzeugungsausfall. Aus diesem Grunde waren wir gezwungen, flüssiges Ferromangan zu verwenden.

R. Frerich: Durch die betrieblich bedingte Arbeitsweise, mit drei Gießwagen möglichst gleichzeitig zu gießen, zeigte es sich öfters, daß die Schmelze des letzten Gießwagens weniger Mangan hatte. Das war lediglich darauf zurückzuführen, daß die Gruppe von drei Schmelzen nur nacheinander im Konverter fertig wurde und der letzte Gießwagen dann eine Schmelze bekam, bei der das Mangan weniger Zeit zum Schmelzen im Konverter gehabt hatte. 9 min Liegezeit waren erforderlich, um das Mangan mit Sicherheit zur Lösung zu bringen. Heute wird nur mit flüssigem Zusatz in der Pfanne gearbeitet, so daß eine Behinderung des Betriebes durch das Schmelzen des Mangans im Konverter nicht mehr eintritt.

Umschau.

Das Glühen von Feinblechen in einem Kathner-Durchlaufofen.

Mit dem Glühen von Qualitätsfeinblechen in einem Durchlauf-Blechglühofen der Bauart Kathner befaßt sich eine Untersuchung von O. Schneider¹⁾. Zunächst werden die Anforderungen, die an Qualitätsfeinbleche zu stellen sind, und deren Erfüllung behandelt. Es folgt dann eine Darstellung über die Entwicklung der Feinblechglühöfen vom Glühen der Bleche auf offenem Feuer bis zum Durchlaufofen, wobei insbesondere die baulichen Einzelheiten des Kathner-Durchlaufofens beschrieben werden. Im Rahmen der Untersuchungen über das Wärmeverhalten des Ofens werden die Temperaturbedingungen (scheinbare und wahre Gastemperatur, Blechtemperaturen), der Gasverbrauch, die Verbrenungsverhältnisse und der Kühlwasserverbrauch der Förderteile und Kühlbügel ermittelt. Die Prüfungsergebnisse werden in Wärmestrombildern (Gesamtwärmestrombild, Wärmestrombild für Glüh- und Kühlzone) zusammengestellt²⁾. Außerdem werden die Druckverhältnisse, die Offenleistung (wirkliche und theoretische Leistung, Tonnenfolgezeit, Belastungsgrad) sowie die Glüh- und Beizverluste bestimmt.

Im zweiten Teil der Arbeit folgt eine Untersuchung der Werkstoffeigenschaften des in dem Ofen bei verschiedenen Durchgangsgeschwindigkeiten geblühten Bleches. Die durchschnittliche chemische Zusammensetzung der Versuchsbleche ist aus *Zahlentafel 1* ersichtlich. Für die physikalische und metallographische Prüfung wurden Blechstreifen aus der Mitte der rohen, ungeglühten Blechtafeln herausgeschnitten und bei drei verschiedenen Durchgangsgeschwindig-

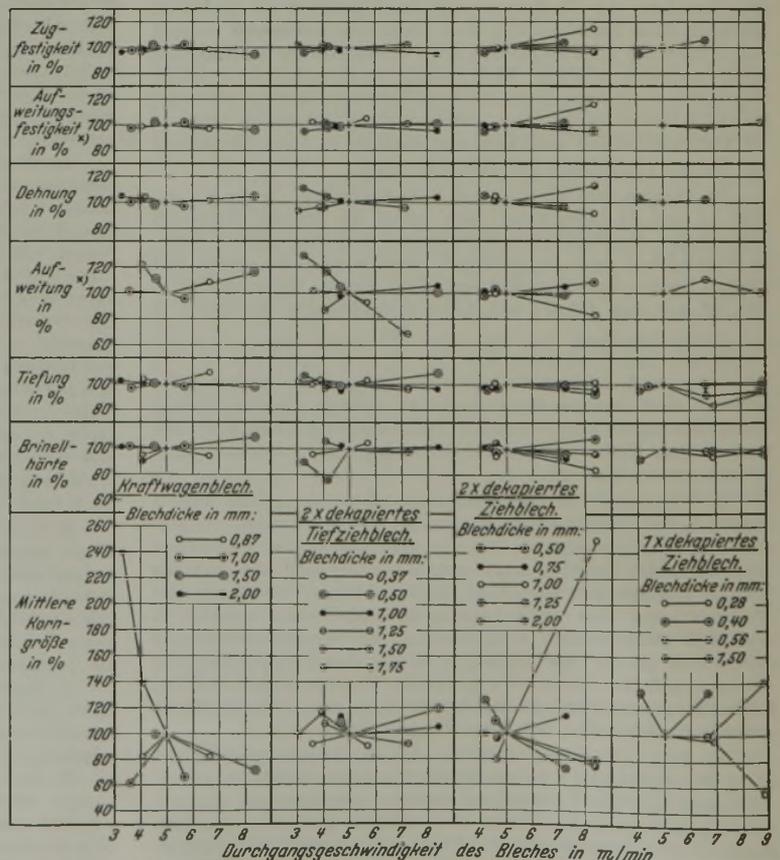


Abbildung 1. Mechanische Eigenschaften und Korngröße verschiedener Feinbleche in Abhängigkeit von der Durchgangsgeschwindigkeit im Glühofen.

¹⁾ Dr.-Ing.-Dissert., Techn. Hochschule Aachen (1936).
²⁾ Vgl. auch F. Lütth: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 365/72.
 *) Nach E. Siebel und A. Pomp: Mitt. Kais.-Wilh.-Inst. Eisenforsch., Düsseld., 11 (1929) S. 287; 12 (1930) S. 115.

Zahlentafel 1.
Chemische Zusammensetzung der Versuchsbleche.

Blechsorte	Chemische Zusammensetzung				
	C %	Si %	Mn %	P %	S %
Kraftwagenblech	0,098	0,020	0,430	0,019	0,022
Zweimal dekapiertes Tiefziehblech	0,087	0,020	0,426	0,017	0,022
Zweimal dekapiertes Ziehblech	0,092	0,017	0,427	0,019	0,023
Einmal dekapiertes Ziehblech	0,085	—	0,432	0,017	0,025

keiten gegläht. Eine Durchgangsgeschwindigkeit war betriebsüblich, die beiden anderen wurden so festgelegt, daß sie unter bzw. über der betriebsüblichen Durchgangsgeschwindigkeit lagen. In allen untersuchten Fällen wurden Glühtemperaturen oberhalb des A_3 -Punktes erreicht. Um den für die Herbeiführung eines gleichmäßigen, feinen Kornes erforderlichen Temperatursturz zu erhalten, waren zwei Bügel der Kühlzone wassergekühlt.

Die Ergebnisse der physikalischen und metallographischen Prüfung sind in Abb. 1 dargestellt. Um den Einfluß der verschiedenen Durchgangsgeschwindigkeiten auf die Blechgüte möglichst klar veranschaulichen zu können, wurden die Prüfungsergebnisse auf eine mittlere Durchgangsgeschwindigkeit von 5 m/min bezogen, wobei die hier erzielten Werte gleich 100 % gesetzt wurden. Unter Zugrundelegung der „Technischen Lieferbedingungen“^(1,2) und sonstiger Erfahrungszahlen waren die bei dieser mittleren Glühgeschwindigkeit ermittelten Gütezahlen in allen Fällen ausreichend. Abb. 1 läßt darüber hinaus erkennen, daß auch bei den beiden anderen Durchgangsgeschwindigkeiten hinreichende Güteeigenschaften erzielt wurden.

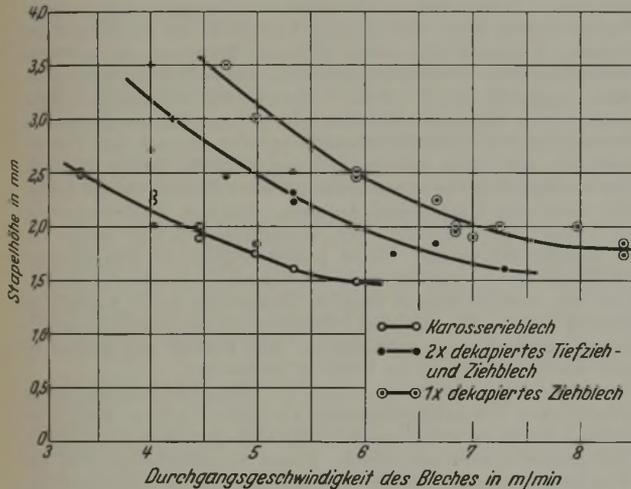


Abbildung 2. Beziehung zwischen Stapelhöhe der Bleche und Durchgangsgeschwindigkeit im Glühofen zum Erzielen gleicher Güteeigenschaften.

Um eine gute Umkristallisationsglühung zu erhalten, muß für eine richtige Einstellung der von Blechdicke und -art abhängigen Durchgangsgeschwindigkeit gesorgt werden, was durch entsprechende Schaltung des Förderrollenantriebes geschieht. Auf Grund der Güteeigenschaften der Blechproben, die bei den mittleren Durchgangsgeschwindigkeiten gegläht worden sind, wurde ein Glühplan für den Betrieb des Ofens aufgestellt. Aus dem in Abb. 2 dargestellten Schaubild ist unter Berücksichtigung der Blechsorte und Stapelhöhe ersichtlich, auf welche Durchgangsgeschwindigkeit der Förderrollenantrieb jeweils einzustellen ist. Ein besonders bemerkenswerter Einfluß der verschiedenen Durchgangsgeschwindigkeiten auf die mechanischen Eigenschaften und Korngröße ist im einzelnen infolge der voneinander abweichenden Zusammensetzung der Blechproben und ihrer verschiedenen Behandlung bis zur Umkristallisationsglühung nicht klar in Erscheinung getreten.

Das Blechglühen im Durchlaufofen, der während der letzten Jahre in mannigfachen Ausführungen gebaut worden ist, muß als einer der wichtigsten Fortschritte in der Wärmebehandlung von Feinblechen angesehen werden. Es stellt bisher die einzige Lösung dar, die Wünsche der Blechverbraucher nach hochwertigen Qualitätsfeinblechen zu befriedigen. Otto Schneider.

Dauermagnete aus Metalloxyden.

In letzter Zeit ist verschiedentlich von Oxydmagneten die Rede gewesen, die ganz besondere Eigenschaften aufweisen sollen. Zuerst berichteten über diese Magnete Y. Kato und T. Takei¹⁾,

³⁾ Deutscher Normenausschuß: DIN-Taschenbuch 4, Werkstoffnormen 1623. (Beuth-Verlag, Berlin.)

¹⁾ J. Chem. Soc., Japan, 55 (1934) S. 584/89.

die auch im Besitz der entsprechenden Patente²⁾ sind. Als Grundstoff für die Herstellung des neuen Magneten geben sie Gemische von mehreren Metalloxyden, hauptsächlich Eisenoxyden, Kobaltoxyden oder Nickeloxyden, an. Die Zustandsform soll kein mechanisches Gemenge, sondern eine feste Lösung von Eisenoxyd und den anderen Metalloxyden sein. Als Zusammensetzung wurde z. B. genannt 50 % Fe_3O_4 , 34 % Fe_2O_3 und 16 % CoO. Die Formgebung der Magnete erfolgt durch Sintern und Pressen der Oxydpulver. Der Sintervorgang darf dabei aber nicht bis zur Vollendung durchgeführt werden, da sonst Änderungen in den Oxydstufen

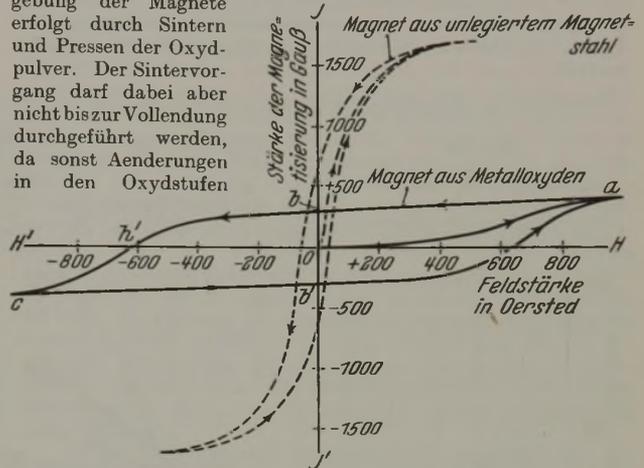


Abbildung 1. Hysteresisschleife eines Metalloxydmagneten im Vergleich zu einem Magneten aus unlegiertem Magnetstahl.

und damit Verschlechterungen der magnetischen Werte eintreten. Die Magnete sind mechanisch verhältnismäßig schwach und werden deshalb zum Schutz der Oberfläche zweckmäßig mit einem metallischen Schutzüberzug versehen, der aufgespritzt oder aufplattiert werden kann. Je höher die Koerzitivkraft des fertigen Magneten sein soll, um so weniger stark darf die Sinterung durchgeführt werden. Das gepulverte Oxydgemisch wird vor der Sinterung kalt gepreßt. In diesem Zustand können beispielsweise Stangen und Scheiben geschnitten werden, so daß hierfür keine besondere Form nötig ist. Einfachere Bearbeitungen, wie das Bohren von Löchern, können nach dem endgültigen Sintervorgang vorgenommen werden, wenn man dabei die nötige Vorsicht walten läßt. Die Magnetisierung muß bei erhöhter Temperatur, rd. 300°, erfolgen. Aber auch Temperaturen, die etwas darüber liegen, können ohne Schaden angewandt werden. Eine besondere Eigenart besteht darin, daß sich die Pole an dem Magnetstück in beliebiger Zahl und Lage hervorrufen lassen.

Ueber die Eigenschaften liegen folgende Angaben vor: Das spezifische Gewicht wurde zu 3,6 bis 3,9 g/cm³ bestimmt. Der elektrische Widerstand der Oxydmagnete ist im Vergleich zu dem der Metallmagnete außerordentlich hoch. Gegenüber atmosphärischer und chemischer Korrosion sollen sie sehr widerstandsfähig sein. Die Koerzitivkraft beträgt nach der von Y. Kato und T. Takei¹⁾ veröffentlichten Hysteresisschleife (Abb. 1) 600 Oersted bei einer Remanenz von 300 Gauß. Der gleichen Arbeit ist Abb. 2 entnommen, welche die Beständigkeit des Oxydmagneten in dem durch Wechselstrom erzeugten magnetischen Feld zeigt. K. Honda³⁾ gibt die Koerzitivkraft mit 400 bis 600 Oersted und die Remanenz mit 3000 bis 5000 Gauß an. Nach einer Werbeschrift der Firma Mitsubishi, die in Japan die technische Auswertung übernommen hat, beträgt die Koerzitivkraft 600 bis 1300 Oersted und die Remanenz 3000 bis 5000 Gauß. Eingehender befaßt sich eine Arbeit von C. S. Williams⁴⁾ mit Oxydmagneten. Hier wurden eingehende Vergleiche angestellt zwischen dem Oxydmagneten nach Kato und Takei, dem Aluminium-Nickel-Magneten

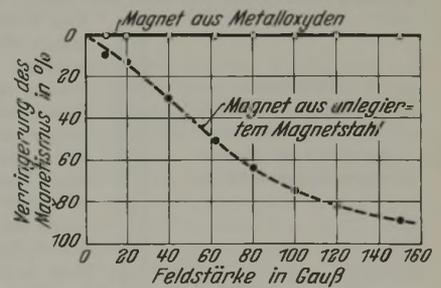


Abbildung 2. Verhalten des Oxydmagneten in dem durch Wechselstrom erzeugten magnetischen Feld im Vergleich zum Verhalten von unlegiertem Magnetstahl.

²⁾ Vereinigte Staaten von Nordamerika, Patent Nr. 1 936 230 u. 1 997 193.

³⁾ Sci. Rep. Tôhoku Univ. 23 (1934) S. 365/73.

⁴⁾ Electr. Engng. 55 (1936) S. 19/23.

nach T. Mishima⁵⁾ und den Kobalt-Molybdän-Eisen- und Kobalt-Wolfram-Eisen-Legierungen nach W. Köster⁶⁾ sowie einigen üblichen Magnetstählen. Die Ergebnisse sind in *Abb. 3* und *Zahlentafel 1* niedergelegt. Danach sind beim Oxydmagneten Koerzitivkräfte zwischen 300 und 1100 Oersted und Remanenzen zwischen 1500 und 6000 Gauß erreicht worden. In *Abb. 4* wird angegeben, welche Gewichte der einzelnen Magnetarten nötig sind, um die gleiche magnetische Leistung zu erzielen. Infolge seines geringen spezifischen Gewichtes steht hier der Oxydmagnet an der Spitze, obwohl seine Güteziffer $(\mathfrak{H} \cdot \mathfrak{H})_{\max}$ nicht am höchsten ausfällt.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung und Eigenschaften verschiedener Magnetarten.

Magnetart	Zusammensetzung	Koerzitivkraft Oersted	Remanenz Gauß
Oxydmagnet	—	300 bis 1100	6 000 bis 1 500
Nickel-Aluminium-Magnet	15 bis 30% Ni; 8 bis 15% Al	100 bis 600	8 000 bis 4 000
Kobalt-Molybdän-Eisen-Magnet	2 bis 12% Co; 10 bis 19% Mo	30 bis 300	12 000 bis 8 000
Kobalt-Wolfram-Eisen-Magnet	15 bis 30% Co; 15 bis 20% W	30 bis 150	13 500 bis 11 000

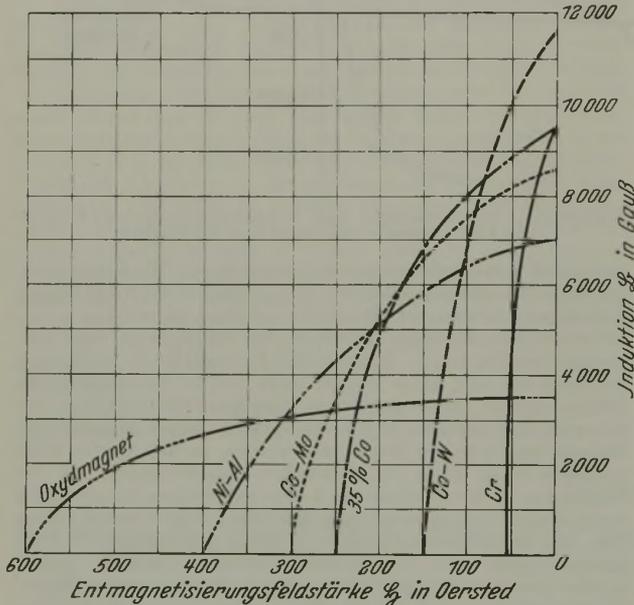


Abbildung 3. \mathfrak{H} - \mathfrak{B} -Kurven verschiedener Magnetarten.

Im Widerspruch zu den letzten Arbeiten stehen Untersuchungen von W. Jellinghaus⁷⁾, der mit Oxydmagneten eine Koerzitivkraft von 750 Oersted, aber eine Remanenz von nur 600 Gauß erreichen konnte. Diese Werte liegen in ihrer Größenordnung etwa in den von Kato und Takei¹⁾ angegebenen Grenzen.

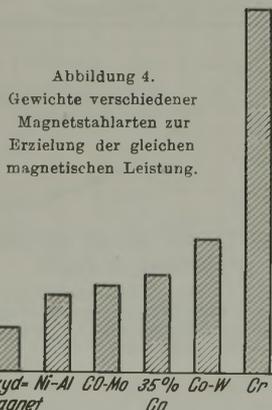


Abbildung 4. Gewichte verschiedener Magnetstahlarten zur Erzielung der gleichen magnetischen Leistung.

Von Williams⁴⁾, der wesentlich höhere Werte für die Remanenz erzielte, wird darauf hingewiesen, daß das Ergebnis der Remanenzwerte durch Änderungen der Zusammensetzung und der Wärmebehandlung stark beeinflusst werden kann. Vor allem wird auf das Magnetisieren bei erhöhter Temperatur, das Jellinghaus in seinem Bericht nicht erwähnt, Wert gelegt. Es fragt sich, ob die Unterschiede in den Ergebnissen der einzelnen Forschungen auf derartige Unterschiede in der Herstellung und die dadurch hervorgerufenen Schwierigkeiten zurückzuführen sind. Jedenfalls weist der Oxydmagnet einige kennzeichnende Eigenschaften wie geringes Gewicht, leichte Formgebung, hohe Koerzitivkraft, Freizügigkeit der Polanordnung, Alterungs- und Korrosionsbeständigkeit auf, die weitere Forschungen auf diesem Gebiete dankenswert erscheinen lassen.

Roland Wasmuth.

⁵⁾ Ohm, Juli 1912; vgl. Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 79. F. Pölguter: Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 853/60 (Werkstoffaussch. 312).

⁶⁾ Arch. Eisenhüttenwes. 6 (1932/33) S. 17/23; Stahl u. Eisen 53 (1933) S. 849/56 (Werkstoffaussch. 225).

⁷⁾ Hochfrequenztechn. 48 (1936) S. 58.

Karbidausbildung und Korngröße bei Schnellarbeitsstahl.

J. P. Gill¹⁾ führte Versuche an einem Schnellarbeitsstahl mit 0,70% C, 0,25% Mn, 0,30% Si, 4,00% Cr, 18,00% W und 1,00% V durch. Nach längerem Halten auf Temperaturen von etwa 1200° erhielt man zum Teil eine ziemlich grobe, kantige Karbidausbildung, die sich durch keine Warmformgebung beeinflussen ließ. Beim Vorhandensein dieser kantigen Karbide sprang die Härte nach dem Abschrecken auf 63 bis 65 Rockwell-C-Einheiten an, während nach dem Härten von Stählen mit üblicher Karbidausbildung im vorher ungeglühten Zustand eine Rockwellhärte von 67 und im vorher geblühten Zustand eine Rockwellhärte von 65 bis 66 C-Graden vorhanden war. Proben mit kantigen Karbiden wurden beim Anlassen auf 560° weicher. Die Abhängigkeit der Härte-

annahme von der Karbidausbildung dürfte vor allem darauf beruhen, daß beim Vorhandensein der kantigen Karbide der Grundmasse mehr Kohlenstoff entzogen wurde, der dann bei der Härtung nur unvollständig wieder in Lösung gehen konnte. Der Rückstand nach dem Lösen in verdünnter Salzsäure enthält bei geblühtem Schnellarbeitsstahl mehr Kohlenstoff als im abgeschreckten Zustand.

Was den Einfluß von Karbidausbildung und Korngröße auf die Eigenschaften anbelangt, so ergaben statische Verdrehversuche nach V. Emmons²⁾ an gehärteten und an angelassenen Proben, daß die Zähigkeit und Festigkeit mit wachsender Korngröße sinkt. Bei gleicher Korngröße hat ein doppelt gehärteter Werkstoff eine etwas geringere Zähigkeit als nach einfacher Härtung. Ueberhitzt gehärteter Schnellarbeitsstahl ist erwartungsgemäß spröde. Beim Vorhandensein von kantigen Karbiden ist die Zähigkeit ebenfalls sehr gering. Im nur gehärteten Zustand ist der Werkstoff erheblich spröder als nach dem Härten und Anlassen. Eine Glühbehandlung vor dem Härten ist nach den vorliegenden Versuchen praktisch ohne Einfluß auf die Zähigkeit nach dem Härten und Anlassen. Stärkere Karbideigerung vermindert die Zähigkeit. Die Warmhärte bei 650° steigt mit wachsender Korngröße. Es ist jedoch fraglich, ob dies in erster Linie auf die Korngröße allein zurückzuführen ist oder darauf, daß mit zunehmender Korngröße gleichzeitig mehr Karbide in Lösung gehen. Die Wärmeleitfähigkeit ist im angelassenen Zustand größer als nach dem Härten. Ein Einfluß von Korngröße und Karbidausbildung ist nicht zu beobachten.

Versuche, die Korngröße von Schnellarbeitsstahl durch verschiedene Schmelzbedingungen zu beeinflussen, führten zu keinem Ergebnis. Bei Doppelhärtung ohne Zwischenglühen erhielt Gill groben schuppigen Bruch. Dieses Kornwachstum wird auf Rekristallisation im Bereich von etwa 750 bis 780° zurückgeführt. Die von der ersten Härtung stammenden Spannungen sollen angeblich die Rekristallisation herbeiführen. Wenn diese Härte- spannungen durch ein längeres Glühen unterhalb der Rekristallisationstemperatur beseitigt werden, tritt der grobe Bruch nicht auf. Die Beobachtung, daß die Korngröße von Schnellarbeitsstahl durch die Ofengase beim Härten beeinflusst wird, wurde durch entsprechende Versuche dahin geklärt, daß verschiedene Gase auf die Erhitzungszeit und die Erhitzungstemperatur und hierdurch mittelbar auf die Korngröße einwirken. Ein unmittelbarer Einfluß des Gases auf die Korngröße tritt nicht ein.

Es fehlen leider Angaben über den Einfluß der verschiedenen Versuchsbedingungen auf die Standzeit.

Robert Scherer und Heinz Kiessler.

Beiträge zur Eisenhüttenchemie.

(Januar bis März 1937.)

1. Einrichtungen und Geräte.

In einem Beitrag zur angewandten Spektralanalyse berichtet G. Heidhausen³⁾ über eine neuartige, ortsbewegliche, erschütterungsfreie Aufstellung für das hochempfindliche Spiegelgalvanometer des Spektrallinienspektrometers. Wie aus der schematischen Darstellung des Aufbaues (*Abb. 1*) ersichtlich ist, stehen auf dem Boden zwei schwere, durch mehrere Zwischenlagen schon erheblich gegen Schwingungen abgedämpfte Kästen K_1 und K_2 , jeder in sich starr verschweißt. Die oben aufgelegte Kopfplatte P_1 trägt an mehreren konvergierenden Spiralfedern eine Tragplatte P_2 , auf der durch Planne und Dorn, all-

¹⁾ Trans. Amer. Soc. Met. 24 (1936) S. 735/82.

²⁾ Proc. Amer. Soc. Met. 31 (1931) II, S. 47/82; vgl. Stahl u. Eisen 51 (1931) S. 1324/25.

³⁾ Mitt. Forsch.-Anst. Gutehoffnungshütte-Konzern 5 (1937) S. 27/30.

seitig frei beweglich, die eigentliche Tragplatte P_3 für das Gerät steht, und zwar durch die starre Verbindung mit dem Gewicht P stets in der Waagerechten gehalten. Aufhängepunkt der Federn an P_2 und die Spitzenlagerung von P_3 liegen aus Zweckmäßigkeitsgründen in einer Ebene. Seitliche Schwingungen der Federn werden durch fein eingestellte Dämpfungsstöbel unwirksam gemacht. Eine etwa mögliche Drehung des Galvanometers auf dem Dorn um die senkrechte Achse wird durch ein angeglichenes Zwischenpolster aus Schwammgummi verhindert. Mit dieser Einrichtung konnten im Gegensatz zu früher selbst unter den schwierigsten Verhältnissen anstandslos die Auswertungen durchgeführt werden.

Das von H. Freund, K. Dietrich und Schmitt²⁾ beschriebene Leitz-Polarisationsphotometer „Leifo“ kennzeichnet nach Art des Tauchkalorimeters ein senkrechter Aufbau im Gegensatz zu dem Pulfrich-Stufenphotometer und dem Polarisationsphotometer „Polaphot“ mit waagrechttem Aufbau. Durch die senkrechte Anordnung ist die Möglichkeit gegeben, neben den waagrecht liegenden Küvetten mit genau bestimmter Schichtdicke auch gleichzeitig Tauchbecher zu verwenden, die die Veränderung der Schichtdicke der Lösung mit Hilfe eines Tauchstabes bis zu 60 mm zulassen. Wenn dieser Betrag zur Erfassung

geringer Extinktionen noch nicht ausreicht, so kann an die Stelle des Tauchbechers eine Röhre mit 150 mm Schichtdicke treten.

2. Roheisen, Stahl und Sonderstahl.

C. W. Eddy und Floyd DeEds³⁾ geben ein photoelektrisches Verfahren zur Bestimmung des Phosphors bekannt. Das einfache photoelektrische Kolorimeter gestattet, unter Verwendung einer Weston-Photozelle geringste Phosphorgehalte, 0,001 bis 0,01 mg, zu bestimmen.

J. Wada, S. Nitajima und J. Takagi⁴⁾ beschreiben ein maBanalytisches Verfahren zur Bestimmung von arseniger Säure als Ammoniumarsenmolybdat. Das Verfahren besteht in der quantitativen Fällung des Arsens als Ammoniumarsenmolybdat, das dann mit Natronlauge titriert wird. Außer Salpetersäure und Ammoniumnitrat muß die die arsenige Säure enthaltende Lösung zur vollständigen Ausfällung einen Ueberschuß von Ammoniummolybdat enthalten.

A. M. Dymov und R. S. Moltschanowa⁵⁾ beschreiben einen Analysengang für die Aluminiumbestimmung in Stählen mit Oxychinolin nach Abscheidung des Eisens an der Quecksilberelektrode. Die Lösung der Stahlprobe in Schwefelsäure wird nach Zusatz von Salpetersäure eingedampft, der Rückstand von Kieselsäure und Wolframsäure abgetrennt und für sich weiter untersucht. Das Filtrat wird neutralisiert und mit Schwefelsäure angesäuert; dann erfolgt die Eisenabscheidung an der Quecksilberelektrode. Nach Oxydation mit Ammoniumpersulfat trennt man vom abgeschiedenen Mangansuperoxyd, setzt Ammoniak hinzu bis zur schwach sauren Reaktion, gibt Natrium- oder Ammoniumazetat hinzu, fällt das Aluminium mit dreiprozentiger Oxychinolinlösung bei 60 bis 70° und bestimmt das Aluminium in bekannter Weise gewichtsanalytisch, maBanalytisch oder kolorimetrisch. Bei Gegenwart von Titan und Vanadin wird im Filtrat von Mangansuperoxyd die Titan- und Vanadinfällung mit Kupferron vorgenommen und das Aluminium in der vom Kupferron abfiltrierten Lösung mit Oxychinolin gefällt. Titan und Vanadin werden durch Schmelzen des Niederschlags mit Kaliumbisulfat oder mit Natriumkarbonat getrennt.

A. P. Mussakin⁶⁾ arbeitete über die kolorimetrische Bestimmung von Aluminium mit Hilfe von Alizarin S.

Das von F. A. Atack⁷⁾ entwickelte Verfahren beruht auf der Bildung einer Rotverbindung bei der Einwirkung von dreiwertigem Aluminium auf alizarinsulfosaures Natrium (Alizarinrot S). Die Hauptschwierigkeiten des bislang nicht angewandten Verfahrens bestehen darin, daß der Säuregrad der Lösung, der durch Ansäuern mit Essigsäure erzielt wurde, äußerst stark auf die Färbungsintensität wirkt; gewöhnlich erfolgt beim Ansäuern keine sehr erhebliche Veränderung des Farbtons. Weiterhin wirkt die Färbung des Alizarinüberschusses in hohem Grade auf die Gesamtfarbe der Lösung. Daher finden die meisten Forscher, daß eine Bestimmung nur dann möglich ist, wenn die zu vergleichenden Lösungen fast gleichgefärbt sind. Ferner bildet dreiwertiges Eisen mit Alizarin S eine gefärbte Verbindung; die Anwendung von Zitronensäure zwecks Bindung des Eisens ist unzulässig. Die vorliegende Arbeit bezweckt, besonders den Einfluß der Alizarinfärbung zu prüfen und die einfachste Bestimmungsmethode auszuarbeiten. Für die bei der Reaktion von Aluminium mit Alizarin S entstehenden Färbungen wurde die Intensitätskurve für verschiedene p_H -Werte und verschiedene Aluminiummengen festgelegt; es ergab sich, daß der günstigste Säuregrad für die zu vergleichenden Färbungen beim p_H -Wert 3,6 liegt. Die Färbung der Aluminium-Alizarinverbindung ist bei diesem p_H -Wert genügend beständig, so daß man für die annähernde Bestimmung des Aluminiums eine Reihe von Farblösungen anwenden kann. Zur Beseitigung des Ferri-Ions wird die Extraktion in Form von Eisenrhodanid mittels Amylalkohols vorgeschlagen.

E. A. Ostroumow⁸⁾ berichtete über Versuche, die zur Trennung des Eisens, Aluminiums und Chroms von Mangan, Kobalt und Nickel mittels Pyridins ausgeführt wurden. Am besten benutzt man salzsaure Lösungen. Eine Zugabe von Chlorammonium beschleunigt das Zusammenballen des Niederschlags. Erfolgt die Fällung in salpetersaurer Lösung, so setzt man Ammoniumnitrat zu. Wenn das Pyridin auch im Ueberschuß zugegeben wird, so kann sich dieser bei längerem Stehenlassen und Erwärmen doch verflüchtigen, was man an dem Umschlag des Indikators nach Rot bemerkt. In diesem Fall gibt man vor der Filtration einen Ueberschuß einer 20prozentigen Pyridinlösung zu, rührt um, läßt den Niederschlag sich absetzen und filtriert. Die Anwesenheit größerer Mengen von Sulfaten wirkt störend. Pyridin stört die Nickelfällung mit Dimethylglyoxim im Filtrat, da dabei eine geringe Menge des Nickelglyoxims in Lösung bleibt; in solchem Falle gibt man etwas Soda zu und kocht bis zur Entfernung des Pyridins, säuert die Lösung an und fällt das Nickel wie üblich. Die bei der Pyridinfällung erhaltenen Niederschläge von Eisen, Aluminium und Chrom setzen sich schnell ab und lassen sich ausgezeichnet filtrieren. Nach den gemachten Mitteilungen ist das vorgeschlagene Verfahren sehr einfach und schnell ausführbar, da durch einmalige Fällung eine praktisch vollständige Trennung erreicht und eine Umfällung vermieden wird, falls die angegebenen Mengenverhältnisse eingehalten werden. Ebenso ermöglicht das Verfahren, Mangan, Kobalt und Nickel von bedeutenden Mengen Chrom zu trennen, was bekanntlich mit dem Ammoniak- und Azetatverfahren nicht gelingt.

S. Ishimaru⁹⁾ macht mit einem neuen Verfahren zur mittelbaren maBanalytischen Bestimmung des Nickels bekannt. Das Nickel wird mit Dimethylglyoxim gefällt, der Niederschlag nach Auflösen in verdünnter Schwefelsäure mit Kaliumbichromat im Ueberschuß versetzt, der entweder mit Ferrosulfat-Kaliumpermanganat titriert oder mit Ferrosulfat potentiometrisch bestimmt wird. Das Verfahren gibt gute Werte, wenn die Menge Nickeloxim bei dem Titrationsverfahren nicht mehr als 20 mg und bei dem potentiometrischen Verfahren nicht mehr als 100 mg beträgt. 1 cm³ 0,1 n-Kaliumbichromat entspricht 0,00024 g Ni. Die Verwendung konzentrierter Bichromatlösungen ist nicht zu empfehlen.

Die kennzeichnende Färbung von Titan- und Vanadinsalzlösungen bei Zusatz von Wasserstoffsuperoxyd wird schon seit Jahrzehnten zur qualitativen und quantitativen Bestimmung von Titan und Vanadin in Eisen und Stahl herangezogen. In einem von H. Pinsl¹⁰⁾ veröffentlichten Beitrag zur photometrischen Bestimmung des Titans und Vanadins wird dem Superoxydverfahren eine Form gegeben, die nicht nur eine sehr schnelle, sondern auch eine sehr genaue Bestimmung, und zwar sowohl getrennt als auch nebeneinander, ermöglicht. Als Lösungsmittel wird Salpetersäure angewendet und die Messung der Färbung mit dem Pulfrich-Photometer vorgenommen. Der Prozentgehalt

²⁾ Gießerei 24 (1937) S. 61/63.

³⁾ Ind. Engng. Chem., Anal. Ed., 9 (1937) S. 12/14.

⁴⁾ Sci. Pap. Inst. Phys. Chem. Res., Tokyo, 31 (1937) S. 133/46.

⁵⁾ Sawodskaja Laboratorija 5 (1936) S. 718/22; nach Chem. Zbl. 108 (1937) I, S. 1204.

⁶⁾ Z. anal. Chem. 105 (1936) S. 351/61.

⁷⁾ Z. anal. Chem. 58 (1919) S. 363.

⁸⁾ Z. anal. Chem. 106 (1936) S. 170/76.

⁹⁾ Sci. Rep. Tôhoku Univ. Honda Annivers. Vol., 1936, S. 493/500.

¹⁰⁾ Angew. Chem. 50 (1937) S. 115/20.

wird aus aufgestellten Eichkurven entnommen oder berechnet. Die gleichzeitige photometrische Bestimmung von Titan und Vanadin in ein und derselben Lösung wird durch Benutzung verschiedener Spektralfilter bewerkstelligt.

R. Lang und E. Faude¹¹⁾ stellten Untersuchungen an über die ferrometrische Bestimmung von Zer, Mangan, Chrom und Vanadin nebeneinander. Durch Vereinigung von induziert und selektiv geleiteten Oxydationsreaktionen gelingt es, Lösungen herzustellen, deren Oxydationswert gegen Ferrosulfat ein verschiedener ist. Unterschiedsbildung aus den verschiedenen Verbrauchswerten an Ferrosulfat ergibt alsdann die dem Zer, Mangan, Chrom und Vanadin entsprechenden Ferromengen.

M. Schenk¹²⁾ benutzt die Tatsache, daß Titansulfat in 80- bis 100prozentiger Schwefelsäure mit phenolhydroxydhaltigen Verbindungen, z. B. Phenol, Hydrochinon, Pyrogallol, Salizylsäure u. a. m., eine stark rote Färbung ergibt, um darauf ein neues Verfahren zur kolorimetrischen Bestimmung des Titans aufzubauen. Absorption und Farbton sind dem Eisenrhodanid ähnlich. Die Empfindlichkeit der Reaktion ist etwa fünfmal größer als bei der Titan-Wasserstoffsperoxyd-Reaktion. Das Arbeiten mit dem Vergleichskolorimeter empfiehlt sich nicht, da die Farbintensität der Lösung beim Stehen abnimmt. Für quantitative Messungen wurde Salizylsäure verwendet. Die Farbstärke nimmt mit der Konzentration der Schwefelsäure bis zu 86prozentiger Schwefelsäure zu. Diese Konzentration ist für die Bestimmung zu wählen, da höherprozentige Schwefelsäure zur rascheren Bildung von Sulfosalizylsäure führt, deren Titanverbindung schwächer gefärbt ist. Salizylsäure muß etwa in 100molarem Ueberschuß zugegeben werden, da erst dann das vorhandene Titan völlig umgesetzt ist.

E. Deiß und H. Leysaht¹³⁾ teilen ein Verfahren mit zur Bestimmung von Tellur im Stahl. Vor der Abscheidung des Tellurs muß die Kieselsäure entfernt werden; Verluste an Tellur treten bei der üblichen Art der Abscheidung von Kieselsäure nicht auf. Nach der Kieselsäureabscheidung wird das Tellur in salzsaurer Lösung durch schweflige Säure gefällt, der Niederschlag abfiltriert und getrocknet. Das Rothesche Aetherverfahren läßt sich zur Trennung von Eisen und Tellur nicht verwenden, da das Tellur sich zwischen der ätherischen Eisenlösung und der salzsauren eisenfreien Lösung verteilt.

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

Die mittelbare Analyse eines Gemisches von Metalloxyden mit freiem Metall durch rechnerische oder nomographische Verfahren, bei der die Bestimmung nicht aller, sondern nur einiger Bestandteile zugrunde gelegt wird, kann eine größere Bedeutung für die chemische Industrie und für die Metallurgie haben. Zweck einer von J. V. Karjakin und W. N. Winogradow¹⁴⁾ veröffentlichten Arbeit ist die Anwendung dieses Verfahrens auf ein Gemisch von Eisenoxyden mit metallischem Eisen, wobei einige einfache Formeln, die die ganze Zusammensetzung des Gemisches zu bestimmen erlauben, angewendet werden, während nur einige Bestandteile dieses Gemisches zu bestimmen sind.

Zur Phosphorsäurebestimmung durch Wägung des Molybdänniederschlags sind letzthin (1935) erneut zwei Verfahren, und zwar ein dänisches und ein französisches, veröffentlicht worden. Das erste Verfahren ist für Futtermittel, Milch, Harn u. a. m., das zweite für Rohphosphate und Düngemittel verschiedener Art ausgearbeitet worden. In beiden Fällen wird die stark saure, siedend heiße Phosphatlösung mit Ammoniummolybdat gefällt, der Niederschlag nach kurzem Stehen, also bevor die Lösung kalt geworden ist, abfiltriert, in einem geeigneten Filtertiegel gesammelt, mit einer salpetersauren Ammoniumnitratlösung ausgewaschen, getrocknet, gegläht und gewogen. Nach dem dänischen Verfahren wird eine Lösung mit 0,005 bis 0,025 g P₂O₅ in 220 cm³ mittels 40 cm³ einer schwach ammoniakalischen, 10prozentigen Ammoniummolybdatlösung zur Fällung benutzt; nach dem französischen Verfahren wird bei Rohphosphaten, deren Gehalt an Trikalziumphosphat zwischen 50 und 90 % liegen kann, die Phosphorsäure aus einer Lösung mit 0,034 bis 0,062 g P₂O₅ in 150 cm³ mittels 15 cm³ einer wässrigen Ammoniummolybdatlösung (150 g/l) tropfenweise und vorsichtig ausgefällt. Im ersten Fall ist somit nach der Fällung ein großer Ueberschuß von Molybdänsäure, im zweiten Fall, besonders bei hochprozentigen Rohphosphaten, nur ein geringer Ueberschuß in der Lösung vorhanden. Weiter enthält die Lösung

bei dem dänischen Verfahren außer einer großen Menge Ammoniumnitrat 10 cm³ konzentrierte Schwefelsäure, bei dem französischen nur Ammoniumnitrat und Salpetersäure. Diese Unterschiede in den Fällungsbedingungen bewirken nun, daß bei beiden Verfahren die Niederschläge in ihrer Zusammensetzung stark voneinander abweichen; bei dem dänischen Verfahren multipliziert man das Gewicht des geglähten Molybdänniederschlags mit dem empirischen Faktor 0,03764, bei dem französischen mit 0,03946. Nach der von G. Jørgensen¹⁵⁾ angestellten Ueberprüfung der beiden Verfahren erscheint die Genauigkeit des dänischen Verfahrens für die Zwecke, für die es ausgearbeitet worden ist, befriedigend, obgleich die Ergebnisse mit 0,005 bis 0,025 g P₂O₅ ein wenig zu hoch sind. Das französische Verfahren ist nicht grundsätzlich einwandfrei. Bei Rohphosphaten mit 70 bis 75 % Trikalziumphosphat beträgt der Minder- oder Mehrbefund 0,25 bis 0,50 %. Schiedslaboratorien wird deshalb abgeraten, das Verfahren bei Phosphatanalysen zu verwenden.

Eine von E. Michalski¹⁶⁾ mitgeteilte potentiometrische Titration von Phosphaten beruht auf der Fällung der Phosphate mit überschüssigem Silbernitrat und der potentiometrischen Rücktitration des Silberüberschusses. Bei der Untersuchung von Alkaliphosphaten gibt man zur Phosphatlösung 50 cm³ Wasser und 0,08-n Lauge bis zur deutlichen Phenolphthaleinrötung. Nach Erwärmen fügt man die Silbernitratlösung hinzu und neutralisiert weiter auf orange. Man läßt abkühlen, filtriert den Silberphosphatniederschlag ab und titriert den Silberüberschuß potentiometrisch mit Kaliumchlorid oder Jodkalium. Ammoniumsalze müssen durch Kochen in alkalischer Lösung beseitigt werden. Die Gegenwart von Kalzium- und Magnesiumsalzen stört nicht. Eisen- und Aluminiumhalogenide, mit Ausnahme der Fluoride, machen die Titration unmöglich und müssen zuvor beseitigt werden. Die Genauigkeit des Verfahrens beträgt 0,1 bis 0,2 %.

E. A. Ostroumow¹⁷⁾ gibt ein neues Verfahren bekannt zur Fällung von Uran und zu seiner Trennung von den Erdalkalimetallen mittels Pyridins. Mit dem Verfahren wird eine quantitative Uranfällung erreicht, die keine Umfällung erfordert. Das Verfahren hat vor dem Ammoniakverfahren den Vorzug, daß bei ihm die Gefahr einer unvollständigen Ausfällung des Urans nicht besteht und eine Verunreinigung der Fällung durch die Erdalkalimetalle nicht zu befürchten ist; dasselbe gilt auch für die Trennung des Urans von Magnesium und den Alkalien.

Die Bestimmung von Quarz in Gegenwart von Silikaten nehmen W. R. Line und P. W. Aradine¹⁸⁾ in der Weise vor, daß sie die Silikate durch Fluorborsäure zersetzen. Quarz wird hierbei praktisch nicht angegriffen. Fluorborsäure wirkt auf Quarz weniger ein als Fluorsiliziumsäure und ist bei erhöhten Temperaturen beständiger. Die Genauigkeit des Verfahrens beträgt etwa 1 %.

4. Metalle und Metallegierungen.

L. Jolson¹⁹⁾ stellte sich die Aufgabe, ein auf der Azetylenreaktion beruhendes rasch ausführbares Verfahren zur Bestimmung des Kupfers auszuarbeiten unter Benutzung der Tatsache, daß sich das Azetylenkopper in Alkalizyanidlösungen löst. Zu der Kopperlösung fügt man Ammoniak, Hydrazin- oder Hydroxylaminhydrochlorid oder -sulfat sowie eine Gelatinelösung hinzu und füllt die Mischung mit heißem destillierten Wasser auf. Nach eingetretener Entfärbung der Lösung leitet man etwa 1 min lang Azetylen hindurch und titriert die jetzt rote Lösung mit Zyanalkalium oder Zyanatrium unter ständigem Umschütteln bis zur Entfärbung. Bei Gegenwart von Eisen und Zink gibt man zu der Lösung noch eine wässrige Lösung von Natriumpyrophosphat hinzu. Der Wirkungswert der Titerlösung ist unter den gleichen Versuchsbedingungen, wie sie bei der Analyse vorliegen, zu stellen, d. h. ohne oder mit Eisen- oder Zinksalzen. Die Genauigkeit des Verfahrens beträgt bei reinen Salzen $\pm 2\%$, die Dauer der Ausführung 5 bis 6 min. Bei Erzen und verschiedenen Erzeugnissen der Anreicherung und der Schmelzen kann das Verfahren in 25 bis 30 min und mit einer für die Betriebsüberwachung genügenden Genauigkeit ausgeführt werden.

Für die Aluminiumbestimmung im metallischen Aluminium und in seinen Legierungen empfiehlt J. J. Lurje²⁰⁾ eine Probe von 0,5 g in 35 bis 40 cm³ verdünnter Salzsäure (1 : 4) zu lösen, vom Ungelösten zu filtrieren, die Lösung bis zur Trockne

¹⁵⁾ Z. anal. Chem. 107 (1936) S. 161/66.

¹⁶⁾ Roczniki Chem. 15 (1935) S. 468/80; nach Chem. Zbl. 107 (1936) I, S. 2397.

¹⁷⁾ Z. anal. Chem. 106 (1936) S. 244/48.

¹⁸⁾ Ind. Engng. Chem., Anal. Ed., 9 (1937) S. 60/63.

¹⁹⁾ Z. anal. Chem. 106 (1936) S. 157/67.

²⁰⁾ Sawodskaja Laboratorija 3, S. 495/98; nach Chem. Zbl. 107 (1936) I, S. 2398.

¹¹⁾ Z. anal. Chem. 108 (1937) S. 181/89.

¹²⁾ Helv. chim. Acta 19 (1936) S. 1127/35; nach Chem. Zbl. 108 (1937) I, S. 1209.

¹³⁾ Z. anal. Chem. 105 (1936) S. 323/25.

¹⁴⁾ Z. anal. Chem. 107 (1936) S. 181/86.

einzudampfen, die Salze zuzunehmen und entweder in schwach salzsaurer Lösung unter Zusatz von Hydroxylamin oder in schwefelsaurer Lösung mit Quecksilberkathode und Platinanode die Verunreinigungen abzuscheiden, dann aus konzentrierter Lösung das Aluminium neben Magnesium mit Chlorammonium und Ammoniak zu fällen. Der Niederschlag wird verascht, gegläht und zuletzt noch 10 bis 15 min bei 1200° nachgeglüht.

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

G. Lambriis und H. Boll²¹⁾ teilen ein neues Verfahren zur schnellen und genauen Bestimmung des Kohlenstoffgehaltes von festen und flüssigen Brennstoffen mit. Das Verfahren geht von der Verbrennung der Probe unter hohem Sauerstoffdruck in der kalorimetrischen Bombe aus. Die Kohlenäure wird durch vorher in die Bombe eingebrachte karbonatfreie Kalilauge, deren Menge nicht genau bekannt zu sein braucht, in der Bombe absorbiert. Das überschüssige freie Alkali wird durch eine unter besonderen Vorsichtsmaßregeln erfolgende Vortitration neutralisiert, wobei die zur Neutralisation erforderliche Säuremenge nicht festgestellt wird. Die Bestimmung der Kohlenäure erfolgt durch anschließende Titration des in der karbonathaltigen Lauge durch Zugabe von Chlorbarium gebildeten Bariumkarbonates mit Salzsäure. Die Dauer einer Kohlenstoffbestimmung beträgt insgesamt 2 bis 2½ h. Die Unterschiede der erhaltenen Werte liegen innerhalb 0,1 bis 0,2 % C.

Neben der hohen erreichbaren Genauigkeit liegt der Vorteil der kalorimetrischen Verbrennung darin, daß die Verbrennung selbst keine Schwierigkeiten macht, daß jede Probe in der gleichen Weise verbrannt wird, daß die Kohlenstoffbestimmung ohne weitere Vorbereitung jederzeit aufgenommen werden kann und schließlich, daß die Bestimmung ohne Beeinflussung der Genauigkeit mehrmals unterbrochen werden kann, z. B. nach der Verbrennung und nach der Vortitration.

Versuche von A. Lissner und H. Brandeis²²⁾ zum oxydativen Abbau des Kohlenstoffschwefels mit Wasserstoffsperoxyd ergaben, daß unter geeigneten Bedingungen eine selektive Oxydation des Pyritschwefels möglich ist, und daß darauf ein Verfahren zur Bestimmung des Pyritschwefels mittels Wasserstoffsperoxyds begründet werden kann. 1 g feinstgepulverte Kohle gibt man in ein Becherglas, benetzt die Kohle mit wenigen Tropfen destillierten Wassers und rührt mit einem Glasstabe um, bis man einen Teig erhält. Man vermeidet so, daß die Kohle beim späteren Zusatz der sauren Wasserstoffsperoxydlösung oben auf der Flüssigkeit schwimmt und sich unvollkommen durchfeuchtet. Der so vorbereiteten Kohle gibt man dann eine aus 85 cm³ destilliertem Wasser, 5 cm³ konzentrierter Salzsäure und 10 cm³ Perhydrol bestehende Lösung zu und erwärmt langsam. Nach ½ bis ¾ h beginnt die Flüssigkeit bei etwa 65° zu schäumen und Blasen zu werfen. Während der Hauptzersetzung, die ½ h dauert, darf die Temperatur nicht höher als 80° steigen. Die Nachoxydation dauert noch 1 h, worauf man so lange stehen läßt, bis sich die Kohle abgesetzt hat; die Temperatur hält sich dabei auf 80°. Die ganze Oxydation dauert 2 bis 2½ h. Nachher fällt man in der kohlehaltigen Lösung das Eisen mit Ammoniak, filtriert und fällt im Filtrat nach Ansäuern mit Salzsäure die Schwefelsäure in bekannter Weise. Durch das ausgewogene

²¹⁾ Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 61/66.

²²⁾ Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 81/84.

Bariumsulfat erhält man den Pyrit- und Sulfatschwefelgehalt. Der Sulfatschwefel wird in einer getrennten Probe durch Auskochen mit Salzsäure und Füllen mit Bariumchlorid bestimmt, der Unterschied zwischen beiden Werten ergibt den Pyritschwefel. Ist auch Monosulfidschwefel vorhanden, was selten vorkommt, so kann dieser gemeinsam mit dem Sulfatschwefel bestimmt werden, indem der beim Auskochen der Probe mit Salzsäure freier werdende Schwefelwasserstoff aufgefangen und bestimmt wird. Dieser Schwefel ist dann gleichfalls in Abzug zu bringen. Die angegebene Arbeitsweise hat gegenüber dem bislang üblichen Verfahren nach Powell und Parr den Vorteil, daß bei gleichen Analyseergebnissen die Dauer der oxydativen Behandlung von 3 Tagen auf 2 bis 2½ h herabgesetzt wird und das Ausfällen des in Lösung gegangenen Eisens auf einfachere Art erfolgen kann.

Das Blatt „LV 4“ der vom Laboratoriums-Unterausschuß²³⁾ des beim Verein für die bergbaulichen Interessen in Essen und dem Verein deutscher Eisenhüttenleute in Düsseldorf bestehenden Kokereiausschusses veröffentlichten Laboratoriumsvorschriften behandelt die Phosphorbestimmung in Kohle und Koks. Die zu untersuchende Brennstoffprobe wird nach DIN DVM 3711 aufbereitet und bei 800° verascht. Darauf mörst man die Asche bis zum restlosen Durchgang durch das Prüfsiebgewebe 0,06 DIN 1171 und glüht nochmals 2 h bei 800°. Von dieser Probe wird 1 g im Platintiegel zweimal mit Flußsäure sowie zweimal mit Flußsäure + Salpetersäure abgeraucht. In der mit Salpetersäure erneut aufgenommenen Lösung wird der Phosphor mit erwärmter 3prozentiger, frisch filtrierter Ammoniummolybdatlösung gefällt, die Fällung wiederholt und der Niederschlag mit 0,1 n-Natronlauge und 0,1 n-Schwefelsäure maßanalytisch bestimmt.

Das Blatt „LV 5“ des gleichen Unterausschusses²⁴⁾ bringt Richtlinien für die Bestimmung des Benzolgehaltes von Koksofengas. Zu dieser Bestimmung sind verschiedene Verfahren entwickelt worden, von denen das mit aktiver Kohle (A-Kohle) arbeitende Adsorptionsverfahren auf Grund seiner Bewährung im Betrieb am verbreitetsten ist. Die hier mitgeteilten Richtlinien zur Bestimmung des Benzolgehaltes von Koksofengas behandeln demnach vor allem das A-Kohle-Verfahren. Da zuweilen auch das Ausfrierverfahren, das gleichfalls zuverlässige Werte liefert, Verwendung findet, ist auch dessen Beschreibung als Anhang mit aufgenommen worden.

K. Peters und W. Lohmar²⁵⁾ beschreiben einen Analysengang für technische Gase, bei dem zur Trennung der Kohlenwasserstoffe das Verfahren der fraktionierten Desorption im Vakuum benutzt wird und die Gasbestandteile Schwefelwasserstoff, Kohlenäure, Azetylen, Sauerstoff, Kohlenoxyd, Wasserstoff, atmosphärischer Stickstoff, Stickstoff anderen Ursprungs, Argon, Neon, Helium, Methan, Aethan, Propan, Butan, Pentan, Hexan, Äthylen, Propylen, Butylen und die Summe der flüssigen Kohlenwasserstoffe erfaßt werden. Auch bei der Bestimmung geringer Mengen Wasserstoff neben viel Kohlenwasserstoffen einerseits und geringer Mengen von Kohlenwasserstoffen neben viel Wasserstoff andererseits leistet das Desorptionsverfahren besonders gute Dienste.

A. Stadelers.

²³⁾ Glückauf 73 (1937) S. 43/44.

²⁴⁾ Glückauf 73 (1937) S. 90/92.

²⁵⁾ Brennstoff-Chem. 18 (1937) S. 41/8.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen.¹⁾

(Patentblatt Nr. 36 vom 9. September 1937.)

Kl. 1 a, Gr. 35, T 44 461. Verfahren und Vorrichtung zur auswählenden Zerkleinerung von Erzen oder anderem Gut. Fried. Krupp Grusonwerk A.-G., Magdeburg-Buckau, und Dr.-Ing. August Götte, Clausthal (Harz).

Kl. 7 a, Gr. 7, G 91 147. Walzgerüst mit schräg von oben her gegen die Walzbahn gerichteten Stauchwalzenachsen zum Walzen von Universaleisen. Horst Gaßen, Düsseldorf.

Kl. 18 b, Gr. 10, S 114 348. Verfahren zur Veredelung von Stahl. Société d'Electrochimie d'Electrometallurgie et des Acieries Electriques d'Ugine, Paris.

Kl. 18 b, Gr. 10, S 112 154. Verfahren zur Herstellung von sauerstoffarmem Stahl. Société d'Electrochimie d'Electrometallurgie et des Acieries Electriques d'Ugine, Paris.

Kl. 18 c, Gr. 11/20, Sch 108 217. Blockdrücker. Schüchtermann & Kremer-Baum, A.-G. für Aufbereitung, Dortmund.

Kl. 24 e, Gr. 11/03, K 133 607. Polygondrehrost für Gaszerzeuger. Heinrich Koppers, G. m. b. H., Essen.

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

Kl. 31 c, Gr. 4, R 94 775. Vorrichtung zum Reinigen und nachfolgenden Ueberziehen der Innenwände von Blockformen mit einer Schutzmasse. Rheinische Formschlichte-Fabrik Gebr. Oelschläger, Düsseldorf-Holthausen.

Kl. 31 c, Gr. 18/01, B 173 859. Verfahren zum Herstellen von Schleudergußrohren. Buderus'sche Eisenwerke, Wetzlar.

Kl. 31 c, Gr. 18/01, K 133 045. Schleudergußmaschine. Koninklijke Nederlandsche Hoogovens en Staalfabrieken N. V., Ijmuiden (Niederlande).

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 36 vom 9. September 1937.)

Kl. 37 b, Nr. 1 414 825. Verbindung sich kreuzender durchlaufender Träger. Fried. Krupp A.-G., Essen.

Deutsche Reichspatente.

Kl. 80 b, Gr. 5₀₆, Nr. 643 439, vom 23. Januar 1936; ausgegeben am 8. April 1937. Buderus'sche Eisenwerke in Wetzlar. (Erfinder: Dipl.-Ing. Max Bunke in Tiefenbach, Kr. Wetzlar.) Verfahren und Vorrichtung, um Schlacken, die sich schlecht aufblähen, hochporös erstarren zu lassen.

Vor dem Aufblähen wird die Schlacke in flüssigem Zustande bei einer Temperatur, die genügend weit vom Siedepunkt der

Schlacke entfernt ist, mit Gasen vollständig gesättigt, die in ihr löslich sind, und zwar zweckmäßig unter einem höheren Druck, als während des Aufblähens herrscht. Die zu lösenden Gase werden in einem besonderen Behälter durch die Schlacke hindurchgeblasen, wobei der Behälter bis auf eine Öffnung von geringem Querschnitt verschlossen wird, so daß während des Blasens im Behälter ein Ueberdruck entsteht.

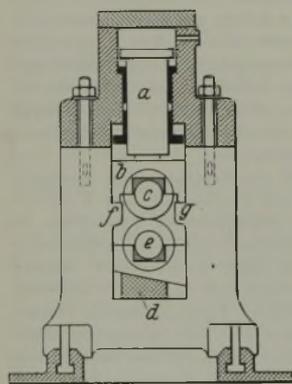
Kl. 18 d, Gr. 2₄₀, Nr. 643 444, vom 22. Juli 1930; ausgegeben am 8. April 1937. Fried. Krupp, A.-G., in Essen. (Erfinder: Dr. Paul Schafmeister in Essen.) *Gegen interkristalline Korrosion sichere austenitische Chrom-Nickel-Stahllegierung.*

Zur Herstellung von solchen Gegenständen, die bei ihrer Anfertigung oder Verwendung einer, einer Anlaßbehandlung gleichkommenden Erwärmung und gleichzeitig oder alsdann einem auf interkristalline Korrosion hinarbeitenden Korrosionsangriff ausgesetzt werden, werden austenitische, chemisch neutrale Chrom-Nickel-Stahllegierungen verwendet, die zusätzlich Niob oder Niob mit Tantal vermischt enthalten. Das Verhältnis des den Kohlenstoff bindenden zusätzlichen Legierungsbestandteiles zum Kohlenstoff wird so bemessen, daß praktisch der gesamte Kohlenstoff an den zusätzlichen Legierungsbestandteil gebunden wird.

Kl. 7 a, Gr. 27₄₄, Nr. 643 455, vom 2. November 1935; ausgegeben am 8. April 1937. Schloemann, A.-G., in Düsseldorf. *Selbsttätige Steuereinrichtung für Walzwerks-Hilfseinrichtungen.*

Für solche Einrichtungen, z. B. zum Steuern von Hebetischen und Walzenstellvorrichtungen, wird als Auslöseglied für die selbsttätige Steuerung ein Erschütterungsmesser verwendet, der auf die Frequenz der im Walzgerüst beim Walzgutein- und -austritt auftretenden Stöße abgestimmt ist.

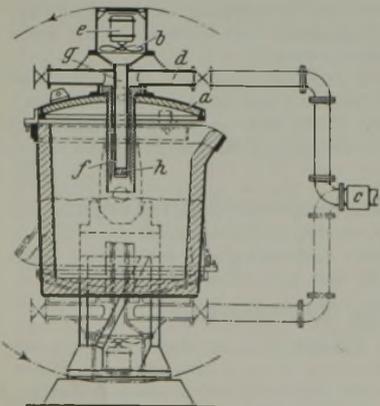
Kl. 7 f, Gr. 10, Nr. 643 497, vom 23. Oktober 1934; ausgegeben am 9. April 1937. Französische Priorität vom 23. Oktober 1933. Ernst Bohler in Roßlingen (Lothringen, Frankreich). *Verfahren zum Herstellen von Stab- und Profileisen, besonders von Betoneisenstäben.*



Die Stab- oder Profileisen erfahren nach dem Warmwalzen an den Teilen ihrer Länge, an denen sie später besonders hoch beansprucht werden, zum Erhöhen ihrer Festigkeit eine zusätzliche Kaltverformung, z. B. durch Kaltwalzen, während sie an ihren übrigen Teilen die ursprünglichen Werkstoffeigenschaften behalten. Die Stäbe erhalten z. B. während ihres Durchganges durch die Walzen eines Kaltwalzwerks an den vorher gekennzeichneten Stabstellen besonders Druck, im übrigen gehen

sie aber drucklos durch das Walzwerk. Der Druck kann ausgeübt werden, indem der Druckkolben a das Einbaustück b mit der Oberwalze c auf die durch Keil d verstellbare Unterwalze e senkt, wobei Anschläge f und g den Hub begrenzen können.

Kl. 31 a, Gr. 6₀₁, Nr. 643 590, vom 23. November 1934; ausgegeben am 15. April 1937. Gutehoffnungshütte Oberhausen, A.-G., in Oberhausen, Rheinl. (Erfinder: Dr.-Ing. Friedrich Lilje in Oberhausen, Rheinl.) *Trockenvorrichtung für die Auskleidung von Stahlwerkspannen u. dgl.*



Sie besteht aus einem auf die Pfannenöffnung aufsetzbaren Deckel a und einem Gebläse b für die Luftzuführung; sie kann zum Beheizen der Pfanne von oben und unten um eine waagerechte Achse geschwenkt werden. Die Gaszuführung c wird am entgegengesetzt gerichteten Stützen d anschließ- oder schwenkbar ausgeführt oder durch ein gelenkiges Rohr oder einen Schlauch gebildet. Das

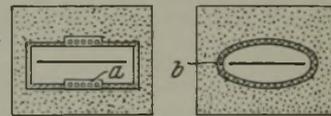
Motor e wird unmittelbar an dem Brennergehäuse angebracht. Das innerhalb des Brennerrohres f liegende Luftrohr g hat an seiner freien Mündung einen Drallkörper h.

Kl. 18 b, Gr. 14₀₁, Nr. 643 687, vom 29. Oktober 1932; ausgegeben am 14. April 1937. Ofag, Ofenbau-A.-G., in Düsseldorf. *Verfahren zum Beheizen von Siemens-Martin-Oefen mit vorgewärmtem Koksofengas.*

Im Rauchgaskanal hinter den Regeneratoren für die Luftvorwärmung werden Rekuuperatoren angeordnet, in denen das Koksofengas auf Temperaturen dicht unter der Zersetzungstemperatur der schweren Kohlenwasserstoffe, d. h. 500 bis 600°, vorgewärmt wird.

Kl. 18 c, Gr. 6₀₀, Nr. 643 743, vom 5. April 1932; ausgegeben am 16. April 1937. Otto Junker in Lammersdorf, Kr. Monschau. *Elektrisch beheizter Banddurchlaufofen.*

In einem Teil des Ofens ist eine Beheizung a angeordnet, die die Bandmitte erhitzt, während der übrige Teil des Ofens eine gleichmäßig über die volle Bandbreite strahlende Ofenwandung b hat.

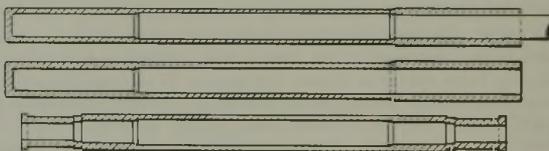


Kl. 18 d, Gr. 2₅₀, Nr. 643 744, vom 12. März 1929; ausgegeben am 15. April 1937. Zusatz zum Patent 580 650 [vgl. Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 359]. Deutsche Röhrenwerke, A.-G., in Düsseldorf. *Stahl zur Herstellung von Ueberhitzern und ähnlich beanspruchten Gegenständen.*

Der Stahl hat weniger als 0,1% C, 5 bis 7% Cr, 1,4 bis 2,5% Al, 0,3 bis 0,4% Mo, 0,05% V, weniger als 2% Si, weniger als 1% Mn, weniger als 0,02% S, üblichen Phosphorgehalt, Rest Eisen, mit der Maßgabe, daß den höheren Chromgehalt die niedrigen Aluminiumgehalte zukommen. Der Stahl kann auch enthalten: 0,07% C, 6,4% Cr, 1,7% Al, 0,35% Mo, 0,05% V, weniger als 2% Si, 0,5% Mn, 0,015% S, üblichen Phosphorgehalt, Rest Eisen.

Kl. 7 b, Gr. 21, Nr. 643 798, vom 7. Januar 1933; ausgegeben am 17. April 1937. Vereinigte Oberschlesische Hüttenwerke, A.-G., in Gleiwitz. *Ziehverfahren über abgesetzten Dorn zum Herstellen von ungeteilten Hohlachsen für Eisenbahnfahrzeuge.*

Der Rohling wird beim Ziehen am geschlossenen Ende auf den gleichen Außendurchmesser mit dem mittleren Teil, aber



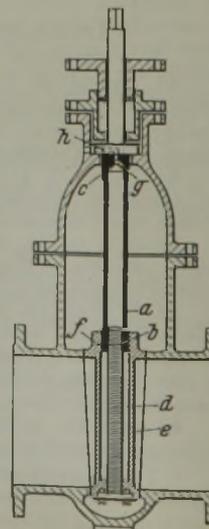
kleineren Innendurchmesser als im mittleren Teil, dagegen am offenen Ende nicht nur auf einen kleineren Innendurchmesser, sondern auch auf einen größeren Außendurchmesser gezogen, um die Wandverstärkung am offenen Ende zunächst nach außen und innen hin zu verteilen. Dann werden die beiden Enden des Rohlings abgestochen und auf das erforderliche Maß zum Bilden des Achsschenkels und des Notlaufes durch Schmieden oder Pressen eingezogen.

Kl. 7 a, Gr. 1, Nr. 643 876, vom 24. April 1934; ausgegeben am 19. April 1937. Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., in Hanau am Main. *Zum Auswalzen bestimmter verjüngter mehrkantiger Block.*

Die Seitenflächen des Gußblockes sind abwechselnd gleichgerichtet (oder zylindrisch) und trapezförmig (oder kegelförmig) begrenzt, wobei die gleichgerichteten oder zylindrischen Seiten mit der Sohle der Kaliberausnehmungen in den Walzen übereinstimmen.

Kl. 47 g, Gr. 26₀₁, Nr. 1 643 904, vom 25. Oktober 1934; ausgegeben am 20. April 1937. Thyssen'sche Gas- und Wasserwerke, G. m. b. H., in Duisburg-Hamborn. (Erfinder: Karl Knauf in Duisburg-Hamborn.) *Absperrschieber, besonders für Gasleitungen.*

Die nach außen führende und von dort aus drehbare Spindelmutter a wird zum Teil als Hohlspindel mit Muttergewinde b ausgebildet. Bei geöffnetem Schieber nimmt die Hohlspindel die Gewindespindel in sich auf, wobei der durch einen erhöhten bearbeiteten Ansatz gebildete Bund c den Hohlraum d des Schieberkeiles e kolbenartig schützend abschließt, während der Bund f für einen Abschluß des Hohlraumes d bei geschlossenem Schieber sorgt. Die Spindelmutter a hat außerhalb des Schiebergehäuses endigende Schmierbohrungen g und h.



Statistisches.

Die Roheisenerzeugung des Deutschen Reiches im August 1937¹⁾. — In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Hämatit-eisen	Gießerei-Roheisen	Bessemer-Roheisen (saures Verfahren)	Thomas-Roheisen (basisches Verfahren)	Stahlblei, Spiegel-eisen, Ferro-mangan und Ferro-silizium	Puddel-Roheisen (ohne Spiegel-eisen) und sonstiges Eisen	Insgesamt		
							August 1937	Juli 1937	
August 1937: 31 Arbeitstage, Juli 1937: 31 Arbeitstage									
Rheinland-Westfalen	47 711	44 617	—	648 447	211 934	19 594	20 802	947 416	
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen								45 689	
Schlesien	20 756	40 076	—	93 792	38 963	—	20 802	149 108	
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland								28 242	
Süddeutschland	—	—	—	174 889	—	—	—	25 407	
Saarland								191 126	
Insgesamt: August 1937	68 467	84 693	—	917 128	270 491	20 802	—	1 361 581	
Insgesamt: Juli 1937	52 308	95 542	—	886 799	282 827	27 869	—	1 345 345	
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung								43 922	43 398
Januar bis August 1937: 243 Arbeitstage, 1936: 244 Arbeitstage									
								Januar bis August	
								1937	1936
Rheinland-Westfalen	351 789	378 706	—	4 959 078	1 665 889	153 023	177 945	7 319 728	7 170 513
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen								342 517	289 039
Schlesien	160 913	281 902	—	701 523	282 310	—	177 945	1 115 215	969 345
Nord-, Ost- und Mitteldeutschland								210 173	202 713
Süddeutschland	—	—	—	1 304 171	—	—	—	1 429 616	1 425 699
Saarland								—	—
Insgesamt: Januar/August 1937	512 702	660 608	—	6 964 772	2 101 222	177 945	—	10 417 249	—
Insgesamt: Januar/August 1936	491 079	654 276	—	6 803 147	1 963 972	144 835	—	—	10 057 309
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung								42 869	41 218

¹⁾ Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie.

Stand der Hochöfen im Deutschen Reich¹⁾. Im August 1937 waren 174 (Juli 174) Hochöfen vorhanden. In Betrieb befanden sich 119 (119), gedämpft waren 4 (4), zum Anblasen standen fertig 10 (12), in Ausbesserung oder Neuzustellung befanden sich 23 (22) und still lagen 48 (47).

¹⁾ Nach den Ermittlungen der Wirtschaftsgruppe Eisen schaffende Industrie.

Großbritanniens Roheisen- und Stahlerzeugung im August 1937.

	Roheisen 1000 t zu 1000 kg					Am Ende des Monats in Betrieb befindliche Hochöfen	Robblöcke und Stahlguß 1000 t zu 1000 kg				Herstellung an Schweißstahl 1000 t	
	Hämatit-	Stahl-	Gießerei-	Puddel-	zusammen einschl. sonstiges		Siemens-Martin-		sonstiges	zu-sammen		darunter Stahlguß
							saure	basisch				
Januar 1937	167,2	348,3	122,7	11,2	661,1	114	163,4	773,9	77,6	1014,9	19,8	19,6
Februar	127,2	345,6	111,8	18,0	613,4	115	179,7	759,4	72,7	1011,8	20,1	19,7
März	139,3	403,3	115,3	14,8	691,2	117	216,7	828,4	82,2	1127,3	23,0	22,7
April	140,9	390,6	124,4	15,1	691,6	121	204,3	812,5	80,9	1097,7	22,7	22,9
Mai	136,6	410,0	124,2	17,7	707,4	122	179,3	803,7	81,1	1064,1	21,2	20,9
Juni	149,1	405,5	124,2	13,0	710,5	126	195,3	840,3	88,5	1124,1	23,8	22,9
Juli	186,1	402,3	119,9	15,8	741,0	126	171,2	809,8	95,2	1076,2	23,0	—
August	198,4	372,8	132,8	14,2	724,0	130	—	—	—	1003,5	—	—

Wirtschaftliche Rundschau.

Der französische Eisenmarkt im August 1937.

Die Abschwächung auf dem Ausfuhrmarkt hielt an. Während man zunächst glaubte, daß die Auswüchse der Spekulation die Zurückhaltung eines Teiles der Käufer veranlaßt hätten, suchte man später die Ursachen in einem übersteigerten Bedarf und in den übermäßigen Anforderungen der für die Märkte des Fernen Ostens und andere Märkte tätigen Händler. Auch im Inlande war die Lage nicht sehr glänzend. Die einzelnen Industriezweige waren infolge der Ferienzeit ganz allgemein unübersichtlich. Zwar wurde die Frage des bezahlten Urlaubs nicht mehr erörtert, doch bedauerte man in industriellen Kreisen gewisse vorhandene Förmlichkeiten, die nicht immer den Erfordernissen bestimmter mehr oder weniger jahreszeitlich abhängiger Industrien Rechnung trugen. Der damit verbundene Leistungsrückgang gestaltete z. B. den Wettbewerb in Fertigerzeugnissen auf dem Weltmarkt sehr schwierig.

Auch die verschiedenen Preiserhöhungen trugen zur Verwirrung des Eisenmarktes bei. Verkäufe wurden nur mit dem Vorbehalt getätigt, daß die Kundschaft die Lieferungen selbst dann annehmen muß, wenn ihr die zwischen der Erteilung des Auftrages und der Lieferung eingetretenen Preiserhöhungen von 10 bis 45 % in Rechnung gestellt werden. Das war zum Beispiel in der Kraftwagenindustrie der Fall. Man begreift, daß sich unter diesen Umständen ein Teil der Kundschaft zurückhielt. Die eingetretenen Preiserhöhungen waren recht fühlbar. Die Werke sind der Ansicht, daß die Kundschaft schließlich nur noch für die tatsächlich greifbaren Erzeugnisse Aufmerksamkeit haben dürfte, was bei den Werken aber eine sehr umfangreiche Lagerhaltung voraussetzt. Die Aussichten für die Ausfuhr blieben zufriedenstellend; hier verfügten die Werke noch über ausreichende Auf-

träge; allerdings zeigten sie sich namentlich über die Frage der Renteinräumung bei Geschäften mit Japan und China beunruhigt.

Für die französische Gesamtwirtschaft ist die Errichtung eines Ausschusses zur Prüfung der Erzeugungsbedingungen von besonderer Bedeutung. Der Ausschuß, der dem Ministerpräsidenten beigeordnet worden ist, hat die Aufgabe, die genaue Lage der französischen Wirtschaft zu untersuchen und für eine verstärkte Erzeugung zu sorgen. Er setzt sich aus dreizehn Unterausschüssen zusammen, in denen je ein Vertreter der beteiligten Ministerien und je zwei oder drei Arbeitgeber- und Arbeitnehmervertreter sitzen. U. a. ist ein Ausschuß für den Bergbau und ein weiterer für die Eisenindustrie vorgesehen.

Nachdem der von der Regierung eingesetzte Nationale Preisüberwachungsausschuß in einer ersten Entscheidung vom 27. Juli Preiserhöhungen für Roheisen und Stahlerzeugnisse erlaubt hatte, wurde in einer zweiten Entscheidung vom 10. August eine weitere Erhöhung der Roheisenpreise gestattet, wobei als Begründung die Steigerung der Rohstoffpreise in Verbindung mit den Devisenschwankungen angegeben wurde. Nach diesem neuen Beschluß des Preis Ausschusses wurde die Tonne phosphorreiches Gießereiroheisen mit sofortiger Wirkung um 23 Fr und die Tonne Hämatitroheisen um 92 Fr erhöht. Für andere Eisensorten, wie Formstahl und Schmiedestücke, sind Preiszuschläge von 4,1 bzw. 1,9 % vorgesehen. Geschweißte Röhren dürfen um 2,5 % und nahtlose Stahlrohre um 2 % im Preise heraufgesetzt werden. Andererseits sind Preiserhöhungen für Verpackungsfeinbleche (Sardinenbüchsen, Konservendbüchsen, Oelbehälter) um 5 bis 7,5 % zulässig. Der neue Preis für phosphorreiches Gießereiroheisen Nr. 3 P. L. lautet nunmehr ab Longwy ohne Berücksichtigung der 8prozentigen Erzeugungssteuer 505 Fr je t, und einschl. der Steuer 549 Fr.

Die Nachfrage nach Gießereiroheisen war mäßig, da die Gießereien ihre Käufe trotz den zu erwartenden Preissteigerungen nicht merklich erhöhten. Die Aussichten der Gießereien sind zweifellos nicht sehr günstig. In verschiedenen Bezirken war die Beschäftigung nicht regelmäßig und selbst die für die nationale Verteidigung arbeitenden Betriebe mußten mit einer gewissen Verlangsamung der Auftragseingänge rechnen. Auch die Werkstätten für rollendes Eisenbahzug und die Schiffswerften schenkten dem Marke nicht die erhoffte Aufmerksamkeit. Lediglich die Herstellung von landwirtschaftlichen Maschinen nahm zu. Ende August besserte sich die Nachfrage, besonders aus dem Auslande. Das Bestreben der Werke ist darauf gerichtet, mit allen Mitteln die Ausfuhr von Roheisen zu steigern, um hierdurch einen Ausgleich für den Rückgang des Inlandsgeschäftes zu finden. Die Preise für die nach dem 5. August erteilten Aufträge stellen sich wie folgt (in Fr. je t):

Bezirk	Hämatit		Spiegeleisen
	für Stahlerzeugung	für Gießerei	
Osten	807	807	950
Norden	807	807	955
Westen	837	837	985
Mittelfrankreich	817	817	965
Südwesten	822	822	970
Südosten	827	827	975
Pariser Bezirk	807	807	955

Der Halbzeugmarkt erfreute sich wie bisher besonderer Bevorzugung. Zwar war die Nachfrage im Inlande nicht übertrieben groß, aber die Werke machten auch kaum Anstrengungen, neue Aufträge hereinzuholen, da sie über reichliche Arbeit verfügen und die Ausfuhr alle Erzeugnisse aufnimmt, die sich auf dem Marke zeigen. Die Preise für die seit dem 26. Juli erteilten Aufträge lauten wie folgt (in Fr. oder in £ je t):

	Inland ¹⁾ : Zum Walzen		Zum Schmieden	
	Thomas- güte	Siemens-Martin- Güte	Thomas- güte	Siemens-Martin- Güte
Roßblöcke	640	767,70	705	842,95
Vorgewalzte Blöcke	675	802,70	740	877,95
Brammen	680	807,70	745	882,95
Knüppel	725	852,70	790	927,95
Platinen	755	882,70	820	957,95

	Ausfuhr ¹⁾ : Goldpfund		Goldpfund
	Vorgewalzte Blöcke, 140 mm und mehr	Platinen, 20 lbs und mehr	
	5.5.6	5.8.6	
2½- bis 4zöllige Knüppel	5.7.6	Platinen, Durchschnitts- gewicht von 15 lbs	5.10.-

Der Bedarf an Fertigerzeugnissen auf den internationalen Märkten war anscheinend weder dringend noch umfangreich. Die Werke klagten darüber, daß ihnen die Abschwächung auf dem Inlandsmarkte wohl verfügbare Mengen frei gebe, daß sie sich aber einem Ausfuhrmarkte gegenübersehen, dessen Aufnahmefähigkeit weniger günstig sei als in den vorhergehenden Monaten. Die Unsicherheit über die Preisentwicklung beeinflusste den Markt gleichfalls ungünstig. Inzwischen traten die neuen Preise in Kraft. Die bereits erwähnte behördliche Ermächtigung, die in der Zeit von der Erteilung des Auftrages bis zur Lieferung eingetretenen Preiserhöhungen in Rechnung zu stellen, hatte zur Folge, daß zahlreiche Firmen von jedem Kauf absahen. Eine leichte Besserung machte sich Ende des Monats hauptsächlich in Ostfrankreich bemerkbar. Die Mehrzahl der Werke verfügte noch über gute Auftragsbestände und zeigte für den Augenblick keinerlei Unruhe. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

	Inland ¹⁾ :		
	Goldpfund	Goldpfund	
Betonstahl	960	Träger, Normalprofile	935
Röhrenstreifen	982,50	Handelstabstahl	960
Große Winkel	960	Bandstahl	1080

	Ausfuhr ¹⁾ :		
	Goldpfund	Goldpfund	
Winkel, Grundpreis	5.8.-	Betonstahl	6.-
Träger, Normalprofile	5.7.6		

Auf dem Blechmarkt machte sich ebenso wie auf den sonstigen Märkten ein Nachlassen der Geschäftstätigkeit bemerkbar. Die Lieferfristen betragen für Feinbleche etwa zwei Monate. In Grobblechen gingen die Neubestellungen stark zurück. Greifbare Blechmengen standen nur wenig zur Verfügung. Die Lagerhalter zogen es im allgemeinen vor, ihre Vorräte zu behalten und verlegten sich auf das Neugeschäft. Ende des Monats machte sich eine kleine Besserung bemerkbar. Es kosteten in Fr oder in £ je t:

	Inland ¹⁾ :		
	Goldpfund	Goldpfund	
Grobbleche, 5 mm und mehr: Weiche Thomasbleche	1195	Feinbleche: Grundpreis ab Werk Osten: Weiche Thomasbleche 1580—1600 Weiche S.-M.-Bleche 1780—1800	
Weiche Siemens-Martin- Bleche	1265	Durchschnittspreis: 1,75 bis 1,99 mm	1630
Weiche Kesselbleche, Siemens-Martin-Güte 1375—1445		1 mm	1705
Mittelbleche, 2 bis 4,99 mm: Thomasbleche:		0,5 mm	2110
4 bis unter 5 mm	1195	Universalstahl, Thomas- güte, Grundpreis	1065
3 bis unter 4 mm (ab Osten)	1245	Universalstahl, Siemens- Martin-Güte, Grundpreis	1238,50

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

	Ausfuhr ¹⁾ :		
	Goldpfund	Goldpfund	
Bleche: 9,5 mm und mehr	7.2.6	Bleche: 3,2 mm bis unter 4,0 mm	8.7.6
7,9 mm bis unter 9,5 mm	7.4.-	Riffelbleche	
6,3 mm bis unter 7,9 mm	7.7.-	9,5 mm und mehr	7.9.-
4,7 mm bis unter 6,3 mm	7.13.-	Universalstahl	7.1.-
4,0 mm bis unter 4,7 mm	8.0.6		

Der Markt für Draht und Drahterzeugnisse blieb unregelmäßig. Zu Monatsanfang hatte man den Eindruck, als ob trotz der Ferienzeit zahlreiche neue Aufträge eingehen würden, doch war dem nicht so. Die Geschäftstätigkeit ließ ziemlich plötzlich nach und die Anwendung der neuen Preise vermehrte noch die Zurückhaltung der Kundschaft. Ende August waren keinerlei Anzeichen einer Besserung festzustellen. Es kosteten in Fr je t:

Blanker Draht	1480	Verzinkter Draht	1880
Angelassener Draht	1585	Stacheldraht	1775

Die Schrottpreise behaupteten sich nur mit der größten Schwierigkeit. Die Schließung der Grenzen hatte zur Folge, daß sich die Verkäufer recht oft den Forderungen der Kundschaft beugen mußten. Im Verlauf des Monats sammelten sich beträchtliche Vorräte an, namentlich in Gußbruch, doch lebte in den letzten Augusttagen nach diesem die Nachfrage wieder auf.

Inzwischen sind zu Anfang September die Preise für Halbzeug und Fertigerzeugnisse weiter heraufgesetzt worden; und zwar für Halbzeug zum Walzen und Schmieden um je 32,50 Fr; die Aufschläge für Siemens-Martin-Güte blieben mit 127,70 und 137,95 Fr je t unverändert. Bei den Fertigerzeugnissen stiegen u. a. die Preise (Thomasgüte, einschl. 8% Erzeugungsteuer, Frachtgrundlage Diederhofen) für Träger auf 970 Fr, für Stabstahl auf 995 Fr, für warmgewalzten Bandstahl auf 1120 Fr, für Grob- und Mittelbleche auf 1240 Fr und für Universalstahl auf 1110 Fr.

Der belgische Eisenmarkt im August 1937.

Trotz der Ferienzeit war die Geschäftstätigkeit in den ersten Augusttagen sehr zufriedenstellend. Der Auftragseingang war gut und erfuhr keine Unterbrechungen. Die Vereinigten Staaten, Mittelamerika und verschiedene südamerikanische Länder schenkten dem Markt lebhaftes Aufmerksamkeits. Aus Argentinien gingen umfangreiche Bestellungen ein. Japan fragte insbesondere nach Formstahl und schwerem Rundstahl. Große Abschlüsse wurden in Stabstahl, Formstahl und Grobblechen getätigt; weniger gut war das Geschäft in Feinblechen und verzinkten Blechen, wo Schwankungen in der Nachfrage und in den Preisen festzustellen waren. England blieb Großabnehmer von Bandstahl, leichten Schienen und Walzdraht. Die Werke bemühten sich weiterhin um eine beschleunigte Erzeugung mit dem Ergebnis, daß die Lieferfristen auf drei bis dreieinhalb Monate zurückgingen. Wenn dieses Arbeitszeitmaß durchgehalten werden kann, hofft man, der Kundschaft Ende September normale Lieferfristen zusagen zu können. Die Preise änderten sich nicht.

Im Laufe des Monats wurde der Geschäftsgang ruhiger; die Ferienzeit machte sich deutlich fühlbar. Der Verkauf nach dem Auslande ging sehr stark zurück. Die Werke blieben nichtsdestoweniger gut beschäftigt, und die Lieferfristen, die je nach den Erzeugnissen zwischen zwei bis vier Monaten schwankten, änderten sich kaum. Grobbleche waren lebhaft gefragt aus der Mandschurei, doch dürfte das eigentliche Bestimmungsland Japan sein. Feinbleche und verzinkte Bleche wurden vernachlässigt. Die Ereignisse in China erregten in industriellen Kreisen große Besorgnis. Die für China unterwegs befindlichen Sendungen wurden inzwischen nach anderen Punkten geleitet. Man bezweifelt jedoch, ob es möglich sein wird, die Erzeugnisse abzusetzen; jedenfalls rechnet man mit ernstlichen Verlusten. Im übrigen wurden die Verschiffungen nach China in Antwerpen vorläufig eingestellt. Die belgischen Werke selbst unterbrachen die Arbeit an den aus China eingegangenen Bestellungen. Die Frachten nach allen Bestimmungsarten lagen sehr fest. Für die ersten vier Augustwochen stiegen die von „Cosibel“ gebuchten Bestellungen auf 136 500 t, davon 64 500 t für das Inland und 72 000 t für die Ausfuhr. Der Anteil des Inlandes hat sich demnach gebessert. Den Werken wurden 180 000 t zugewiesen, und zwar 82 000 t Halbzeug, darunter über 61 000 t für England, 24 000 t Formstahl, 50 000 t Stabstahl, 16 500 t Grob- und Mittelbleche sowie Universalstahl und 6500 t Feinbleche.

Das Geschäft in Gießereiroheisen war zu Anfang August recht ruhig; der Preis betrug 825 Fr je t ab Wagen Werk Athus. Phosphorarmes Roheisen kostete unverändert 920 Fr und Hämatit 1150 bis 1200 Fr je t. Im Verlauf des Monats blieb die Nachfrage im allgemeinen ziemlich still, was namentlich für Gießereiroheisen gilt. Die Vorräte an Hämatit waren begrenzt. Die Preise hielten sich auf ungefähr 1200 Fr je t ab Werk. Ende August trat noch keine Belebung ein. Die Nachfrage war ruhig, die verfügbaren Mengen nahmen etwas zu. In Gießereiroheisen

Die Preisentwicklung am englischen Eisenmarkt im August 1937 (in Papierfund).

	6. August			13. August			20. August			27. August		
	Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d		Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d		Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d		Britischer Preis £ sh d	Festlandspreis £ sh d	
Gießereirohisen Nr. 3 ¹⁾	5 1 0	5 5 0		5 1 0	5 5 0		5 1 0	5 0 0		5 1 0	4 17 6	
Stahlseilen ²⁾	5 0 0	5 10 0		5 0 0	5 10 0		5 0 0	4 17 6		5 0 0	4 17 6	
Knüppel	7 17 6	7 13 6	bis	7 17 6	7 13 6	bis	7 17 6	7 13 6	bis	7 17 6	7 13 6	bis
		7 15 6			7 15 6			7 15 6			7 15 6	
Stabstahl ³⁾	11 9 0	9 15 6	bis	11 9 0	9 15 6	bis	11 9 0	9 15 6	bis	11 9 0	9 15 6	bis
	12 0 6 ⁴⁾	10 19 0		12 0 6 ⁴⁾	10 19 0		12 0 6 ⁴⁾	10 19 0		12 0 6 ⁴⁾	10 19 0	
	11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾		
	nominell			nominell			nominell			nominell		
3/8- und mehrzölliges Grobblech	11 8 0 ⁴⁾	10 5 0	bis	11 8 0 ⁴⁾	10 5 0	bis	11 8 0 ⁴⁾	10 5 0	bis	11 8 0 ⁴⁾	10 5 0	bis
		10 10 6			10 10 6			10 10 6			10 10 6	
	11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾			11 0 0 ⁵⁾		

¹⁾ Cleveland-Gießereirohisen Nr. 3 frei Tees-Bezirk. — ²⁾ Abzüglich eines Treurabatts von 5/- sh je t. — ³⁾ Festländischer Stabstahl (in Abmessungen mit und ohne Nachlaß) und Grobbleche frei Birmingham nach den jüngsten Vereinbarungen. — ⁴⁾ Inlandspreis. — ⁵⁾ Ausfuhrpreis fob britischer Hafen.

Zukunftssorgen zu befreien, namentlich wegen der Bestrebungen einiger Länder, die Ausfuhr von Schrott zu verbieten. Geringe Hämatitmengen wurden ausgeführt, doch handelte es sich hier hauptsächlich um bereits vor Monaten abgeschlossene Verträge. Die Preise blieben unverändert für Stahleisen auf £ 5.-- bis 5.5.-- frei Werk in England und £ 5.7.6 in Schottland bei einem Treurabatt von 5/- sh. Hämatit Nr. 1 kostet £ 6.1.-- bis 6.14.6 je nach Bezirk. Die Verhältnisse auf dem Gießerei- und Puddelroheisenmarkt schwanken während des Monats etwas. Die Erzeugung nahm nur vorübergehend zu, so daß die Verbraucher wegen ihrer Belieferung im letzten Vierteljahr besorgt waren. Sie wurden auf Grund ihrer Bezüge im Jahre 1936 beliefert, erhielten verschiedene aber nur etwa 75 % dieser Mengen. Um die Monatsmitte ging die Nachfrage der Gießereien für leichten Guß merklich zurück, wahrscheinlich infolge der geringeren Bautätigkeit. Hierdurch erhielt der Markt ein etwas freundlicheres Aussehen, doch verschärfte sich die Lage späterhin wieder infolge der steigenden Nachfrage der für die Maschinen- und Elektroindustrie tätigen Gießereien. Um diese Zeit kamen dem Vernehmen nach Geschäftsabschlüsse in belgischem und luxemburgischem Gießereirohisen zustande zu Preisen zwischen £ 4.17.6 und 5.-- fob. Das erhöhte Angebot an festländischem Rohisen in der letzten Augsthälfte und der scharfe Rückgang der Preise von dem ursprünglichen Stand von £ 6.10.-- fob fanden lebhaft Beachtung. In Puddelroheisen herrschte ausgesprochene Knappheit infolge der zunehmenden Nachfrage der Hersteller von Puddelstabstahl. Die Aussicht, daß sich die Lage hier bessern wird, ist gering. Die Preise lagen 5 sh je t unter denen für Gießereirohisen Nr. 3.

Der Halbzeugmarkt zeigte sich während des Berichtsmontats in etwas günstigerer Verfassung, was zum Teil auf die Schließung der Verbraucherwerke während der Feiertage zurückzuführen ist. Die reinen Walzwerke wurden regelmäßiger mit Knüppeln beliefert, und auf verschiedene Werke wurde ein Druck ausgeübt, ihre Lieferrückstände aufzuholen. Die Erzeugung an britischen Knüppeln und Platinen war umfangreich, reichte aber bei weitem nicht aus, den Bedarf zu befriedigen. Die Lieferung großer Mengen festländischen Halbzeugs über die festgesetzten Mengen hinaus war zwar vorgesehen, aber was in Wirklichkeit hereinkam, vermochte in keiner Weise die Lücke zwischen der Erzeugung der englischen Werke und dem Bedarf der Verbraucher auszufüllen. Die Beschäftigung der reinen Walzwerke war deshalb unregelmäßig, und zahlreiche Betriebe mußten entweder ganz oder teilweise die Arbeit aus Mangel an Werkstoff einstellen. Die Preise für britische Knüppel blieben unverändert. Auf dem Markt für Platinen trat mit der Ankunft festländischer Ware, die größtenteils an die Südwaller Weißblechwerke ging, eine gewisse Erleichterung ein. Die Inlandspreise blieben mit £ 7.15.-- frei Werk unverändert, diejenigen für festländische Platinen schwankten beträchtlich; in einigen Fällen wurden Sonderpreise gefordert.

Das Aussehen des Marktes für Fertigerzeugnisse war im August ruhiger als seit Monaten, hauptsächlich ein Ergebnis der Feiertage; zum Teil fanden es aber auch die Verbraucher praktisch unmöglich, neue Geschäfte für baldige Lieferung unterzubringen. So gingen die Bestellungen bei den Schiffswerften zurück, was den hohen Preisen und der Unsicherheit über die Belieferung mit Werkstoff zugeschrieben werden muß. Der Umstand, daß die Hersteller von Baustahl ganz zweifellos mit einem umfangreichen Auftragsbestand in das Jahr 1938 eintreten würden, berechtigte die Verbraucher zu Besorgnissen. Die Preise änderten sich nicht. Die Nachfrage nach Schwarzblechen und verzinkten Blechen blieb zufriedenstellend, wogegen das Ausfuhrgeschäft etwas nachgab. Schwarzbleche kosten:

Inland frei Werk		Ausfuhr fob	
11 und 12 G	14 15 0	11 bis 13 G	14 10 0
13 G	15 2 6	14 bis 20 G	14 15 0
14 bis 20 G	15 10 0	21 bis 24 G (Grundpreis)	15 0 0
21 bis 24 G (Grundpreis)	15 15 0	25 und 26 G	15 15 0
25 bis 27 G	16 10 0	27 G	16 5 0
28 G	16 15 0	28 G	16 15 0
29 G	17 0 0	29 G	17 10 0
30 G	17 5 0	30 G	18 5 0
31 G	17 12 6	31 G	18 15 0
		32 G	19 0 0

Die Tätigkeit der reinen Walzwerke war durch den Mangel an Halbzeug behindert; Aufträge für baldige Lieferung konnten nicht untergebracht werden. Der Ausfuhrpreis für dünnen Stabstahl unter 3'' stand offiziell auf £ 11.-- fob; doch wurden verschiedentlich greifbare Mengen zu £ 13.10.-- fob und sogar zu £ 14.-- verkauft. Die Weißblechwerke hatten infolge des Mangels an Halbzeug große Mühe, ihre frühere Erzeugung beizubehalten, doch besserte das Hereinkommen von festländischen Platinen die Lage etwas; ihre Beschäftigung lag bei ungefähr 78 % der Leistungsfähigkeit. Die Nachfrage aus dem In- und Auslande war für den überwiegenden Teil des Monats gut. Der Markt für verzinkte Bleche war unregelmäßig und die Nachfrage aus Indien, einem der besten Absatzmärkte für britische Erzeugnisse, war entschieden zu gering. Der indische Markt ist nämlich jetzt der Tata Iron and Steel Co. vorbehalten und die britische Ausfuhr kann daher niemals wieder so groß werden wie vorher. Die Preise für Indien blieben unverändert auf £ 22.5.-- cif für 24-G.-Wellbleche in Bündeln; der Festlandspreis stellte sich auf £ 24.15.-- cif. Der allgemeine Ausfuhrpreis betrug £ 18.15.-- fob und für Südafrika £ 18.15.-- fob zuzüglich 3 % vom Rechnungswert.

Die Lage auf dem Schrottmarkt entspannte sich etwas. Voraussichtlich dürften die Abmachungen über die Schrotteinfuhr und der reichlichere Entfall heimischen Schrottes die Zukunftsaussichten günstiger gestalten. Einige Stahlwerke zeigten sich allerdings über die womöglichen Bedingungen des Schrottbezuges zu Ende 1937 und Anfang 1938 beunruhigt. Befürchtungen lösten auch die Meldungen aus, daß die amerikanische Regierung ein Ausfuhrverbot für Schrott erlassen wolle. Die Preise behaupteten sich auf ihrem alten Stand. Schwerer Stahlschrott kostete 67/- sh, schwankte allerdings in Wales zwischen 64/6 und 67/- sh. Für schweren basischen Schrott wurden 60/- bis 65/- sh und für leichten basischen Schrott 57/6 bis 60/- sh bezahlt. Nach schwerem Maschinengußbruch bestand gute Nachfrage zu 93/6 bis 95/- sh. Gewöhnlicher schwerer Gußbruch kostete 85/- bis 87/6 sh. Nach gemischtem Eisen- und Stahlschrott für den basischen Siemens-Martin-Ofen war die Nachfrage sehr lebhaft, so daß ein umfangreiches Geschäft in gepreßten Paketen zu 61/6 bis 63/6 zustande kam. Alte Schienenstühle kosteten 95/- sh, legierter Stahlschrott mit mindestens 3 % Ni wurde angeboten mit £ 8.5.-- und Schnell-drehstahlschrott zu £ 85.-- bis 100.-- je nach Beschaffenheit.

Gewerkschaft Porta, Castrop-Rauxel. — Mit dem Sitz in Rauxel ist die Gewerkschaft Porta gebildet worden. Außer den Klöckner-Werken sind an ihr die Rohstoffbetriebe der Vereinigten Stahlwerke, die Mannesmannröhren-Werke und die Hoesch-Köln-Neuessen A.-G. beteiligt. Der Grubenvorstand setzt sich zusammen aus den Herren: Bergrat Dublic, Bergassessor Dr. Wenzel, Bergassessor Dr. Bretz, Bergassessor Dr. Winkhaus und Bergassessor Bomke. Alleiniges Mitglied der Grubenverwaltung ist Dr. Dinter. Prokuristen der Gesellschaft sind die Herren Buschmann, Guldner und Schemmann.

Nach umfangreichen, von den Klöckner-Werken vorgenommenen Aufschließungsarbeiten ist mit der Errichtung einer Schachanlage für die Förderung von 2 000 000 t Erz begonnen

worden. Die Gesamtanlagekosten werden sich auf etwa 20 000 000 Reichsmark belaufen.

In Porta handelt es sich um den Abbau eines flözartigen Vorkommens am Nordabhange des Wiehengebirges. Die Lagerstätte erstreckt sich in ostwestlicher Richtung von der Porta Westfalica (Denkmal) bis in die Gegend von Oberlütbe. Das Flöz hat eine Mächtigkeit von etwa 1,50 m und einen durchschnittlichen Eisengehalt von 23 %. Die Untersuchung des Erzes ergab folgende Zusammensetzung: 23,07 % Fe, 0,32 % Mn, 0,5 % P, 15,26 % SiO₂, 9,2 % Al₂O₃, 9,16 % CaO, 1,8 % MgO, 0,5 % S, 1,5 % Alkalien, 27 % Glühverlust, 3,6 % H₂O. Zur Zeit wird noch die weitere Erstreckung der Lagerstätte durch zwei Bohrungen im Bezirk von Oberlütbe untersucht.

Der Abbau erfolgt durch einen Tiefbauschacht. Die Versorgung mit Arbeitskräften wird voraussichtlich keine großen Schwierigkeiten bereiten, wenn auch erst eine entsprechende Schulung der neuen Gefolgschaftsmitglieder erfolgen muß.

Buchbesprechungen.

Schlesien. Bodenschätze und Industrie. Waren- und Firmenkundliches Handbuch. Das Schlesische Industrie-Adreßbuch. Hrsg.: Amt für Technik der NSDAP., Gau Schlesien, unter Mitwirkung der Bezirksgruppe Schlesien der Reichsgruppe Industrie. (Mit zahlr. Abb.) Breslau (4): Verlag für Wirtschaftspraganda Erich Ruthe 1936. (938 S.) 8°. Geb. 6,50 *R.M.*

Das Buch ist dazu bestimmt, dem Reiche das Verständnis für die wirtschaftlichen Belange der durch ihre Verkehrsferne so sehr benachteiligten, aber an Gewerbefleiß und Bodenschätzen reichen Provinz Schlesien zu wecken. Es verbindet in glücklicher Weise Darstellungen über die wirtschaftlich-technischen Grundlagen, die Entwicklung und den gegenwärtigen Stand der verschiedenen Gewerbebezüge mit Hinweisen über den Aufbau und die Eingliederung der gewerblichen Wirtschaft Schlesiens in die neu geschaffenen Wirtschaftsorganisationen des Reiches und mit einem Nachweis aller einschlägigen Firmen, deren Anschriften und Tätigkeitsbereich. Kurz, es eignet sich für denjenigen, der mit Schlesiens Wirtschaft in nähere Berührung kommt, in ausgezeichneter Weise als Nachschlagewerk.

Als wichtigste Hauptabschnitte des Buches seien erwähnt ein warenkundlicher Teil, Firmenberichte, Schlesiens Wirtschaftslage und Aufgaben, die Industrien der schlesischen Bodenschätze, die weiterverarbeitende und Veredelungsindustrie, wirtschaftliche Sondergebiete und Bezugsquellenverzeichnis. Manchem, dem Schlesien bisher als das Land der Kohle, des Eisens, Erzes und der Maschinenindustrie bekannt war, werden die Augen geöffnet über die fast verwirrende Vielseitigkeit der Schätze, die dieses Land dem deutschen Vaterlande bietet, und er wird den Sinn des Ausspruches einer österreichischen Kaiserin begreifen, die Schlesien als Perle in ihrer Krone bezeichnete.

Rein äußerlich wären gewisse Wiederholungen im Text, die sich bei der Art der Stoffaufteilung nicht ganz vermeiden lassen, abzufeilen. Auch wirkt das Zwischeneinander von erläuterndem Text, Firmenanzeigen und Anschriftennachweisungen, die jeweils nach Fachgebieten zusammengefaßt sind, für den Leser etwas störend. Nichtsdestoweniger kann das Buch, dessen ausgesprochene Gegenwartsnähe und Einstellung auf die Ziele des Vierjahresplanes besonders angenehm berührt, jedem, der sich über Schlesiens Wirtschaft näher zu unterrichten wünscht, warm empfohlen werden.

Fritz Wesemann.

Kleinschmidt, B., Senator E. h.: Schleif- und Poliertechnik¹. Handbuch des gesamten Schleif- und Polierwesens in vier Bänden. Berlin W: M. Krayn. 8°.

Bd. 2. Das Polieren der Metalle. Mit 190 Abb. 1937.

(VIII, 163 S.) 8,50 *R.M.*, geb. 10,50 *R.M.*

Der vorliegende Band gibt einen Ueberblick über die Poliermittel und Polierwerkzeuge sowie über die Poliermaschinen, Entstaubungsanlagen und die verschiedenen Arbeitsverfahren des Polierens.

Der Verfasser schildert in allgemeinverständlicher Form den heutigen Stand. Die Poliertechnik ist sowohl in ihren Verfahren als auch in ihren Fachausdrücken in den einzelnen Industrien und Gegenden Deutschlands verschieden. Sie ist bisher wissenschaftlich wenig durchforscht. Daher wird der Anregung suchende Werkstattmann aus den Beschreibungen der Arbeitsweise anderer Industriezweige manchen Fingerzeig erhalten.

Josef Jaeger.

¹) Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 235.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Ehrung.

Unser Mitglied Dr. mont. Richard Mitsche vom Eisenhütteninstitut der Montanistischen Hochschule Leoben wurde vom österreichischen Bundespräsidenten zum a. o. Professor ernannt.

Änderungen in der Mitgliederliste.

Brennecke, Alfred, Geschäftsleiter, c/o Roechling Steel Works Osaka Office, Osaka (Japan), 9, Itachibori, Minami-dori, 3-chome.

Eggert, Friedrich, Dipl.-Ing., Arbeitsamt Breslau, Berufsberatung; Wohnung: Breslau 10, Wilhelmsufer 5.

Felix, Werner, Dipl.-Ing., A.-G. der Eisen- u. Stahlwerke vorm. G. Fischer, Schaffhausen (Schweiz).

Fiedler, Georg, Dipl.-Ing., Hütteninspektor a. D., Betriebsleiter a. D., Leoben (Steiermark) Österreich, Kaiser-Josef-Park 2.

Fromm, Hans, Dr.-Ing., Berat. Ingenieur, Murnau, Bahnhofstraße 76 a.

Krutwig, Federico, Bilbao (Spanien), R. Arias 1.

Mirbach, August, Dipl.-Ing., Solingen-Ohligs, Südstr. 18.

Neuhauß, Heinrich, Dr.-Ing., Saarbrücken 2, Bismarckstr. 75.

Niederhoff, Otto, Dr.-Ing., Betriebschef, Hammerwerk u. Gesenkschmiede, Deutsche Edelstahlwerke A.-G., Werk Remscheid, Remscheid; Wohnung: Bürger Str. 18.

Okuyama, Takashi, Ingenieur, Nippon Seitetsu K.-K., Tokyo (Japan), Maruno-uchi, Yusen-Building.

Paszior, Jakob, Betriebsdirektor, Rasselsteiner Eisenwerks-Ges. A.-G., Rasselstein (Kr. Neuwied); Wohnung: Wiedbachstr. 108.

Philipp, Otto, Dipl.-Ing., Siegersdorfer Werke A.-G., Siegersdorf (Kr. Bunzlau).

Pscholka, Oskar, Ingenieur, Leiter der Betriebs- u. Energiewirtschaftsstelle, Eisenwerk-Ges. Maximilianshütte, Maxhütte-Haidhof (Oberpf.); Wohnung: Hüttenkasino.

Raym, Willibald, Dipl.-Ing., Direktor, Bergamo (Italien), Via S. Giacomo 12.

Scheiblich, Paul, Oberingenieur, Arbeitsamt Glogau; Wohnung: Rauschwitz über Glogau, Paulinenhof.

Stefan, Walter, Dipl.-Ing., Mannesmannröhren-Werke, Hauptverwaltung, Düsseldorf 1; Wohnung: Berger Ufer 4.

Voigt, Walter, Dr. phil., Oberingenieur, Leiter der Versuchsanstalt der August-Thyssen-Hütte A.-G., Werk Thyssenbütte, Duisburg-Hamborn.

Wohne, Arthur, Oberingenieur, Suhler Waffen- u. Fahrzeugwerke, Suhl; Wohnung: (ab 1. Oktober 1937) Lange Brücke 26.

Yamaoka, Takeshi, Ingenieur, Nippon Seitetsu K.-K., Tokyo (Japan), Maruno-uchi, Yusen-Building.

Gestorben.

Scharlibbe, Ludwig, Dipl.-Ing., techn. Direktor u. Vorst.-Mitgl. der Gebler-Werke, A.-G., Radebeul (Sa.). * 20. 1. 1878. † 12. 8. 1937.

Neue Mitglieder.

A. Ordentliche Mitglieder.

Czirn-Terpitz, Hans, Nordisches Erzkontor G. m. b. H., Lübeck; Wohnung: Beuthen (Oberschles.), Holteistr. 1.

Kirchfeld, Franz, Dr. rer. pol., Vorsitzender des Vorst. der Ferrostaal A.-G., Essen, Huyssenallee 30.

Kunze, Heinz, Dipl.-Ing., Direktor des Hauses der Technik, Essen, Hollestr. 1 a.

Landgraf, Hans Joachim, Sao Paulo (Brasilien), caixa postal 1119.

B. Außerordentliche Mitglieder.

Zwintscher, Friedrich, cand. rer. met., Freiberg (Sa.), Lossnitz 41.

Eisenhütte Südwest,

Zweigverein des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

Mittwoch, den 22. September, 15.30 Uhr, findet in Saarbrücken, Hindenburghaus, Hindenburgstraße, eine

Sitzung der Fachgruppe „Stahlwerk“

statt mit folgender Tagesordnung:

1. Aussprache über weitere Maßnahmen zur Mangansparnis. (Zusammensetzung des Mischereisens, Entschwefelung, Manganverbrauch, Manganversorgung.)
2. Neuere Erfahrungen über den Betrieb der Siemens-Martin-Oefen in Völklingen. Berichterstatte: Dipl.-Ing. A. Sonntag, Völklingen.
3. Verschiedenes.

Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute

Samstag, den 9. Oktober, und Sonntag, den 10. Oktober 1937, in Düsseldorf.

Samstag, den 9. Oktober 1937:

Vortragssitzung 9.15 Uhr, Städtische Tonhalle (Eingang Schadowstraße). Vorsitz: Dr.-Ing. E. h. H. Klein, Siegen.

Aus den Gegenwartsaufgaben des deutschen Eisenhüttenmannes:

1. Rohstofflage und Roheisensorten-Problem. (Ueber die zweckmäßigste Verwendung der für die Verhüttung zur Verfügung stehenden Eisenerze.) Erster Berichterstatter: Dr.-Ing. P. Reichardt, Düsseldorf. — Zweiter Berichterstatter: Dr.-Ing. H. Bansen, Rheinhausen.
2. Das saure Schmelzen im Hochofen und die Bedeutung alkalischer Schlacken bei den metallurgischen Vorgängen. Berichterstatter: Professor Dr.-Ing. M. Paschke, Clausthal.

3. Aufgaben auf dem Gebiete der Phosphatschlacken. Berichterstatter: Dr. phil. G. Trömel, Düsseldorf.
4. Die Bedeutung der Energiewirtschaft für Art und Ort der Verhüttung deutscher Eisenerze. Berichterstatter: Professor Dr.-Ing. K. Rummel, Düsseldorf.
5. Sauerstoff als Hilfsmittel bei den metallurgischen Verfahren. Berichterstatter: Professor Dr.-Ing. R. Durrer, Berlin.
6. Zusammenarbeit von Konstrukteur und Eisenhüttenmann bei der Werkstoffumstellung. Berichterstatter: Dr.-Ing. A. Jünger, Augsburg.

Besuch der Reichsausstellung „Schaffendes Volk Düsseldorf 1937“ 15.15 Uhr, Kongreßhalle der Ausstellung (Hauptrestaurant). Eingeleitet durch einen Vortrag von E. Heinson: Was bietet die Ausstellung „Schaffendes Volk“ dem Eisenhüttenmann? Anschließend Besichtigung der Reichsausstellung, besonders der Halle 22 „Stahl und Eisen“.

Kameradschaftsabend 20 Uhr, in den unteren Sälen der Städtischen Tonhalle (Eingang Schadowstraße).

Sonntag, den 10. Oktober 1937:

Hauptversammlung 11.15 Uhr, Europa-Palast-Theater (Graf-Adolf-Straße 44). Vorsitz: Professor Dr. P. Goerens, Essen.

1. Begrüßung durch den Vorsitzenden.
2. Abrechnung für das Jahr 1936; Entlastung der Kassenführung.
3. Aus den Gegenwartsaufgaben des Vereins deutscher Eisenhüttenleute. Berichterstatter: Dr.-Ing. Dr. mont. E. h. O. Petersen, Düsseldorf.

4. Wege der modernen Forschung in der Physik. Vortrag von Professor Dr. phil. Dr. h. c. P. Debye, Direktor des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Physik, Berlin-Dahlem.
5. Ehrungen.
6. Schlußwort des Vorsitzenden.

Gemeinsames Mittagessen etwa 14.30 Uhr in der Städtischen Tonhalle.

Im Zusammenhang mit der Hauptversammlung finden Freitag, den 8. Oktober 1937, folgende Veranstaltungen statt:

Ausschuß für Betriebswirtschaft

9.30 Uhr: Städtische Tonhalle (Eingang Schadowstraße). Vorsitz: Dr.-Ing. E. A. Matejka, Witten.

Stand, Wandlung und heutige Aufgaben der Arbeitswissenschaft:

1. Aufgaben und Wirkungsmöglichkeiten der Arbeiterauslese auf Eisenhüttenwerken. Berichterstatter: Ing. Dr. E. Pechhold, Witkowitz.
2. Menschenführung und Berufsauslese, vor allem in der Eisenhüttenindustrie. Berichterstatter: Dr. W. Schulz, Direktor des Rheinischen Provinzialinstituts für Arbeits- und Berufsforschung, Düsseldorf.

14.45 Uhr, Treffpunkt: Düsseldorf, Bahnstraße (Querstraße zur Königsallee), an der Gaststätte Salvator, Sonderomnibus. (Teilnahme nur mit besonderem Ausweis nach Anmeldung möglich.)

Werksbesichtigung: Preß- und Walzwerk, A.-G., Düsseldorf-Reisholz, Heyestraße Nr. 207/13, Abt. Ausbildungswesen.

1. Aufgaben der psychotechnischen Einrichtungen und der Schulungsanlage für Kranführer. Berichterstatter: Dr. rer. pol. A. Tolksdorf, Düsseldorf-Reisholz.
2. Besichtigung der genannten Schuleinrichtungen.

Werkstoffausschuß

(gemeinsam mit dem Ausschuß 60 des DVM) 15.15 Uhr: Städtische Tonhalle (Eingang Schadowstraße). Vorsitz: Professor Dr.-Ing. E. H. Schulz, Dortmund.

1. Die Änderungen des Kristallzustandes wechselbeanspruchter Metalle im Röntgenbild. Berichterstatter: Professor Dr. phil. F. Wever, Düsseldorf.
2. Ergebnisse, neue Möglichkeiten und Grenzen der Röntgen- und Gammadurchstrahlung. Berichterstatter: Dr.-Ing. R. Berthold, Berlin-Dahlem.
3. Ergebnisse, neue Möglichkeiten und Grenzen der magnetischen Werkstückprüfung. Berichterstatter: Dipl.-Ing. W. Schirp, Berlin-Dahlem.

4. Die Fehlererkennbarkeit bei der magnetischen zerstörungsfreien Prüfung. Berichterstatter: Dr. phil. H. Hänsel, Düsseldorf.

Walzwerksausschuß

15.15 Uhr: Städtische Tonhalle (Eingang Schadowstraße). Vorsitz: Direktor A. Nöll, Geisweid.

1. Die Bedeutung des Walzwerks für die Arbeits- und Kostengestaltung auf Hüttenwerken. Berichterstatter: Direktor A. Nöll, Geisweid.
2. Ueber Walzen für die Herstellung von Fein-, Mittel- und Grobblechen. Berichterstatter: Professor Dr.-Ing. O. Emicke, Freiberg.
3. Verschiedenes.

In enger Anlehnung an die Hauptversammlung, zum Teil gemeinsam mit dem Werkstoffausschuß, hält der

Deutscher Verband für die Materialprüfungen der Technik (DVM)

am 7. und 8. Oktober in Düsseldorf seine diesjährige Hauptversammlung ab. Donnerstag, den 7. Oktober, finden Vollsitzungen der Gruppen A bis D statt, während die Hauptversammlung am Freitag, dem 8. Oktober, 10 Uhr, in der Städt. Tonhalle zu Düsseldorf abgehalten wird. Dabei werden folgende Berichte erstattet:

1. Brennende Fragen aus der Werkstoffprüfung der Metalle. Berichterstatter: Professor Dr.-Ing. E. Siebel, Stuttgart.
2. Werkstoffe aus Kohle (Oel, Kraftstoffe, Kunststoffe, Buna). Berichterstatter: Dr. R. Lepsius, Berlin.
3. Bericht über den zweiten Kongreß des Internationalen Verbandes für Materialprüfung 1937 in London. Berichterstatter: Dr.-Ing. M. Moser, Berlin.

Anmeldungen, die sowohl für das Mittagessen als auch für die Aufnahme in die Teilnehmerliste unbedingt erforderlich sind, werden bis spätestens 30. September an die Geschäftsstelle erbeten. Anmeldungen zum Mittagessen werden in der Reihenfolge des Eingangs berücksichtigt; sie sind verbindlich; nicht in Anspruch genommene Gedecke müssen also bezahlt werden.