

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 23

9. JUNI 1938

58. JAHRGANG

Der gegenwärtige Stand der Aufarbeitung von Beizabwässern.

Von Friedrich Heinrich in Dortmund¹⁾.

(Löslichkeit von Eisensulfat in Wasser in Gegenwart von Schwefelsäure und seine Abscheidung in Gestalt von Kristallen. Vergleich der verschiedenen Arbeitsweisen mit und ohne Nachschärfen. Einfluß eines Vitriolgehaltes auf die Beizgeschwindigkeit. Wahl einer stetigen oder absatzweisen Aufarbeitung der Beizabläugen. Wirkung einer Verdünnung der Laugen durch unmittelbare Verwendung von Dampf. Erhöhung ihrer Konzentration. Entfernen des Schlammes aus den Beizbottichen. Wirtschaftlichkeit der Beizablaugenaufbereitung durch Verwertung des Vitriols.)

In der vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute am 23. Februar 1937 zur Behandlung der Beizablaugenfrage veranstalteten Gemeinschaftssitzung wurde die wasserwirtschaftliche und nationalwirtschaftliche Bedeutung der Aufarbeitung von Beizabläugen nachdrücklich betont²⁾. Auf Grund der damals gegebenen Anregung hat ein kleinerer Kreis von Fachgenossen die Frage weiterbearbeitet. Ueber das Ergebnis dieser Arbeit sei nachstehend berichtet.

Von den in den Beizbetrieben anfallenden Beizabläugen von Schwefelsäurebeizen, Salzsäurebeizen und sonstigen Beizen wurden besonders die erstgenannten behandelt. Für die salzsauren Beizen ist eine Aufarbeitung nicht so vordringlich, da eine große chemische Fabrik diese Ablaugen den Beizereien in Kesselwagen abnimmt und auf Eisenrot verarbeitet. Die sonstigen Beizen (Mischsäuren, Flußsäurebeizen usw.) sind von den Arbeiten vorläufig ausgeschlossen worden.

Für die Aufarbeitung der schwefelsauren Beizabläugen war die Frage zu klären, in welcher Form man Eisen und Schwefelsäure ausscheiden müsse, um einerseits die für die Allgemeinheit günstigste Verwertung der Abscheidungsstoffe zu erreichen und andererseits die Ausscheidung für die Beizereien möglichst wirtschaftlich durchzuführen.

Die bisher erstellten Anlagen arbeiten unter Ausscheidung von Vitriol in der Kälte. Eine Prüfung der Verhältnisse ergab nun aber, daß der Markt für die bei einer allgemeinen Aufarbeitung der schwefelsauren Beizabläugen anfallenden Vitriolmengen nicht im entferntesten aufnahmefähig ist. Man würde also zu einer Aufarbeitung des Vitriols auf Schwefelsäure übergehen müssen, ein Verfahren, das trotz allen Schwierigkeiten — nationalwirtschaftlich gesehen — den Vorzug verdient, da es die Säurewirtschaft der Beizereien wenigstens teilweise verselbstständigt.

Die Arbeiten des kleinen Kreises ergaben dann auch, daß die Abscheidung als Vitriol in der Kälte unter den derzeitigen Verhältnissen vorzuziehen ist. Für diese Abscheidung gibt es schon eine Reihe technisch gut durch-

gebildeter Arbeitsweisen²⁾. Jede dieser Arbeitsweisen und Vorrichtungen hat ihre besonderen Vorzüge, und es wird Sache der einzelnen Werke sein, sich das für ihre besonderen Verhältnisse Zweckmäßigste herauszusuchen. Hierbei nun gewisse Fingerzeige zu geben, ist Zweck der folgenden Ausführungen.

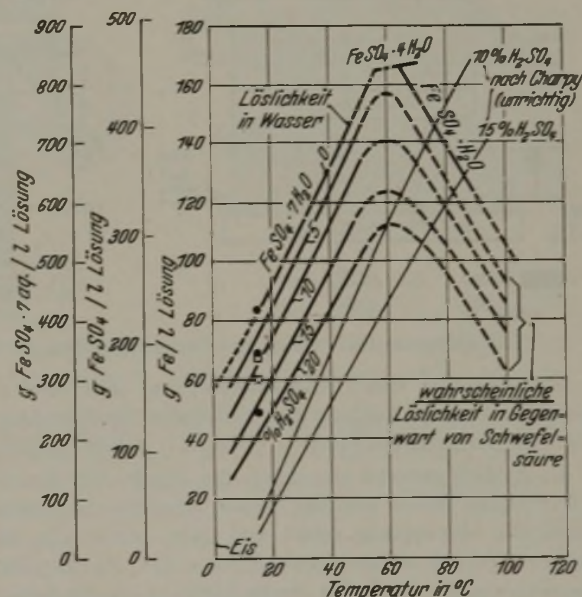


Abbildung 1. Wahrscheinliche Löslichkeit von Eisensulfat in Wasser in Gegenwart von Schwefelsäure.

Einleitend sei hier auf die im Vorjahr³⁾ bereits gebrachte Abb. 1 zurückgegriffen, die angenäherte Werte³⁾ für die Löslichkeit von Eisensulfat in Wasser in Gegenwart von Schwefelsäure wiedergibt. Aus dieser Abbildung ersieht man:

1. Die Löslichkeit von Ferrosulfat in Wasser, ebenso wie in verdünnter Schwefelsäure, steigt mit der Temperatur an bis zu einem Höchstwert bei etwa 60°.
2. Je größer der Gehalt an Schwefelsäure in der Lösung ist, desto geringer wird die Löslichkeit für Ferrosulfat.

¹⁾ Vorgetragen in einer vom Verein Deutscher Eisenhüttenleute veranlaßten Gemeinschaftssitzung zu Düsseldorf am 18. März 1938. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²⁾ Vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 757/64, 789/93, 813/17 u. 838/43.

³⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 759.

Auf eine möglichst hohe Aufnahmefähigkeit für FeSO_4 beim Beizvorgang wirken also hin:

1. ansteigende Temperatur bis etwa 60° ,
2. niedrige Säuregehalte.

In Richtung einer möglichst weitgehenden Auskristallisation von Vitriol sind wirksam:

1. Einengung der Lauge.
2. Möglichst tiefe Temperatur.
3. Hoher Gehalt an Säure.

Es arbeiten denn auch alle vorgeschlagenen Vitriolabscheidungsverfahren mit Abkühlung, sei es nun durch Luft, Wasser, Kühlsole oder Vakuumverdampfung.

Die Erhöhung des Säuregehaltes erfolgt beispielsweise bei dem alten G.-Charpy-Verfahren⁴⁾ nach der

*Frischbeize + 105 kg Fe
Auskristallisieren bei 15°*

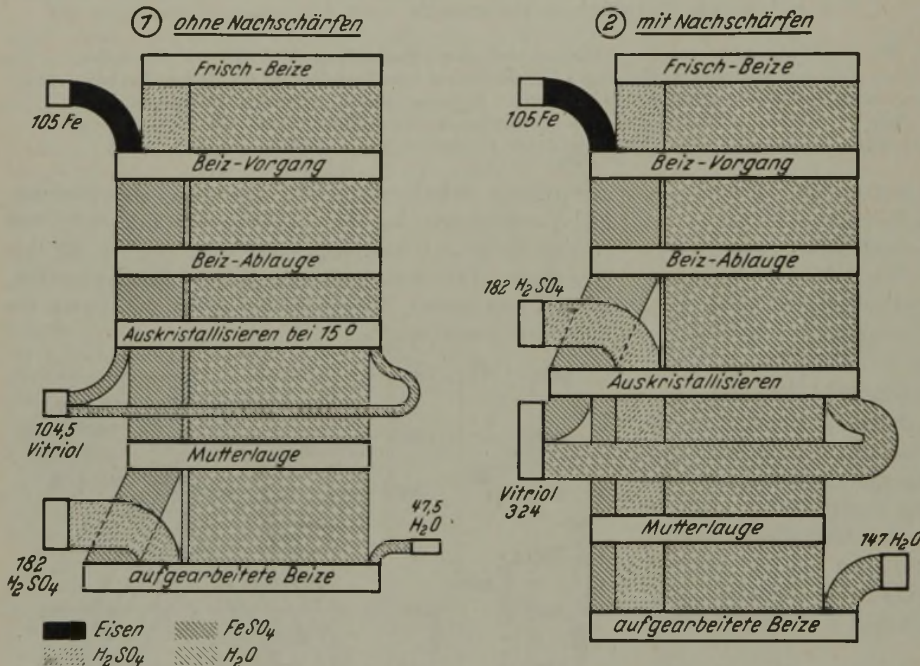


Abbildung 2. Beizvorgang und Vitriolabscheidung bei Schwefelsäure-Frischbeizen.

Auskristallisation durch Nachschärfen, und man erreicht damit bei weiterer Kühlung eine nochmalige Ausscheidung. Auch die Arbeitsweise nach J. Drooff⁵⁾ gehört hierher.

G. Agde⁶⁾ erreicht nun durch die Zugabe der Nachschärfensäure schon vor der ersten Kristallisation diese verstärkte Abscheidung sofort und dazu noch einen besonderen Vorteil wärmewirtschaftlicher Art, da die Verdünnungswärme durch das Nachschärfen noch im Gebiet höherer Laugentemperatur auftritt und daher einfach und billig beseitigt werden kann.

Bei einer stetigen Arbeitsweise, die schon lange vorher von S. E. Diescher⁷⁾ und neuerdings besonders nachdrücklich von A. Sulfrian⁸⁾ empfohlen worden ist, ist der freie Säuregehalt der Beizlösung bei der Kristallisation an sich schon höher; die Frage des Nachschärfens vor der Kristallisation oder der Zugabe der Säure nachher ist hier deshalb von geringerer Bedeutung.

Einen Vergleich der verschiedenen Arbeitsweisen nach den Vorgängen während des Beizens und des Auskristalli-

sierens gibt Abb. 2, die unter 1 und 2 das Beizen mit Frischsäure, Auskristallisieren bei 15° ohne und mit vorherigem Nachschärfen, und Abb. 3, die unter 3 das Arbeiten mit aufgearbeiteter Säure und unter 4 das stetige Beizen und Auskristallisieren darstellt.

Betont sei, daß auch hier wie bei Abb. 1 aus den früher dargelegten Gründen⁹⁾ alle Werte nur angenähert sind. Sie genügen aber, die verschiedenen Arbeitsweisen zu kennzeichnen.

Im einzelnen ist hierzu nun zu bemerken:

1. Beizen mit Frischbeize, Auskristallisieren bei 15° ohne Nachschärfen:

Die Frischbeize enthalte 200 kg H_2SO_4 auf 800 kg H_2O . Beim Beizen werden 105 kg Fe aufgenommen, die 287 kg FeSO_4 bilden unter fast vollständigem Verbrauch der Schwefelsäure bis auf einen Rest von 18 kg H_2SO_4 . Beim Auskristallisieren bei 15° werden 57 kg FeSO_4 entfernt, die 47,5 kg H_2O als Kristallwasser mitnehmen. In der Mutterlauge verbleiben somit 752,5 kg H_2O , 18 kg H_2SO_4 und 230 kg FeSO_4 . Zum Wiederverwenden als aufgearbeitete Beize müssen also 182 kg H_2SO_4 und 57,5 kg H_2O wieder zugesetzt werden.

Es wird also hier nur verhältnismäßig wenig Vitriol ausgeschieden: 57 kg FeSO_4 = 104,5 kg Vitriol, während 287 kg FeSO_4 gebildet wurden. Die Ausscheidung erreicht nur etwa 20%.

Abb. 2 zeigt unter 2 ganz unverkennbar den Vorteil der Arbeitsweise nach G. Agde:

2. Beizen mit Frischbeize, Auskristallisieren bei 15° mit vorhergehendem Nachschärfen.

Der Beizvorgang ist hier wie bei 1, so daß auch hier eine Beiz-

ablauge entsteht mit 287 kg FeSO_4 , 18 kg H_2SO_4 und 800 kg H_2O . Dieser Ablauge werden nun aber die verbrauchten 182 kg H_2SO_4 sofort wieder zugesetzt. Nach den Löslichkeitskurven in Abb. 1 ist aber in Gegenwart von so viel Schwefelsäure die Restmenge Salz, die gelöst bleiben kann, wesentlich geringer. Beim Auskristallisieren bei 15° fallen 177 kg FeSO_4 aus, die 147 kg Wasser mitnehmen, so daß eine Mutterlauge mit nur 110 kg FeSO_4 , 200 kg H_2SO_4 und 653 kg H_2O verbleibt. Zum Wiederverwenden als aufgearbeitete Beize sind 147 kg H_2O wieder zuzusetzen, so daß die aufgearbeitete Beize aus 110 kg FeSO_4 , 200 kg H_2SO_4 und 800 kg H_2O besteht.

Die Ausscheidung beträgt 177 kg FeSO_4 = 324 kg Vitriol, das sind von den gebildeten 282 kg FeSO_4 etwa 61,5%, also mehr als das Dreifache der Arbeitsweise 1 ohne Nachschärfen. Außerdem enthält die nun zur Wiederverwendung gelangende aufgearbeitete Beize nur etwa die halbe Vitriolmenge als bei der Arbeitsweise 1.

Nun verschieben sich die Verhältnisse etwas, wenn man die bei der Aufarbeitung nach 1 oder 2 erhaltenen Beizen verwendet. Dabei kommen folgende Fälle in Betracht (Abb. 3):

3. Beizen mit aufgearbeiteter Beize aus 1, Auskristallisieren bei 15° , ohne Nachschärfen.

Die hier verwendete aufgearbeitete Ausgangsbeize mit 230 kg FeSO_4 , 200 kg H_2SO_4 und 800 kg H_2O nimmt beim Beizen 105 kg Fe auf unter Bildung von 287 kg FeSO_4 , wozu die ursprünglichen

⁹⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 758.

⁴⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 758, Fußnote 20.

⁵⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 838/39.

⁶⁾ DRP. Nr. 431 581.

⁷⁾ Amer. Pat. 1 023 485 vom 16. April 1912.

⁸⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 813/15.

230 kg FeSO_4 kommen, so daß die Ablauge 517 kg FeSO_4 enthalten müßte, vorausgesetzt, das die Löslichkeit so groß ist, ferner (wie bei 1) 800 kg H_2O und 18 kg H_2SO_4 . Durch Auskristallisieren bei 15° werden hier 287 kg FeSO_4 entfernt, die 238 kg H_2O mitnehmen. Die Mutterlauge enthält demnach wieder 230 kg FeSO_4 , ferner 18 kg H_2SO_4 und 562 kg H_2O . Zum Wiederverwenden müssen zugesetzt werden 182 kg H_2SO_4 und 238 kg H_2O , so daß eine aufgearbeitete Beize mit 230 kg FeSO_4 , 200 kg H_2SO_4 und 800 kg H_2O entsteht.

Die Ausscheidung ist also hier wesentlich größer; es wird die ganze von der nachgeschärften aufgearbeiteten Beize neu aufgenommene Eisenmenge auch wieder ausgeschieden, also 100%. Ähnlich liegt der zeichnerisch nicht dargestellte Fall

3a. Beizen mit aufgearbeiteter Beize aus 2, Auskristallisieren bei 15° , mit vorhergehendem Nachschärfen.

Diese Arbeitsweise nach dem Vorschlag von Agde bringt ebenfalls eine Ausscheidung von 100%. Für die in der Regeneratbeize verbleibende Vitriolmenge gilt dasselbe wie bei 1 und 2: sie beträgt in Fall 3a nur etwa die Hälfte wie bei 3.

4. Stetiges Beizen mit aufgearbeiteter Beize, stetiges Auskristallisieren bei 15° , ohne Nachschärfen.

Kennzeichnend für diese Arbeitsweise ist, daß man nicht ein mit beispielsweise 20% freier Säure frisch angesetztes Beizbad im Verlaufe von 2 bis 3 Schichten vollkommen herunterarbeitet, sondern daß man einen bestimmten, günstigsten Gehalt an freier Säure dauernd aufrecht erhält, und daß so ständig gleichbleibende Verhältnisse beim Beizen geschaffen werden.

Man erreicht dies dadurch, daß man eine in ihrem Ferrosulfatgehalt dem Säureverbrauch entsprechende Menge Beize abpumpt, auskristallisiert, mit der entsprechenden Menge frischer Säure versetzt und dem Beiztrog wieder zuführt. Ein solcher Fall ist in Abb. 3 unter 4 dargestellt.

Die aufgearbeitete Ausgangsbeize enthalte 180 kg FeSO_4 , 120 kg H_2SO_4 und 880 kg H_2O und nehme beim Beizen in einer gewissen Zeit 12 kg Fe auf unter Bildung von 32,7 kg FeSO_4 . Die Beize enthält damit also mit den ursprünglichen 180 kg FeSO_4 zusammen 212,7 kg FeSO_4 . Von der Schwefelsäure wurden 21 kg H_2SO_4 verbraucht, so daß in der Beizlauge verbleiben 99 kg H_2SO_4 , rd. 213 kg FeSO_4 und 880 kg H_2O . Unterwirft man diese Lauge nun der Kristallisation bei 15° , so werden daraus entfernt 32,7 kg FeSO_4 , die 27,2 kg H_2O mitnehmen, so daß eine Mutterlauge verbleibt mit 180 kg FeSO_4 , 99 kg H_2SO_4 und 853 kg H_2O . Zum Wiederverwenden müssen 21 kg H_2SO_4 und 27,2 kg H_2O zugesetzt werden, so daß die aufgearbeitete Beize wiederum 880 kg H_2O , 120 kg H_2SO_4 und 180 kg FeSO_4 enthält.

Natürlich sind praktisch, da man ja immer nur einen Teil der Lauge abpumpt, die Verhältnisse zahlenmäßig etwas verwickelter. Grundsätzlich verschiebt sich dadurch nichts, und die Ausscheidung beträgt 100% der gebildeten FeSO_4 -Menge.

Der Restgehalt an Vitriol in der aufgearbeiteten Beize liegt dabei, da ja auch der Säuregehalt bei der Kri-

stallisation zwischen fast Null bei den vollständig heruntergearbeiteten Beizen in den Fällen 1 und 3 und zwischen dem vielleicht auf 20% nachgeschärften Gehalt in den Fällen 2 und 3a liegt, auch etwa in der Mitte zwischen beiden.

Was würde nun erreicht durch einen ebenfalls nicht gezeichneten Fall

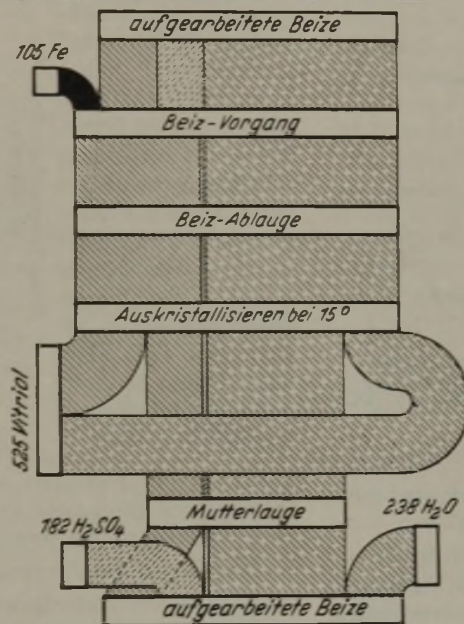
4a. Stetiges Beizen mit aufgearbeiteter Beize, stetiges Auskristallisieren bei 15° , mit vorhergehendem Nachschärfen?

Ein Vorteil läge zweifellos darin; aber er wäre nur sehr klein, da ja nur wenig Säure zu ersetzen ist und sich damit die Löslichkeitskurve nur sehr wenig verschiebt.

Abb. 4 stellt nun für alle diese Arbeitsweisen die erreichbaren Abscheidungen an Vitriol und die erreichbaren

Auskristallisieren bei 15° ohne Nachschärfen.

③ aufgearbeitete Beize aus ⑦ + 105 kg Fe



④ stetiges Beizen mit aufgearbeiteter Säure

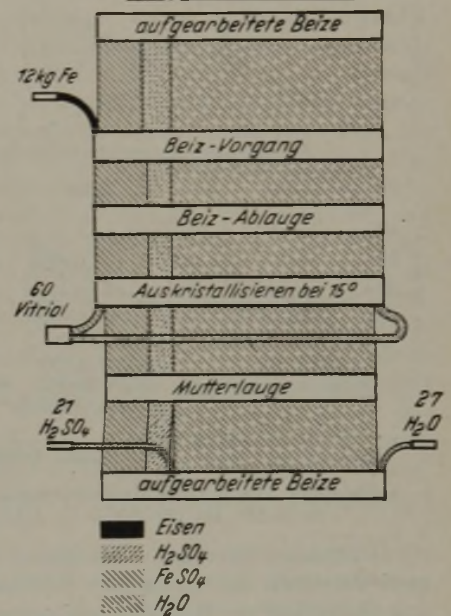


Abbildung 3. Beizvorgang und Vitriolabscheidung bei aufgearbeiteten Schwefelsäure-Beizen

③ bei unstetiger Arbeitsweise, ④ bei stetiger Arbeitsweise.

Restgehalte an Vitriol in den aufgearbeiteten Beizen zusammen, und zwar für eine Kristallisationstemperatur von 15° . Würde man durch künstliche Kühlung bei einer niedrigeren Temperatur kristallisieren, so würden sich beim Verarbeiten ausgebrauchter Frischbeizen die ausgeschiedenen Mengen erhöhen, bei allen anderen Fällen würden sich die Ausscheidungen in das Gebiet niedrigerer Vitriolgehalte verschieben.

Die Frage nach dem zu wählenden Kristallisationsverfahren läuft also hinaus auf die Frage nach dem Einfluß des Restvitriolgehaltes in der Beize, und zwar einmal nach den Rückwirkungen auf den Beizbetrieb selbst, dann auf das Verhalten des mit vitriolreichen Beizen behandelten Gutes bei der Weiterverarbeitung.

Der Einfluß auf den Beizbetrieb selbst zeigt sich vor allem in dem Einfluß auf die Beizgeschwindigkeit. Daß eine allmähliche ausgebrauchte Beize langsamer wirkt, könnte nicht nur eine Folge der Verarmung an freier Säure, sondern auch eine Folge der Anreicherung an Vitriol oder, richtiger gesagt, eine Folge der Erhöhung des Eisengehaltes sein, denn je größer die Ferroionen-Konzentration in der Lösung, in desto stärkerem Maße verringert sich die

Potentialdifferenz zwischen Metall und Lösung. Aus der Nernstschen Formel¹⁰⁾

$$\epsilon = \frac{0,0002 \cdot T}{n} \cdot \log \frac{P}{p}$$

wobei P den Lösungsdruck des Metalls, p den osmotischen Druck der gelösten Ionen, n die Wertigkeit, T die absolute Temperatur bedeuten, läßt sich, da P unveränderlich ist und p verhältnismäßig der Salzkonzentration angenommen werden kann, ableiten, daß die elektromotorische Kraft mit wachsendem Salzgehalt nach einer logarithmischen Kurve abnehmen muß. In dem gleichen Maße könnte natürlich auch die Beizwirkung mit wachsendem Vitriolgehalt abnehmen.

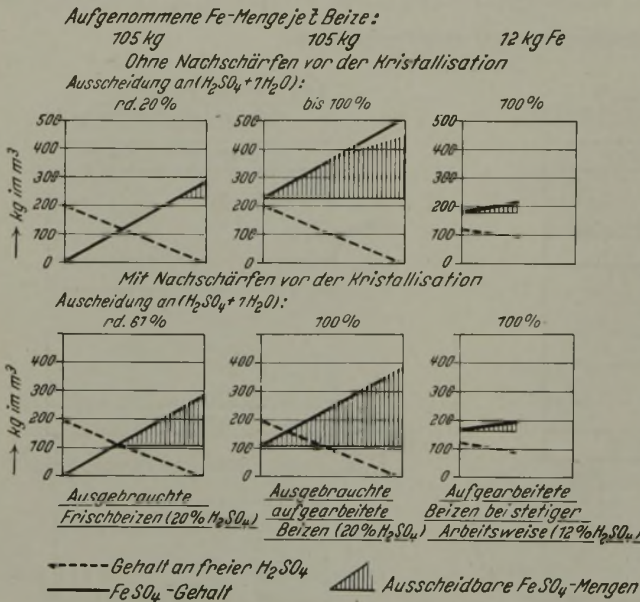


Abbildung 4. Erreichbare Ausscheidungen und Restgehalte an FeSO₄ bei verschiedenen Arbeitsweisen.

Es ist daher begreiflich, wenn immer wieder darauf hingewiesen wurde, daß die Beizzeit nicht nur von Temperatur und Säuregehalt des Beizbades, sondern auch in erheblichem Maße von dem Eisenvitriolgehalt abhängig sei¹¹⁾.

Ein einfacher Versuch zeigt aber, daß die Verhältnisse nicht so einfach liegen. Wenn man sich Lösungen mit je 120 g H₂SO₄ im Liter und wachsenden Mengen Vitriol, 0 g, 100 g, 200 g, 300 g usw. im Liter, herstellt und darin Bleche zu lösen versucht, so erhält man Ergebnisse, wie sie Abb. 5 darstellt. Die gelöste Menge Eisen nimmt nicht ab, sie wächst sogar bis zu einem gar nicht so geringen Vitriolgehalt — in unserem Falle sind es 400 g Vitriol im Liter — sehr stark, und geht erst bei höheren Vitriolgehalten langsam zurück.

Es ist klar, daß auch der kleine Arbeitskreis zunächst nach der herkömmlichen Auffassung mit einem sehr starken Einfluß des Vitriolgehaltes in unerwünschtem Sinne rechnete. Es wurde deshalb eine wissenschaftliche Klärung für unbedingt nötig erachtet. In umfangreicher Arbeit hat P. Dickens diese Verhältnisse untersucht¹²⁾. Auch Erfahrungen aus der Praxis liegen vor; sie ergaben, daß hinsichtlich des Einflusses auf die Beizgeschwindigkeit der Aufarbeitung keine Hemmungen entgegenstehen. Trotzdem wird man bei der Aufarbeitung immer versuchen müssen,

soweit als möglich im Vitriolgehalt herunterzukommen. Bei stetiger Arbeitsweise wird man Säuregehalt und Vitriolgehalt immer so aufeinander abstimmen, daß eine ausreichende Beizgeschwindigkeit gewährleistet wird.

Auch in qualitativer Hinsicht liegen beruhigende Beobachtungen vor. Entgegen früher gemachten Beobachtungen, wonach bei hohen Vitriolgehalten nachteilige Auswirkungen auf die Oberfläche von Feinblechen durch Buntfärbung der Oberfläche eintraten, konnte O. Klein in neuerlichen Versuchen nachweisen, daß diese Erscheinungen nur bei hohen Vitriolgehalten und niedrigen Säuregehalten infolge der langen Beizdauer auftraten. Bei gleichbleibenden Säuregehalten von etwa 10 % wurden Anlauffarben auch bei einem Vitriolgehalt bis 500 g/l nicht beobachtet.

Jedes Werk, das an die Aufarbeitung der Beizabläugen herangeht, wird sich aber auf Grund eigener Versuche unbedingt selbst darüber klar werden müssen, in welcher Weise und welche aufgearbeiteten Beizen es auch ohne Nachteil im Beizbetrieb verwenden kann. Zweckmäßig erfolgen solche Versuche derart, daß man sich aus ganz aufgebrauchten Beizen durch Nachschärfen gegebenenfalls unter entsprechender Verdünnung Beizen in der Zusammensetzung der zu erwartenden aufgearbeiteten Beizen herstellt, und damit im laufenden Beizbetrieb arbeitet.

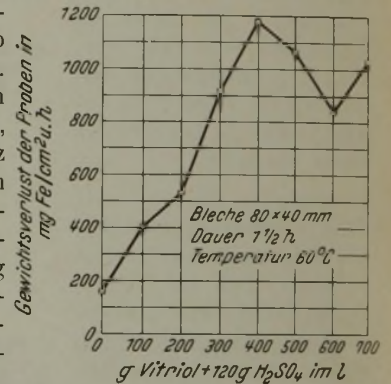


Abbildung 5. Löseversuch in Schwefelsäure.

Ist diese Frage geklärt, so kommt die Wahl der für die Aufarbeitung geeignetsten Arbeitsweise bzw. der geeignetsten Ausführungsform der Anlage.

Hier lautet die Vorfrage:

Stetige (kontinuierliche) oder satzweise (periodische) Aufarbeitung?

Für kleine und kleinste Beizereien und solche Großbetriebe, bei denen der Durchsatz durch die Beize zeitlich sehr stark schwankt, kommt eine stetige Aufarbeitung wohl kaum in Frage. Für größere Beizereien mit ziemlich gleichmäßigem Durchsatz aber erscheint die stetige Aufarbeitung die richtige zu sein.

Muß man absatzweise arbeiten, so ist zu entscheiden zwischen Auskristallisieren

1. durch einfaches Abkühlen mit Luft bzw. Wasser,
2. durch Tiefkühlung,
3. durch einfaches Abkühlen unter Zusatz von Säure,
4. durch Tiefkühlung unter Zusatz von Säure.

Die Restgehalte an Vitriol sind dabei unter gleichen Verhältnissen nach dem früher Gesagten am höchsten bei 1, am niedrigsten bei 4 und liegen bei 2 und 3 etwa gleich hoch in der Mitte.

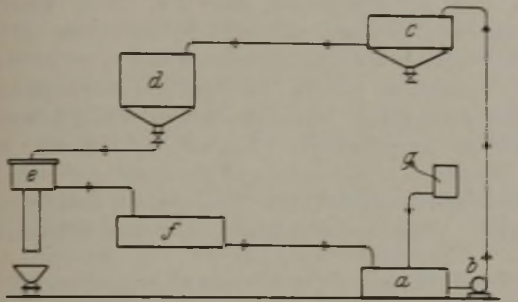
Kann man so hohe Gehalte wie etwa 230 g FeSO₄ oder 400 g Vitriol im Liter aufgearbeitete Beize im Beizbetrieb vertragen, so ist die unter 1 genannte Abscheidung durch einfache Kühlung nicht schwierig; im einfachsten Falle genügt ein Kristallisiertrog im Freien, der an der Luft oder mit Wasser gekühlt wird und aus dem nach der zweckmäßig unter Rührung erfolgenden Kristallisation die Mutterlauge zurückgepumpt und zum Neuanfang verwendet wird.

¹⁰⁾ F. Förster: Elektrochemie wässriger Lösungen (Leipzig: J. A. Barth 1905) S. 103.

¹¹⁾ Vgl. H. Bablik: Grundlagen des Verzinkens (Berlin: Julius Springer 1930) S. 14.

¹²⁾ Stahl u. Eisen demnächst.

Für größere Anlagen ist das Schema in Abb. 6 dargestellt, hier hat man vorzusehen: Laugepumpe, Absetzbehälter, den Kristaller, einen Abtropfkasten, Zentrifuge und Vorratsbehälter für die anfallende Mutterlauge. Derartige Anlagen werden natürlich von allen in Frage kommenden Apparatebaufirmen gebaut¹³⁾. Man könnte sie unter Umständen auch selbst erstellen, doch liegt darin kein wesentlicher Vorteil, da die durch die Erfahrung der Baufirmen mögliche genaue Abstimmung der Einzelvorrichtungen aufeinander Einsparungen bringen kann, die vielleicht größer sind als die Zuschläge der Baufirmen. Im übrigen liegt auch in der durch solche Firmen zu übernehmenden Gewährleistungspflicht ein nicht zu unterschätzender Vorteil.



a = Beizkasten d = Kristaller g = Säure-Meßgefäß
b = Pumpe e = Zentrifuge
c = Absetzbehälter f = Behälter für aufgearbeitete Beize

Abbildung 6. Schema einer Aufbereitungsanlage.

Für kleine Beizablaugenmengen kann die Ausscheidung unter Umständen durch einfaches Einhängen von Kühlelementen in das Beizbad selbst über das Wochenende erfolgen. Hier muß eine Rührung unterbleiben; man erhält dann große, an den Kühlelementen hängende Kristalle, die mit diesen Kühlelementen herausgezogen werden können.

Sind nun aber Vitriolgehalte von 400 g und mehr im Liter für den Beizbetrieb nicht mehr tragbar, so kann man nach 2 durch Tiefkühlen mittels Kühlsole oder auch durch Vakuumverdampfung tiefere Kristallisationstemperaturen erzeugen und damit eine stärkere Abscheidung erreichen. Bei diesem alten Kristallisationsverfahren wird eine in Kältemaschinen gekühlte Sole durch die Kühlschlangen der Kristaller geleitet oder auch die Kühlung im Kristaller selbst durch Verdampfen der Beizlauge im Vakuum vorgenommen, die dadurch eine für die Abscheidung erwünschte Einengung ihres Volumens erfährt. Durch die infolge der Verdampfung eintretende Wärmeentziehung wird dabei die Lauge selbst weitgehend gekühlt. Man kann dasselbe aber auch bei gewöhnlicher Temperatur erreichen, wenn man nach 3 durch Säurezusatz die Abscheidung verstärkt¹⁴⁾.

Sobald man zu der auskristallisierten Lösung aber 10 % oder noch mehr Schwefelsäure gibt, erfolgt durch die Verdünnungswärme eine Erwärmung weit über den Kristallisationspunkt hinaus. Will man also eine stärkere Abscheidung haben, so muß man erneut kühlen, was wenig wirtschaftlich ist.

Besser wird man nach dem Vorschlag von G. Agde¹⁴⁾ die Säure vor der ersten Kristallisation zusetzen.

Weitestgehende Ausscheidung ist endlich zu erreichen durch eine Vereinigung von Tiefkühlung und vorherigem Säurezusatz nach G. Agde¹⁵⁾. Bei derartigen Anlagen

scheint auch die Tiefkühlung durch Vakuumverdampfung¹⁶⁾ besondere Vorteile zu bieten, sobald man billigen Dampf hat.

Führt nun die oben erwähnte Prüfung der Betriebsverhältnisse zu dem Ergebnis, daß eine stetige Arbeitsweise möglich ist, so erheischt die Durchführung hier eine stetige Ausscheidung von Kristallen aus einem stetigen Strom von Beizlauge, was wiederum geschehen kann

1. unter einfacher Kühlung mit Luft bzw. Wasser,
2. durch Tiefkühlung,
3. durch einfache Abkühlung und Säurezusatz,
4. durch Tiefkühlung und Säurezusatz.

Diese Ausscheidung der Kristalle kann grundsätzlich in allen stetig arbeitenden Kristallern erfolgen, bei sehr großen Mengen auch durch Hintereinanderschalten von Kristallern, wie sie für das absatzweise Verfahren dienen. Es können Verwendung finden offene und geschlossene Kristallisierwiegen, Rohrkristaller usw.

Eine Einrichtung, die sich für große Kristallisationsanlagen hervorragend eignen dürfte, ist der neue Kristallisor nach A. Sulfrian. Er besteht aus einer langen, feststehenden Kristallisierrinne, im Lichten etwas höher als breit und ist durch eingehängte Kühltaschen in einzelne Kammern unterteilt. Zwischen den Taschen läuft dann, von einer gemeinsamen waagerechten Welle angetrieben, eine mechanische Fördervorrichtung, welche die ausgeschiedenen Kristalle von einer Kammer in die nächste und schließlich in einen Abtropfkasten befördert. Die Kühlung erfolgt hier durch Wasser im Gegenstrom, oder auch im ersten Teil des Kristallisators mit Wasser und dann weiter herunter mit Kühlsole. Ein an einem von Sulfrian zur Verfügung gestellten Modell dieses Kristallisators durchgeführter Versuch erwies dessen glänzende Wirksamkeit sowie eine sehr weitgehende Ueberlastungsfähigkeit bis zum 8- und 10fachen der Nennleistung, was allein durch erhöhten Kühlwasserdurchlauf erreicht wurde. Soletiefkühlung hätte natürlich die Leistung des Kristallisators noch mehr erhöht.

In gleicher Weise wird sich für eine stetige Arbeitsweise auch eine Vakuumkristallisationsanlage eignen, wie sie in Thale erstellt wurde, und für große Leistungen endlich auch eine Vereinigung der Vakuumkristallisatoren für satzweisen Betrieb, wie sie Agde schon im Bild zeigte¹⁷⁾.

Wie weit man bei der stetigen Arbeitsweise mit der Kühlung gehen muß und wann man die Säure zusetzt, ergibt sich aus den Betriebsnotwendigkeiten in genau gleichen Ueberlegungen wie bei der satzweisen Arbeitsweise. Zusätzlich aber ist zu bedenken, daß bei der stetigen Arbeitsweise bei einer bestimmten Beizleistung jeweils eine um so kleinere Menge durch den Kristallisator geschickt zu werden braucht, je größer die Kristallisierleistung des Kristallers ist.

Hier gibt es immer eine bestimmte wirtschaftlichste Lösung, die durch sorgfältige Aufeinanderabstimmung vom Kristallerdurchsatz einerseits und erforderlicher Kühlleistung und deren Kosten andererseits für jeden Fall gesondert ermittelt werden muß.

Bei der Besprechung der Grundlagen für die Vitriolabscheidung wurde schon darauf hingewiesen, daß eine Erhöhung der Laugenkonzentration für die Vitriolabscheidung günstig ist. Umgekehrt folgt daraus, daß eine Verdünnung der Laugen, als der Wirtschaftlichkeit des Verfahrens entgegenwirkend, unbedingt vermieden werden muß.

¹³⁾ Beispielsweise (in alphabetischer Reihenfolge) die Firmen: Hager & Weidtmann in Bergisch-Gladbach, Lurgi in Frankfurt a.M., Wiegand & Co. in Merseburg, Zahn & Co. in Berlin.

¹⁴⁾ DRP. Nr. 431 581.

¹⁵⁾ DRP. Nr. 458 191.

¹⁶⁾ Vgl. G. Agde: Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 789.

¹⁷⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 792, Abb. 13.

Nun werden aber durch das allgemeinübliche Anwärmen und Warmhalten der Beizbäder mit unmittelbarem Dampf die Beizlaugen in ungeheurem Maße verdünnt. Wäre dies nicht der Fall, so könnte man, wie aus *Abb. 4* (Mitte oben) klar ersichtlich, eine bei 15° auskristallisierte und auf 20 % freie Säure nachgeschärfte Regeneratlauge gar nicht voll aufbrauchen. P. Dickens hat bei der Aufarbeitungsanlage in Witten diesen großen Einfluß der unmittelbaren Verwendung von Dampf einwandfrei nachgewiesen. Im idealen Fall (100 %) müßten bei der Aufarbeitung auf 100 kg Schwefelsäure 66° Bé 272 kg Vitriol ($\text{FeSO}_4 + 7 \text{ aq}$) erhalten werden. Praktisch wird man davon nur einen gewissen Hundertsatz erreichen; und je höher dieser liegt, desto größer ist die Wirtschaftlichkeit der betreffenden Vitriolgewinnungsanlage.

Wie läßt sich aber die unmittelbare Verwendung von Dampf vermeiden oder mindestens stark einschränken? Einmal durch Verringerung der Wärmeverluste. Diese werden verursacht durch Abstrahlung und durch Mitführen von Wärme durch das je nach Jahreszeit mehr oder minder kalt eingesetzte und heiß ausgebrachte Beizgut. Diese Wärmeverluste wird man verkleinern können dadurch, daß man zunächst im Winter das Beizgut nicht zu kalt einsetzt. Stehenlassen im warmen Raum nützt schon. Man könnte auch an Anwärmen denken, doch darf man hierbei nicht zu weit gehen, da nach den Erfahrungen von O. Klein sich dies unter Umständen qualitativ nachteilig auswirken kann. Im übrigen ist aber die durch das Beizgut entzogene Wärmemenge nicht so groß, wie man vielleicht geneigt wäre anzunehmen.

Die Verluste durch Leitung und Strahlung können verringert werden durch Bedecken des Beiztroges in Betriebspausen, unter Umständen sogar durch elektrisch geheizte Deckplatten.

Findet so die Verringerung der Wärmeverluste ihre gegebenen Grenzen, so muß man andererseits bestrebt sein, Wärme zuzuführen. Dies ist bei stetiger Arbeitsweise sehr einfach möglich durch Anwärmen der zurückgeführten entsalzten Lauge, was zum Teil im Wärmeaustausch mit der abgepumpten Lauge erfolgen kann. Wenn bei der stetigen Arbeitsweise nach A. Sulfrian die frische Schwefelsäure in das Beizbad selbst zugegeben wird, entlastet diese infolge der auftretenden Verdünnungswärme ebenfalls den Wärmehaushalt.

Man könnte auch an die Erwärmung mit Tauchsiedern oder Unterwasserbrennern denken. Auch ein Umpumpen der Beize durch eine Heizanlage irgendwelcher Art ist anwendbar. Was zu tun ist, entscheiden allein die Betriebsverhältnisse; zulässig ist jede Möglichkeit, nur nicht unmittelbare Heizung mit direktem Dampf.

Es gibt natürlich auch noch den Weg einer Erhöhung der Laugenkonzentration durch Einengen. Dies geschieht ohne weiteres schon in gewissem Maße bei den Abscheidungsverfahren, die die Kälte durch Vakuumverdampfung erzeugen. Hat man billige Abhitze, so kann man auch eine Verdampfungsstufe zwischenschalten, die technisch in der verschiedensten Weise gelöst werden kann, beispielsweise auch nach einem Vorschlag von Nachtwey

durch eine Art Skrubber, bei der der herabrieselnden Lauge ein Abwärmestrom von unten nach oben entgegensteigt.

Ein anderer Weg, der eine Erhöhung der Laugenkonzentration ermöglicht, ist in letzter Zeit von der Firma Zahn & Co. vorgeschlagen worden; dabei werden an Stelle von reinen Schwefelsäurebeizen gemischte Säurebeizen verwendet, die für Vitriol ein wesentlich höheres Lösungsvermögen haben und so eine stärkere Ausnutzung der Kristallisationsanlagen ermöglichen.

Eine weitere Verlustquelle für Vitriol stellen dann die Spülwässer dar. Bei dem Umsetzen der Beizkörbe aus der Beize in den Spülwasserbehälter haftet Korb und Beizgut natürlich eine Menge Beizflüssigkeit an. Da man sich im allgemeinen über die Größe dieser mitgenommenen Menge Beizflüssigkeit nur wenig Gedanken macht, wurde ein Laboratoriumsversuch — es ist der Versuch, in dem die in *Abb. 4* dargestellte Abhängigkeit der Beizgeschwindigkeit vom Vitriolgehalt ermittelt wurde — daraufhin ausgerechnet. In den Spülwässern wurden die Eisengehalte bestimmt und dann auf cm^3 anhaftende Beizflüssigkeit umgerechnet. *Zahlentafel 1* enthält die Ergebnisse. Man ersieht daraus, daß die mitgenommene

Zahlentafel 1. Beizversuche in 12prozentiger Schwefelsäure mit verschiedenen Vitriolgehalten.

Bleche: $80 \times 40 \text{ mm}^2$, 0,4 mm dick. — Menge der Beizflüssigkeit: 250 cm^3 . — Dauer $1\frac{1}{2} \text{ h}$. — Temperatur 60° .

Nr.	Beize enthält im Liter		Gewichtsverlust der Bleche	Eisengehalt der Spülwässer	Eisengehalt der Beizlösung			Mitgenommene Menge Beizflüssigkeit in cm^3	
	H_2SO_4 g	$\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{ H}_2\text{O}$ g			am Anfang g/ cm^3	dazu aufgenommen g/ cm^3	zusammen g/ cm^3	je Versuchsblech	je m^2 Blechoberfläche
1	120	0	4,6246	0,0052	0	0,0065	0,0065	0,8	125
2	120	100	3,8568	0,0327	0,0193	0,0154	0,0347	0,94	147
3	120	200	5,1534	0,0432	0,0386	0,0205	0,0591	0,73	114
4	120	300	8,9140	0,0570	0,0579	0,0350	0,0928	0,62	97
5	120	400	11,3838	0,0737	0,0772	0,0456	0,1228	0,60	94
6	120	500	10,2634	—	—	—	—	—	—
7	120	600	8,1346	0,0919	0,116	0,0327	0,1487	0,61	95
8	120	700	9,9365	0,1080	0,135	0,0387	0,1747	0,62	97

Menge Beizflüssigkeit je m^2 Oberfläche rd. 0,1 l beträgt. Das bedeutet beispielsweise beim Beizen von 1,3-mm-Blechen für einen Beizkorb mit 2 t Blech rd. 40 l Beizflüssigkeit¹⁸⁾.

Da in einem Beizbad mit 6 m^3 bei satzweiser Arbeit bis zur Erschöpfung vielleicht 12 t gebeizt werden, also auf das m^3 Beize 2 t, so werden daraus 40 l Beize = 4 % allein vom Beizgut — ohne Beizkorb — mitgenommen. Das ist nun dem Hundertsatz nach wenig. Von den in den deutschen Beizereien gebildeten 50 000 bis 60 000 t Vitriol jährlich sind das 2000 bis 2500 t Vitriol jährlich, die mit den Waschwässern in größter Verdünnung in die Flußläufe gehen, dort Sauerstoff verbrauchen und damit unendlichen Schaden anrichten.

Eine Abscheidung so verdünnter Mengen ist natürlich ganz unmöglich. A. Sulfrian gebührt das Verdienst, hier einen Ausweg¹⁹⁾ durch Zwischenschalten eines Spülbehälters gewiesen zu haben, der kaum Kosten verursacht, aber außerordentlich wirksam ist. An Stelle des Abspülens in fließendem Wasser wird das Beizgut in einen Bottich mit Wasser gebracht, durch Schaukeln darin abgespült und dann erst in fließendem Wasser nachgespült. Wesentlich ist nun, daß man den Inhalt des Zwischenbehälters nicht wegfließen läßt, sondern zum Neuansetzen der Beizen verwendet.

¹⁸⁾ 1 t Blech von 1,3 mm Dicke = ungefähr 200 m^2 Blech, entsprechend 400 m^2 Blechoberfläche.

¹⁹⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 813/15.

Dann ist noch zu denken an den beim Beizen entstehenden Schlamm. Bei der absatzweisen Aufarbeitung bereitet er keine Schwierigkeiten, da ja die Beiztröge immer vollkommen geleert werden. Anders bei der stetigen Arbeitsweise. Hier wird der stetig abgepumpte Laugenstrom einen Teil des Schlammes mitnehmen, ein Teil wird aber zurückbleiben, dessen Entfernung in gewissen Zeitabständen zu einer Unterbrechung des stetigen Beizens zwingen wird. Wie sich das betrieblich am besten durchführen läßt, muß im Einzelfalle ermittelt werden. Beachtung erfordert aber auch der im Laugenstrom mitgerissene Teil des Schlammes, der das auskristallisierte Salz verunreinigt. Dies ist ohne Nachteil, wenn das Salz wieder auf H_2SO_4 und Fe_2O_3 verarbeitet wird. Will man aber verkaufsfähigen Vitriol erzeugen, so muß dieser rein sein. Man muß Absetzgefäße vorsehen, in denen sich der Schlamm in Ruhe ausscheiden kann. Bei hohen Vitriolgehalten müssen diese sogar wärme geschützt werden, damit nicht durch Temperaturabfall schon ein Teil Vitriol mit dem Schlamm abgeschieden wird.

Bevor nun die abschließende Frage nach der Wirtschaftlichkeit der Beizablaugenaufarbeitung behandelt wird, seien erst die Verwertungsmöglichkeiten für Vitriol betrachtet; dieser wird in Mengen anfallen, für die der Markt nicht im entferntesten aufnahmefähig ist. Man muß also nach einer anderen Verwertungsmöglichkeit suchen, eine Frage, mit der sich im Rahmen der Arbeiten des Ruhrverbandes F. Sierp eingehend beschäftigt hat²⁰⁾. Zwei Wege wurden von Sierp aufgezeichnet, einmal die Verwertung in den Kokereien zum Binden von Ammoniak, dann das Abrösten zum Wiedergewinnen der Schwefelsäure.

Die Ammoniakbindung wird zur Zeit nach drei Verfahren versucht und erprobt. Die Abröstung wurde im November 1937 in einem Drehofen der I.-G. Farbenindustrie in Leverkusen versucht mit durchaus günstigem Erfolg. Bei Einsetzen der für das Ruhrgebiet in Frage kommenden Pyritschwefelpreise (3 Pf. je kg Schwefel) ergibt sich ein Einsatzwert von etwa 6 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ je t Vitriol.

Eine genaue Wirtschaftlichkeitsberechnung für die Laugenaufarbeitung ist leider nicht zu erstellen, da die einzelnen Kostenpunkte bei den vorhandenen und geplanten Anlagen in außerordentlich weiten Grenzen schwanken, je nach Bauart, Arbeitsweise, Ausnutzung und Wirkungsgrad:

²⁰⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 491/97.

Erschmelzen von Thomasroheisen im Hochofen mit saurer Schlackenführung aus eisenarmen deutschen Erzen.

Von Wilhelm Lennings in Oberhausen.

[Bericht Nr. 164 a des Hochofenausschusses des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute*].

Bisher sind von der Gutehoffnungshütte ununterbrochen seit dem 1. Oktober 1937 eisenarme deutsche Erze nach dem sauren Schmelzverfahren verhüttet worden. Bei der Kennzeichnung der Erze ist in Zahlentafel 1, Spalte VII¹⁾ die sich aus Erz und Kalkstein ergebende Schlackemenge für 100 kg Fe bei einer Schlackenziffer $p = \frac{CaO}{SiO_2} = 0,8$ für jedes

Je t Vitriol ist einzusetzen			
für Energie	mindestens	0,16 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ bis	3,60 $\mathcal{R}\mathcal{M}$
für Dampf	"	0 " "	3,63 "
für Wasser	"	0 " "	4,50 "
für Löhne	"	3,14 " "	13,60 "
für Laboratorium	"	0 " "	5,60 "
für Instandhaltung	"	0,72 " "	8,20 "
für Zinsendienst	"	2,80 " "	10,60 "

zusammen also zwischen 7,28 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ und 49,73 $\mathcal{R}\mathcal{M}$

Abziehen ist die Ersparnis an Säure, die mit mindestens 1,75 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ einzusetzen ist, so daß man allerbilligstens mit rd. 5,50 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ Gestehungskosten je t Vitriol rechnen könnte.

Man sieht also, daß eine eben ausreichende Kostendeckung bei sorgfältigster Planung und straffster Betriebsführung erreicht werden kann, daß aber wohl in den meisten Fällen allein der Erlös für Vitriol die Kosten nicht decken wird. Man muß hier eben auch Gutschriften machen, die nicht ohne weiteres in barem Gelde ausdrückbar sind. Einmal ist zu rechnen mit einer Verringerung der Ruhrverbandsbeiträge, dann mit dem Wegfall jeglicher Schadenersatzforderungen. Schließlich müßte man aber, wenn man schon nicht aufarbeitet, doch eine Abwasserreinigung, d. h. eine „Neutralisationsanlage“ vorsehen. Wenn diese nur ein Beruhigungsbecken für die Gewerbeaufsicht darstellt, kostet sie in Anlage und Betrieb natürlich nur wenig. Will man aber den behördlichen Vorschriften gewissenhaft entsprechen, so ergäbe sich, wie F. Sierp einmal eingehend berechnet hat, auf 1 t Schwefelsäure die außergewöhnlich hohe Belastung von 76 $\mathcal{R}\mathcal{M}$, oder auf 1 t Vitriol umgerechnet rd. 28 $\mathcal{R}\mathcal{M}$. Bei Zurechnung all dieser unfaßbaren Gutschriften wären also auch Gestehungskosten von 30 bis 35 $\mathcal{R}\mathcal{M}$ und mehr je t Vitriol gerechtfertigt.

Zusammenfassung.

Für eine Beizablaugen-Aufarbeitungsanlage ist zu fordern:

1. In den aufgearbeiteten Beizen muß ein so niedriger Vitriolgehalt erreicht werden, daß keine Nachteile für den Beizbetrieb wie für die Weiterverarbeitung des Beizgutes auftreten.

2. In der Kristallisieranlage ist ein wirtschaftlicher Bestwert einzustellen, der erreicht werden kann einerseits durch einen Höchstbetrag der Ausscheidung beim jedesmaligen Durchgang durch die Kristallisieranlage oder andererseits durch billigste Kristallisierkosten oder endlich durch einen zweckmäßigen Ausgleich beider Vorgänge.

Erz berechnet worden. Die Gesamtschlackemenge ist natürlich an erster Stelle für den Koksbedarf zur Verhüttung ausschlaggebend. Für Wasseralfinger Erz (Nr. 1), Kohleneisenstein (Nr. 2) und Gutmadinger Doggerroherz (Nr. 11) ergeben sich die größten Schlackemengen von etwa 220 kg/100 kg Fe.

Diese Betrachtungen zeigen, daß bei Beurteilung der eisenarmen, kieseligen Erze der Eisengehalt allein triebserfahrungen und metallurgischen Erkenntnisse, sowie die Erörterung des gesamten Vortrages. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

¹⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 26/27.

* Der bereits veröffentlichte obige Vortrag — Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 25/34 u. 52/58 (Hochofenaussch. 164) — wurde in erweiterter Form in der 41. Vollsitzung des Hochofenausschusses am 4. Februar 1938 nochmals vorgetragen. Die folgenden Ausführungen enthalten die seit der Drucklegung gewonnenen Be-

als Wertmesser nicht in Frage kommen kann. Nach Errechnung des Kalksteinzuschlages und der sich aus Zuschlag und Gangart ergebenden Gesamtschlackenmenge je 100 kg Fe kann man erst einen Ueberblick über den Wert eines Erzes und den Koksbedarf für die Verhüttung erhalten. Auch dann bleiben noch die Fragen:

- Wie ist der Kalk vorhanden, mit oder ohne Kohlensäure?
- Wie sind Kieselsäure und Kalk aneinander gelagert?
- Sind diese Bestandteile in feinverteiltem Zustande im Erz nebeneinander gelagert, oder muß der Erzkieselsäure der Kalk in Form von grobstückigem Kalkstein zugeschlagen werden?

Das Austreiben der Kohlensäure erhöht bekanntlich, besonders bei großen Kohlensäuremengen im Möller, den Koksverbrauch. Ebenso ist für den Koksverbrauch die Aneinanderlagerung des Kalkes und der Kieselsäure bestimmend.

Auch beim sauren Schmelzen ist dem selbstgehenden Erz der größte Wert beizumessen, da es niedrigste Temperatur zur Schlackenbildung und somit den geringsten Koksverbrauch erfordert. Danach ist das selbstgehende Gutmadinger Erz (Nr. 11) mit 227 kg Schlacke/100 kg Fe natürlich besser als das Wasseralfinger Erz (Nr. 1), das je 100 kg Fe 120 kg Kalksteinzuschlag benötigt und etwa 214 kg Schlacke führt. Ueberdies ist das Arbeiten mit Roherz und ungebranntem Kalkstein metallurgisch falsch, allein mangels ausreichender Röstanlagen ist die Gutehoffnungshütte vorerst auf die Verhüttung von unvorbereitetem Gut angewiesen.

Ueber den Einfluß der Aneinanderlagerung von Kalk und Kieselsäure auf den Koksverbrauch steht fest, daß bei dichter Aneinanderlagerung und feiner Verteilung der Schlackenbildner, wie sie in manchen Erzen und in der Koksasche gegeben ist, die Schlacke in niedrigeren Temperaturgebieten gebildet wird als bei Verschmelzung von grobstückigem kieseligen Erz mit besonderem Kalksteinzuschlag. Das bedeutet aber nichts anderes, als daß ein selbstgehendes Erz einen geringeren Koksbedarf erfordert, während dieser bei der Verhüttung von kieseligen Erz mit Zuschlag von grobstückigem Kalkstein ansteigt. Diese alten Betriebserfahrungen wurden durch noch unveröffentlichte Versuche von W. Oelsen bestätigt, in denen nachgewiesen wurde, daß mit zunehmender Stückigkeit von Kalk und Kieselsäure die Temperatur der Schlackenbildung über den eigentlichen Schlackenschmelzpunkt hinaus ansteigt. Ausgehend von dieser Ueberlegung ist festzustellen, daß der niedrige Schmelzpunkt der sauren Schlacken auf die Höhe des Koksverbrauches für die Schmelzung der sauren Schlacke ziemlich belanglos ist. Ausschlaggebend ist vielmehr die Schlackenbildungstemperatur; je höher die Temperatur der Schlackenbildung ist, desto mehr hochwertige Wärme wird benötigt und desto höher ist der Koksverbrauch für die Erschmelzung der sauren Schlacke. Deshalb wird beim Sintern von saurem Erz eine Mitsinterung und ein Einbinden des erforderlichen Kalkzuschlages in Form von Kalksteinsplitt von Vorteil auf den Koksverbrauch sein.

Nach den vorausgegangenen Betrachtungen dürfte durch Brechen auf 30 bis 50 mm Stückgröße, Rösten oder Sintern der kohlenensäurehaltigen deutschen Erze und Verwendung von gebranntem Kalk voraussichtlich noch eine beachtliche Senkung des Koksverbrauches für die Verhüttung erreicht werden. Dies gilt besonders für den Betrieb mit 100 % deutschem Erz und dem hohen Anteil an Kohlensäure im Möller.

Nach den bisherigen Erfahrungen kann beim Schmelzen einer sauren Schlacke mit einem Kalk-Kieselsäure-Verhältnis von 0,8 und Führung von etwa 1,5 % Si im Roxydul der Eisengehalt der sauren Schlacke als Oxydul auf etwa 1,5 bis 2,0 % Fe gehalten werden. Unter Einrechnung des Granalienverlustes von etwa 2 % ergibt sich für den sauren Schmelzversuch B 4,6 % und für den Versuch C mit 100 % deutschem Erz ein Eisenverlust von 9,5 % bezogen auf das im Möller eingesetzte Eisen.

Naheliegender ist der Gedanke, die Schlackenmenge mit Rücksicht auf die Eisenverschlackung noch weiter zu senken. Die einzige Möglichkeit hierfür ist eine Verminderung des Kalksteinsatzes, wobei die Schlacke natürlich saurer wird.

Würde man beispielsweise im Falle C, bei Verhüttung von 100 % deutschen Erzes durch Kalkabzug das Kalk-Kieselsäure-Verhältnis von 0,83 auf 0,63 herabsetzen, so ergibt das eine kleine Senkung der Schlackenmenge von etwa 9 %, die im Augenblick ein kleiner Vorteil für die Erzeugungsleistung des Ofens zu sein scheint. Allein es sind auch eine Reihe von Nachteilen in Kauf zu nehmen, denn der Kieselsäuregehalt der Schlacke steigt und ihr Kalkgehalt fällt. Erfahrungsgemäß werden dann die Schlacken zähflüssiger, der Anteil der Eiseneinschlüsse und an Eisenoxydul steigt, so daß tatsächlich der Eisenverlust sogar vergrößert wird. Sodann steigt der Schwefelgehalt des Roheisens, und es stellt sich ein Mehrverbrauch an Soda, verbunden mit einem größeren Verlust an physikalischer Roheisenwärme, ein. Nach den achtmonatigen Betriebserfahrungen scheint der Betrieb mit einem Kalk-Kieselsäure-Verhältnis der Schlacke von etwa 0,75 der günstigste zu sein, wobei zwangsläufig ein Tonerdegehalt der Schlacke von etwa 14 % durch die Zusammensetzung der Erze gegeben ist, und der Magnesiagehalt der Schlacke nicht unter 4 % liegen soll. Der Magnesiagehalt wird durch Dolomitzuschlag geregelt. Betont werden muß, daß der Einfluß des Magnesiaanteils in der Schlacke auf einen guten Schlackenfluß keineswegs unterschätzt werden darf.

Neuerdings wurde der sauer geführte Ofen über 14 Tage mit 100 % Kleinkoks von 40 bis 60 mm Stückgröße betrieben. Der Ofen ging verhältnismäßig gut. Vereinzelt hing der Ofen leicht, der Koksüberschlag ging um etwa 20% gegen den Betrieb mit üblichem Hochofenkoks zurück. Zweifellos ist ein Ofenbetrieb mit Kleinkoks und basischer Schlackenführung mit wesentlich größeren Schwierigkeiten verbunden.

Die beste und den höchsten Wirkungsgrad ergebende Anwendung des sauren Schmelzverfahrens für die rheinisch-westfälischen Erzverhältnisse dürfte nach den bisherigen Erfahrungen der Uebergang dazu sein, grundsätzlich das saure Inlands- und Auslandserz gesondert in einem sauer geführten Ofen und das hochwertige kieselensäurearme Auslandserz für sich allein mit basischer Schlackenführung zu verhütten.

Diese Arbeitsweise wird von der Gutehoffnungshütte bereits seit dem Oktober 1937 im Dauerbetrieb angewandt. Zahlentafel 2²⁾ zeigt Betriebsergebnisse der früheren basischen und heutigen sauren Arbeitsweise.

Warum eine solche Betriebsführung günstig ist, veranschaulicht die nachstehende Abb. 1. Die Waagerechte zeigt die monatlich verhüttbare Menge an deutschem Eisenerz in 1000 t. Der mittlere Eisengehalt dieser sauren Erze ist 26 %. Die obere Hälfte der Senkrechten stellt die monatliche Thomasroheisenerzeugung in 1000 t dar; die untere Hälfte der Senkrechten zeigt den Metallanteil aus deutschem Erz bezogen auf die Gesamt-Thomasroheisenerzeugung.

²⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 31.

gung. Die als Prozent angegebenen Zahlen an den oberen Kurven zeigen den Eisenanteil deutschen Erzes im Möller des sauer geführten Ofens.

In der Abbildung sind folgende durch Versuche ermittelte drei Fälle nebeneinandergestellt.

Fall a ist der Betrieb von drei basischen Hochofen.

Fall b ist ebenfalls ein Betrieb von drei Hochofen, von denen einer sauer und zwei basisch betrieben wurden.

Fall c ist der Betrieb von vier, und zwar zwei sauer und zwei basisch geführten Hochofen.

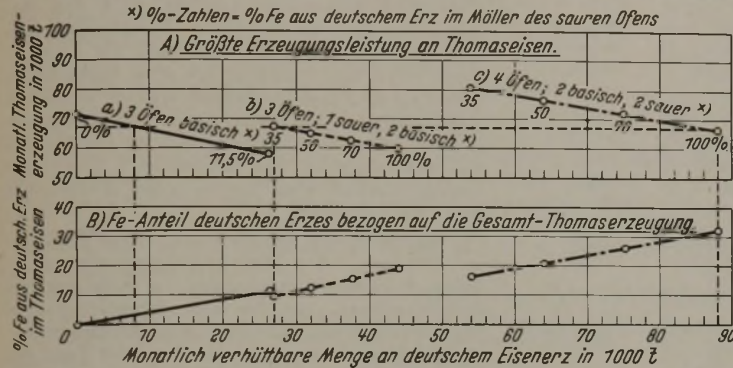


Abbildung 1. Roheisenerzeugung und Verbrauch an Inlandserz beim basischen und gemischten Ofenbetrieb.

Aus dem Verlauf der Kurve a ersieht man, daß beim Betrieb von drei basisch geführten Hochofen mit nur 11,5 % Eisenanteil aus deutschen Erzen im Möller einerseits die geringste Roheisenerzeugung erreicht wird, und andererseits nur geringe Mengen an Inlandserz, etwa 11,5 Metallprozent, verhüttet werden können.

An den Vortrag schloß sich folgende Erörterung an.

J. Stoecker, Bochum (Vorsitzender): Wir danken Herrn Lennings für seine ausgezeichneten Ausführungen und auch der Gutehoffnungshütte, daß sie diese Großversuche in so muster-gültiger Weise durchgeführt hat. Wir haben ja vorher schon Gelegenheit gehabt, den Bericht durchzuarbeiten. Auf den ersten Blick kann man vor dem hohen Koksverbrauch etwas zurückschrecken. Aber nach tieferem Eingehen auf den Bericht muß man zu der Ueberzeugung kommen, daß in diesem Falle nicht mehr herauszuholen war. Man darf die Verhältnisse in Corby, wo auch nach dem Paschke-Peetz-Verfahren gearbeitet wird, nicht mit unseren deutschen Verhältnissen vergleichen. In Corby beträgt das Mölleraustragen 32 % bei einer Schlackenmenge von 1400 kg/t Roheisen. Die Gutehoffnungshütte hatte ein Ausbringen von 19 % und eine Schlackenmenge von 2600 kg. Corby arbeitet mit einem kalksteinfreien Möller, und Oberhausen hatte in dem großen Schlackenballast noch fast 400 kg Kalkstein je t Roheisen. Daß man diese Verhältnisse nicht miteinander vergleichen kann, ist selbstverständlich. Es dürfte sich wohl erübrigen, daß ein Werk nochmals einen Großversuch ausschließlich mit deutschen armen Roherzen macht. Die noch ausstehenden Versuche werden sich nur noch mit der Verhüttung gut vorbereiteter Erze befassen, also gesintert, geröstet und angereichert. Zunächst kommen Sinterung und Röstung in Frage, weil hierbei keine Eisenverluste auftreten. Es ist zu begrüßen, daß Herr Lennings den Versuch mit sauerstoffangereichertem Gebläsewind nur mit vorbereiteten eisenarmen Erzen durchführen will.

M. Paschke, Clausthal: Ich bin außerordentlich erfreut, daß das Verfahren des sauren Schmelzens mit nachfolgender Entschwefelung des Roheisens außerhalb des Hochofens, wozu die wissenschaftlichen und versuchsmäßigen Grundlagen für mich und meinem Mitarbeiter E. Peetz bereits im Jahre 1933 gefunden wurden, auf fruchtbaren Boden gefallen ist. Zunächst studierten wir die Entschwefelung des Roheisens bei steigenden Schwefelgehalten und im Zusammenhang damit den Ausnutzungsgrad der Soda in fester und flüssiger Form. Erfolgreiche Großversuche, die Anfang 1935 auf der August-Thyssen-Hütte vorgenommen wurden, ergaben sehr aussichtsreiche Aufschlüsse für den Dauerbetrieb. Die Erhöhung der Azidität der Schlacken zeigte nach eingehender Prüfung, daß z. B. eine Schlacke mit 44 bis 46 % SiO_2 ,

Der Fall b liegt wesentlich günstiger. Je nach dem Metallanteil von 35 bis 100 % aus Inlandserz im Möller des sauer betriebenen Ofens können monatlich 68 000 bis 60 000 t Thomasroheisen mit drei Ofen erblasen werden. Der Verbrauch an Inlandserz ist dann je nach dem Anteil im Möller 27 000 bis höchstens 44 000 t je Monat, der Metallanteil der deutschen Erze an der Gesamt-Thomaseisenerzeugung ist im Höchstfalle erst 19 %. Fall c stellt den Fall einer Verhüttung deutschen Erzes bis zu 32,5 Metallprozent der Gesamt-Thomaseisenerzeugung dar, ein Anteil, mit dem im Laufe der nächsten Jahre wohl zu rechnen ist. Es zeigt sich, daß zur Verhüttung von deutschem Erz in einer Höhe von über 45 000 t hinaus bis zu höchstens 88 000 t je Monat ein Betrieb von vier Hochofen, zwei sauren und zwei basischen, erforderlich ist. Dabei können bei 100 Metallprozent Inlandserz im Möller der sauren Ofen etwa 67 000 t Thomaseisen im Monat erzeugt werden. In diesem Falle ist dann der Metallanteil der Inlandserze an der gesamten Thomaseisenerzeugung 32,5 % und die verhüttete Menge an Inlandserz etwa 88 000 t je Monat.

Abschließend sei noch darauf hingewiesen, daß die vorgebrachten Versuchsunterlagen keinesfalls ein abgeschlossenes Urteil über das saure Verschmelzen darstellen sollen. Zudem muß das Verfahren jeweils den örtlich verschiedenen Verhältnissen angepaßt werden. Zweifelloos wird das saure Verfahren im Laufe der Zeit auf Grund längerer Betriebserfahrungen noch verbessert werden können.

28 bis 30 % CaO , 12 bis 18 % Al_2O_3 sich leichter verflüssigen läßt als basische. Großversuche der Röchlingschen Eisen- und Stahlwerke bestätigten bei der sauren Verhüttung gesintertter Doggererze im wesentlichen diese Tatsache. Daß die Gutehoffnungshütte, die sich in sinnvoller Weise des sauren Schmelzens ganz besonders angenommen hat, wofür ich herzlich danke, gute Erfolge erzielt hat, zeigt die ausgezeichnete und aufklärende Arbeit von Herrn Lennings. Man wird aber in Zukunft fallweise zu ermitteln haben, ob Erze verschiedener chemischer und physikalischer Beschaffenheit vorzubereiten, also so zu brechen sind, daß sie untereinander annähernd den gleichen Reduktionsgrad aufweisen. Das Feine wäre für die Stückigmachung abzusehen. Besonders ist dem Verhalten der Möllerkohlensäure im Hochofen größte Beachtung zu schenken, und man dürfte dann vorteilhaft für das saure Schmelzen diese teilweise, besonders bei Kalkstein, vor der Verhüttung austreiben. Der Ofenraum wird besser ausgenutzt, was durch Erzeugungssteigerung und Koksverbrauchs-senkung je t Roheisen zum Ausdruck kommt.

Bei Neubauten und Neuzustellungen ist auf die Profilgestaltung Rücksicht zu nehmen (weites Gestell, steile kurze Rast), ebenso müssen, da wir trotz der sauren Verhüttung eisenarmer deutscher Erze mit größeren Schlackenmengen als bisher üblich zu rechnen haben, die Blasform-, Schlackenform- und Stichloch-ebene zueinander in das richtige Verhältnis gebracht werden, d. h., es ist notwendig, dem Eisen und der Schlacke im Ofen so viel Platz und so viel Zeit zu lassen, daß beide Schmelzstoffe gegenseitig ausreagieren können, was auch mit einer erheblichen Senkung der Eiseneinschlüsse in der Schlacke verbunden ist. Es ist überhaupt grundsätzlich verkehrt, die Schlacke abblasen zu lassen; bei hohen Erzeugungen muß man es in vielen Fällen tun, weil sonst die Schlacke vor den Formen spielen würde eben wegen der geringen Entfernung der Blasform- und Schlackenformebene.

Beim sauren Schmelzen nimmt der Ofen den Wind sehr leicht an, d. h. — wie es bereits Herr Lennings in vorliegender Arbeit nachgewiesen hat — der Koks-durchsatz erfolgt unter Wahrung der oben aufgestellten Grundsätze schneller als beim basischen Schmelzen der Erze gleicher Gattung. Wir können beim sauren Erblasen von Thomasroheisen, wenn der Möller richtig vorbereitet ist, mit sehr hohen Windtemperaturen arbeiten ohne einen Rückgang des Koks-durchsatzes zu befürchten, was schließlich auch

durch die Leichtflüssigkeit der sauren Schlacke bedingt ist. Ebenso dürfte dann die Anwendung sauerstoffangereicherter Winden den Schmelzvorgang vorteilhaft beeinflussen.

F. Wesemann, Düsseldorf: Eine nützliche Ergänzung des Berichtes von Herrn Lennings bilden die Ergebnisse der zahl-

erze und mit einigem Abstand auch die Portaerze sind im Sinne einer sauren Schlackenführung als selbstgängig anzusprechen, und es ist vielleicht ein glücklicher Zufall gewesen, daß die ersten Betriebs-Großversuche in Deutschland mit dem sauren Schmelzverfahren von den Röchling'schen Eisen- und Stahlwerken mit diesem selbstgehenden badischen Doggererz durchgeführt worden sind, gleichwie ja auch die in Corby verhütteten Erze für eine saure Schlackenführung selbstgehend sind.

Einen weiteren Einblick in die Zusammensetzung der Gangart der wichtigsten Inlanderze vermittelt Abb. 3. Links oben ist der prozentuale Anteil von Kieselsäure, Tonerde, Kalk und Magnesia an der Summe dieser Bestandteile säulenartig dargestellt, und zwar sind die verschiedenen Erze in der Reihenfolge ihres Kalkgehaltes aufgetragen. Diese Darstellung ergänzt durch die Aufnahme des Magnesiumgehaltes das Schlackendreieck in willkommener Weise, da bekanntlich ein Magnesiumgehalt von mindestens 4 % als notwendig erachtet wird, um ein gutes Fließen der Schlacke zu sichern.

Es erhebt sich nun die Frage, welche Zuschläge je t Roheisen unter Berücksichtigung des zusätzlichen Schlackenbildneralles im Koks gegeben werden müssen, um das saure Schmelzverfahren durchzuführen und dabei eine Schlackenzusammensetzung zu erzielen, wie sie sich aus der Lage der Versuchspunkte im Schaubild 1 ergibt, und um schließlich noch einen Magnesiumgehalt von mindestens 4 % sicherzustellen.

Der mittlere obere Teil zeigt in Säulenform diesen Bedarf an Zuschlägen für die einzelnen Inlanderze, und zwar sind Kalkstein (als Kalkträger), Dolomit (als Magnesiaträger) und Bauxit (als Tonerdeträger) aufeinander aufgetragen. Man erkennt, daß

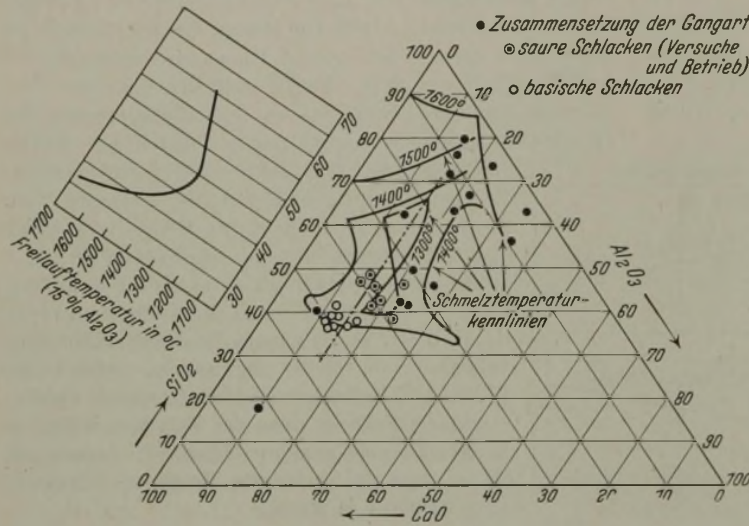


Abbildung 2. Gangart deutscher Erze und Zusammensetzung von Schlacken.

reichen Verhüttungsversuche, die auf verschiedenen Werken im Laufe des letzten Jahres mit armen Inlanderzen durchgeführt worden sind. Da bei den meisten Versuchen das saure Schmelzverfahren angewendet wurde, dürfte die Zusammensetzung der Schlacke bei der Verschiedenartigkeit der Gangart der verhütteten Erze und die daraus sich ergebenden Folgerungen für die Möllerei des Hochofens besondere Beachtung finden.

Die Versuche lassen sich in zwei Hauptgruppen einteilen; bei der ersten Gruppe wurde ein bestimmtes Versuchserz ausschließlich oder in einem bestimmten Prozentsatz des Möllers, bei der zweiten, in die auch die Untersuchungen von Lennings einzureihen sind, ein Gemisch mehrerer Inlanderze verhüttet. Die bei diesen Versuchen gefallenen Schlacken, außerdem noch einige basische Schlacken, sind nach dem bekannten Schlackendreieck von Mathesius in Abb. 2 eingetragen; das Dreieck ist durch Linien gleicher Schlackenschmelztemperaturen, ferner durch die Beziehung zwischen Freilauftemperatur der Schlacke und Kieselsäuregehalt bei etwa 13 und 15 % Al_2O_3 auf Grund der Veröffentlichungen von M. Paschke³⁾ und T. P. Colclough⁴⁾ ergänzt. Außerdem ist in das Dreieck die Zusammensetzung der Gangart verschiedener Inlanderze eingetragen. Wie das Bild zeigt, liegen die meisten sauren Versuchsschlacken in einem Gebiet, das sich durch niedrige Schlackenschmelz- und Freilauftemperaturen, also gute Flüssigkeitseigenschaften der Schlacke, auszeichnet.

Im Gegensatz hierzu liegt die Zusammensetzung der Gangart der meisten Inlanderze, deren Verhüttung für die Zukunft in den Vordergrund tritt, auf der kieselsäurereichen Seite des Schaubildes; bei manchen Erzen gesellt sich noch eine besondere Armut der Gangart an Tonerde hinzu. Eine Ausnahme bilden lediglich die bekannten kalkreichen Vorkommen von Bültener und Lengeder und einige mengenmäßig weniger bedeutsame Fundstätten, die hier außer Betracht gelassen sind. Nur die badischen Dogger-

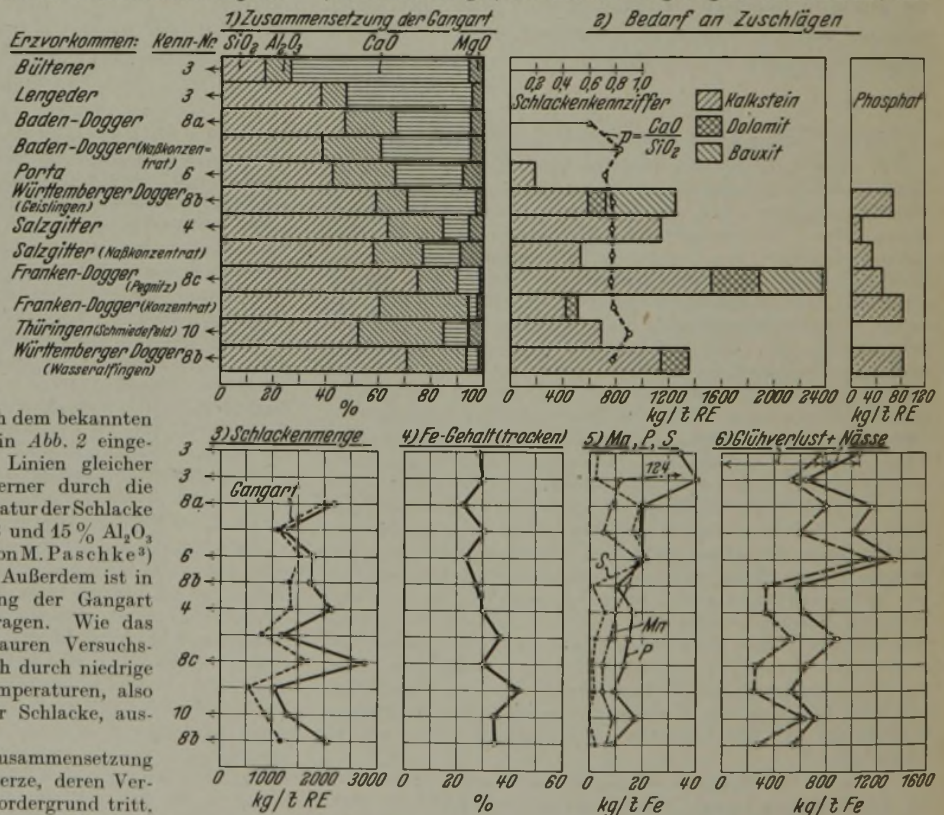


Abbildung 3. Kennzahlen wichtiger Inlanderze.

Salzgittererz und thüringisches Erz lediglich Kalk, die württembergischen und fränkischen Doggererze außerdem noch Dolomit und Bauxit benötigen und daß der Bedarf an Zuschlägen besonders für die sauren Franken-Doggererze selbst bei der sauren Verhüttung untragbar hohe Beträge annimmt. Zur Minderung dieses Zuschlagbedarfes gibt es, metallurgisch gesehen, nur zwei Auswege:

Der erste ist das Verlegen der Schlackenzusammensetzung nach der kieselsäurereichen Seite hin, also eine Senkung des Ver-

³⁾ Gießerei 23 (1936) S. 454/60; Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1414/17.

⁴⁾ Iron Coal Tr. Rev. 132 (1936) S. 806/07; J. Iron Steel Inst. 134 (1936) S. 547/86; vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 1367/68.

hältnisses $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ von jetzt etwa 0,7 bis 0,8 auf beispielsweise 0,4 bis 0,5. Der Vorteil dieser Maßnahme liegt in der Senkung der Zuschläge und damit auch des Koksverbrauches mit allen Rückwirkungen auf die Leistung und Wirtschaftlichkeit des Betriebes, ihr Nachteil in den wahrscheinlich verschlechterten Fließeigenschaften der Schlacke, hohem Siliziumgehalt, also schlechterer Verblaskbarkeit des Roheisens, höherem Schwefelgehalt, also höheren Entschwefelungskosten des Roheisens und schließlich in höheren Eisenverlusten in der Schlacke. Die Klärung dieser Zusammenhänge ist so wichtig, daß sich weitere Betriebsversuche in dieser Richtung sicherlich lohnen.

Die zweite Möglichkeit besteht in einer Anreicherung der Erze, die selbst dann vorteilhaft ist, wenn es nicht gelingen sollte, die Zusammensetzung der Gangart als solcher zu ändern. Es sei darauf hingewiesen, daß die Vorteile der Anreicherung, selbst bei Inkaufnahme von Eisenverlusten, um so eher zur Geltung kommen, je ungünstiger die Zusammensetzung der Gangart und je höher der Bedarf an Zuschlägen zur Durchführung des sauren Schmelzverfahrens ist; umgekehrt wird ein Erz mit selbstgehender Gangart, wie beispielsweise das badische Doggererz, trotz seinem niedrigen Eisengehalt wesentlich geeigneter für die Anreicherung sein. Die große Zukunftsaussicht des Rennverfahrens liegt in der Tatsache, daß es sich metallurgisch gerade für die besonders kieselsäurereichen Erze eignet.

Wenn auch der Phosphorgehalt der meisten Inlanderze so hoch ist, daß er sie der Thomaseisenerzeugung zuweist, so genügt er bei zahlreichen Erzvorkommen dennoch nicht, um ein Thomas-eisen mit etwa 2 % P zu erzeugen. Wie die Darstellung in Abb. 3, rechts oben, zeigt, bedürfen daher vornehmlich die württembergischen und fränkischen Doggererze des Zuschlages von Phosphorträgern, wie etwa von Phosphat, dessen Höhe je t Roheisen größenordnungsmäßig dargestellt ist.

Einige weitere, für die Verhüttung der armen Inlanderze beachtliche Kennwerte liefert die untere Hälfte der Abb. 3. Die Erze folgen in der gleichen Reihenfolge wie in der oberen Hälfte des Bildes. Links ist die Menge der Gangart, außerdem die Schlackenmenge in kg/t Roheisen aufgetragen; der Unterschied zwischen beiden Linien steigt naturgemäß mit der Höhe des Bedarfes an Zuschlägen. Das nächste Teilbild zeigt den Eisengehalt im Trocknen, der zwischen 20 und 35 %, bezogen auf Roherz, liegt. Es folgt der Gehalt an Mangan, Phosphor und Schwefel, umgerechnet auf 1000 Einheiten Eisen im Erz. Der Schwefelgehalt liegt bei badischen Doggererzen und Portaerzen am höchsten, ebenso auch der Phosphorgehalt, der indessen seinen Höchstwert bei den Bültener und Lengeder Vorkommen mit 30 bis 40 kg P je t Fe erreicht. Der Mangangehalt liegt bei den armen Vorkommen mit Ausnahme des Portaerzes unter 40 kg je t Fe, kann aber auch außer Betracht bleiben, da das Mangan bei der sauren Verhüttung ohnehin fast restlos in die Schlacke geht. Andererseits ergibt sich aus dem hohen Mangangehalt des Bültener Erzes die Warnung, dieses Erz etwa als Kalkträger bei saurer Schlackenführung zu verwenden, das würde eine unverantwortliche Verschwendung an Mangan bedeuten. In gewisser Abwandlung ist dies auch bei der Möllierung von manganhaltigen armen Erzen sorgfältig zu beachten.

Zum Schluß zeigt das rechte untere Teilbild, aufgetragen, den Glühverlust und den Nässegehalt der Erze, ebenfalls in kg je t Fe. Der Glühverlust, d. h. an Kohlensäure und Hydratwasser, ist am höchsten beim badischen Doggererz, bei Portaerz und thüringischen Erzen und legt, wie das ja auch praktisch geschieht, die Vorbereitung dieser Erze durch Rösten nahe.

Zusammenfassend kann man sagen, daß bei weiteren Verhüttungsversuchen folgendes besonders zu beachten ist:

1. eine zweckmäßige Vorbereitung des Erzes durch Klassieren, d. h. Brechen und Stückigmachen und durch Austreiben von Kohlensäure, Hydratwasser und Nässe;
2. die Verminderung des Bedarfes an Zuschlägen, d. h. das Anstreben einer möglichst sauren Schlackenführung, und weitgehende Klärung der hierbei auftretenden metallurgischen und wirtschaftlichen Fragen.

W. Luyken, Düsseldorf: Das saure Schmelzen, über das Herr Lennings berichtet, hat den Vorzug, den ihm kein anderes Arbeitsverfahren streitig machen kann, daß es ein sofort gangbarer Weg ist, um die armen deutschen Eisenerze vermehrt zur Eisenerzeugung heranzuziehen. Unter diesem Gesichtspunkt verdienen die Erfinder des Verfahrens Anerkennung und Dank ebenso wie diejenigen, die das Verfahren zur betrieblichen Anwendung bringen und damit wichtige Unterlagen zu seiner technischen und wirtschaftlichen Beurteilung beschaffen. Wenn nun zur Zeit die Kosten des sauren Schmelzens wie auch der anderen, mit ihm in Wettbewerb stehenden Verfahren noch nicht in allen

Einzelheiten übersehen werden können, so wird man doch zugeben müssen, daß bei der Verarbeitung verhältnismäßig günstiger Erze, wie z. B. der badischen Doggererze, Aussicht besteht, mit dem sauren Schmelzen zu wirtschaftlich tragbaren Verhältnissen zu gelangen, und zwar wird diese Aussicht um so günstiger zu beurteilen sein, je geringer die Frachtbelastung zum Hochofenwerk ist.

Nicht so günstig ist meines Erachtens das saure Schmelzen in Anwendung auf die Erze des Salzgitterer Höhenzuges zu beurteilen, weil diese Erze einen sehr hohen Kieselsäuregehalt haben, der selbst beim sauren Schmelzen hohe Kalkzuschläge erforderlich macht. Wenn zu dem hohen Kieselsäuregehalt dann noch niedrige Eisengehalte von 23 bis 26 % Fe hinzukommen, so wird wohl die Aufbereitung dieser Erze kaum zu umgehen sein, besonders wenn diese Erze nicht in unmittelbarer Nähe ihrer Lagerstätte Verwendung finden sollen.

Ganz ähnlich müssen die sandigen Doggererze des fränkischen Juras beurteilt werden, weil sie fast keine Basen, aber hohe Gehalte an Kieselsäure besitzen. Freilich sind die Ergebnisse, die bei der Anreicherung dieser Erze in Pegnitz erzielt werden, noch nicht als restlos befriedigend zu bezeichnen; man kann aber heute schon sagen, daß die von G. Sengfelder⁵⁾ dargestellten Aufbereitungsergebnisse sowohl nach der Reinheit des Konzentrates als auch in den Eisenverlusten wesentlich verbesserungsfähig erscheinen.

An einem weiteren Erz möchte ich noch zeigen, daß die Aufbereitung unter Umständen dem sauren Schmelzen sogar in jeder Hinsicht überlegen sein kann; ich denke dabei an die Eisensandsteine, von denen z. B. in Schlesien ein Vorkommen untersucht wird. Eine Probe dieses Sandsteines, die wir im Eisenforschungs-Institut untersuchten, hatte bei 47 % Fe rd. 70 % SiO₂. Es gelang, aus diesem Sandstein auf betriebsmäßigen Magnetscheidern Konzentrate mit 50 % Fe bei einem Eisenausbringen von 86 % zu erhalten.

Während die Verhüttung eines solchen Sandsteines selbst nach dem sauren Verfahren sowohl wegen des Koksverbrauches als auch wegen der Eisenverluste geradezu undenkbar wäre, zeigt die Aufbereitung Ergebnisse, die den Umständen entsprechend als sehr günstig bezeichnet werden müssen.

Der Fall des Eisensandsteines scheint aber auch insofern recht beachtenswert, als er zeigt, daß die Aufbereitung unter Umständen die Grenze der Abbauwürdigkeit der Erze stark heruntersetzen kann und mit ihrer Hilfe Vorräte nutzbar gemacht werden können, die für die unmittelbare Verhüttung nicht in Betracht kommen dürften. Man muß diese Zusammenhänge beachten, insbesondere wenn man etwa Vergleiche ziehen will zwischen den Eisenverlusten beim sauren Schmelzen oder bei der Aufbereitung; denn wegen der besseren bergmännischen Ausnutzung der Lagerstätte wären für die Aufbereitung unter Umständen wesentlich höhere Eisenverluste im volkswirtschaftlichen Sinne wie auch in dem der Selbstkosten tragbar als für das saure Schmelzen. Dabei darf aber gar nicht einmal verallgemeinert werden, daß die Aufbereitung etwa grundsätzlich höhere Verluste als das saure Schmelzen hat, wie ich ja an dem Beispiel des Eisensandsteines gezeigt habe. Zu bedenken ist ferner, daß unter Umständen die bergmännischen Gewinnungskosten eine starke Senkung erfahren werden, wenn arme Erzsorten mitgefördert werden können, weil ihre Verwertbarkeit, z. B. durch Aufbereitung, gegeben ist.

Wenn also durch den Aufsatz des Herrn Lennings und ähnlich durch die kürzlichen Veröffentlichungen der Herren Paschke⁶⁾ und Senfter⁷⁾ der Eindruck hervorgerufen werden könnte, als seien durch die Fortschritte der sauren Hochofenarbeit alle möglichen Erfolge der Erzaufbereitung überholt, so muß ich demgegenüber betonen, daß es nationale Pflicht ist, die Aufbereitungsverfahren weiter zu entwickeln und die hier gebotenen Möglichkeiten der verbesserten Nutzung unserer Eisenerzvorräte wahrzunehmen.

Wenn auch mit dem sauren Schmelzen, wie ich eingangs sagte, ein sofort gangbarer Weg zur verstärkten Verhüttung deutscher Erze eröffnet ist, der keine zeitraubende Schaffung besonderer Aufbereitungsanlagen erfordert, so wird auf lange Sicht der Aufbereitung auf dem Wege zur technisch vollkommensten und wirtschaftlich günstigsten Verwertung der Erze ihr Platz neben der unmittelbaren Verhüttung nicht streitig gemacht werden können. Im Gegenteil glaube ich, daß, wenn der Hochofener erst einmal die Abhängigkeit seiner Selbstkosten beim sauren Schmelzen von der Zusammensetzung der Erze und insbesondere von ihrem Eisengehalt erkannt hat, er, wie auch früher, angereicherte Erze den geringhaltigen Roherzen gegenüber bevorzugt wird.

⁵⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 732/35 (Erzaussch. 40).

⁶⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1114/17.

⁷⁾ Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1373/81.

M. Paschke: Ich glaube, daß hier ein großes Mißverständnis vorliegt. Es denkt kein Mensch daran, ein sehr eisenarmes Erz mit einem ungewöhnlich hohen Kieselsäuregehalt im Sinne des sauren Schmelzens zu verarbeiten. So werden z. B. Eisensandsteine einer Aufbereitung bedürfen. Untersuchungen in meinem Institut und an anderen Stellen haben ergeben, daß hierfür das Verfahren des Kaiser-Wilhelm-Instituts für Eisenforschung durchaus günstig ist. In früheren Veröffentlichungen wies ich darauf hin, daß das Krupp-Rennverfahren eine wertvolle Ergänzung des Paschke-Petz-Verfahrens darstellt. Im September 1935 habe ich bereits in Bad Harzburg⁸⁾ darauf aufmerksam gemacht, daß es nicht unwahrscheinlich ist, daß sich beide Wege, Aufbereitung und saures Schmelzen, gegenseitig ergänzen werden. Herr Luyken mag daraus erkennen, daß allen Verfahren zur Nutzbarmachung eisenarmer Erze die größte Beachtung geschenkt werden muß. Eine Gemeinschaftsarbeit ist deswegen durchaus notwendig.

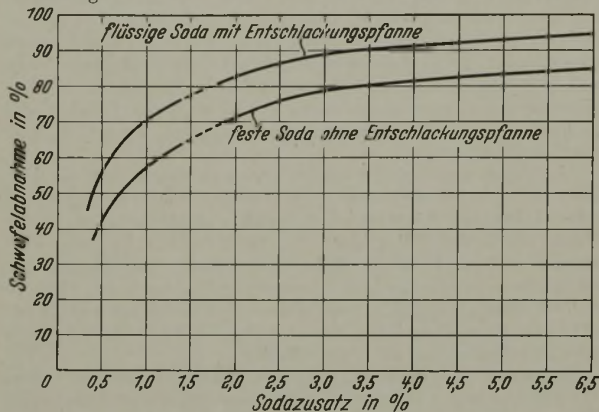


Abbildung 4. Entschwefelung von manganarmen Thomasroheisen und Doggererzroheisen.

A. Holschuh, Völklingen: Auf Grund unserer Erfahrungen und Betriebsergebnisse bei der Entschwefelung von Thomasroheisen, die wir seit 1½ Jahren betreiben, ebenso bei der Entschwefelung von sauer erblasenem Doggererzroheisen gelegentlich unserer Großversuche, kann ich der Ansicht von Herrn Lennings über die Wirkung seines Entschwefelungsverfahrens unter Zuschlag von Kalksteinsplitt zur Soda nicht zustimmen. Der Entschwefelungserfolg bei Sodabehandlung ist stark abhängig von vielerlei Betriebsverhältnissen, z. B. Schnelligkeit des Eisenslaufes, Dauer der Sodaeinwirkung, Art der Sodazugabe, Roheisenzusammensetzung, besonders Siliziumgehalt, Roheisentemperatur, Mitlaufen von Ofenschlacke usw. Durch Unterschiede hierin läßt es sich vielleicht erklären, daß auf der Gutehoffnungshütte die Mitverwendung von Kalksteinsplitt bessere Ergebnisse gezeitigt hat als die Verwendung von reiner Soda. Dagegen ist grundsätzlich dieser Erfolg nicht einzusehen.

Abb. 4 zeigt aus unseren Ergebnissen den Zusammenhang zwischen Sodazusatz und Schwefelabnahme und stellt dabei unsere jetzige Arbeitsweise mit geschmolzener Soda und Umgießen durch die bekannte Entschlackungspfanne dem früheren Verfahren nur mit fester Soda gegenüber. Im Gebiete des manganarmen Thomasroheisens ist die entfernte Schwefelmenge bei flüssiger Soda um 20 bis 25 % größer, also eine sehr erhebliche Verbesserung der Sodaausnutzung.

Aus Zahlentafel 3 des Berichtes von Herrn Lennings sind folgende Mittelwerte zu entnehmen: Der Anfangsschwefelgehalt von 0,284 % wurde durch 18,9 kg Soda und 14,7 kg Kalksplitt je t Roheisen auf 0,088 % Schwefel gesenkt, das bedeutet einen Sodanutzzgrad

$$\eta = \frac{\text{kg entf. S}}{\text{kg Soda} \cdot 0,302^{9)}} = \frac{0,196}{0,189 \cdot 0,302} = 0,34.$$

Abb. 5 zeigt aus zahlreichen Beobachtungen bei der Völklinger Arbeitsweise mit flüssiger Soda die entsprechenden Ergebnisse. Die Doggererzkurve ergibt bei dem gleichen Anfangsschwefel ebenfalls einen Sodanutzzgrad η von etwas über 0,3, wobei aber sehr zu beachten ist, daß wir im Mittel dieser ganzen Versuche auf 0,053 % S herunter entschwefelt haben, während Herr Lennings nur auf 0,088 % gegangen ist. Die Sodaausnutzung ist natürlich außerordentlich abhängig von der Höhe des Endschwefelgehaltes. Je tiefer dieser Endschwefelgehalt ist, um so

schlechter ist der Sodanutzzgrad. η ist also unter verschiedenen Verhältnissen nicht unmittelbar vergleichbar. Es ist klar, daß η auch stark abhängig ist vom Anfangsschwefelgehalt, der Sodanutzzgrad steigt mit höherem Anfangsschwefel. In eine Formel gekleidet ergibt sich

$$\eta = K \cdot \frac{f(S_{\text{Anfang}})}{f'(\% S_{\text{Abnahme}})}$$

Der Wert K enthält den Einfluß der verschiedenen Arbeitsweisen. Im Gegensatz zu η ist er unabhängig von S_{Anfang} und S_{Abnahme} und ist damit von Werk zu Werk vergleichbar. Eine kurvenmäßige Aufzeichnung unserer Entschwefelungsergebnisse läßt die Abhängigkeiten des Sodanutzzgrades η vom Anfangsschwefel und von der Schwefelabnahme in erster Annäherung als linear erscheinen. Nach Einsetzen der betreffenden Werte von Lennings ergibt sich für seine Arbeitsweise der Wert $K = 0,84$, aus unseren Werten $K = 0,87$. Es zeigt sich also, daß das Arbeiten mit flüssiger Soda und nachträglichem Umgießen eine bessere Sodaausnutzung bewirkt als die Verwendung fester Soda mit Kalksplitt. Wärmetechnisch hat die Kalksplittzugabe natürlich erhebliche Nachteile. Die Verwendung von flüssiger Soda bei den Schwefelgehalten, wie sie Herr Lennings nannte, würde rechnerisch nur einen Wärmeverlust von ungefähr 10°

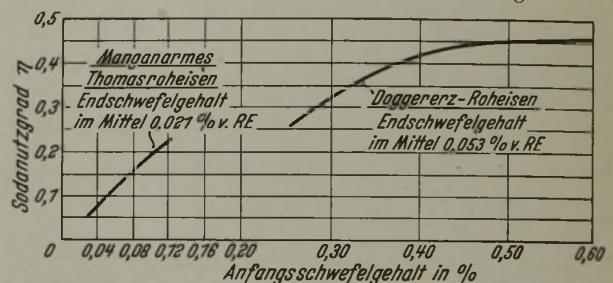


Abbildung 5. Sodanutzzgrad bei flüssiger Soda mit Entschlackungspfanne.

bedeuten, dagegen die Zugabe eines Gemisches aus den angegebenen Mengen fester Soda und Kalksplitt einen Temperaturverlust von etwa 100°. Bei der Verwendung von fester Soda ohne Kalksplittzuschlag würde der Temperaturverlust ungefähr in der Mitte liegen.

Ganz anders als bei der Kalksplittzugabe wird das Verhältnis bei Flußspatzusatz. Die Wirkung des Flußspates kann verschieden gedeutet werden. Es mag dahingestellt bleiben, ob er nur eine verflüssigende Wirkung auf den Kalksplitt ausübt und damit eine bessere Umsetzung ermöglicht, oder ob der Flußspat auch unmittelbar an der Entschwefelung teilnimmt, indem Fluor flüchtig wird und Kalzium dadurch frei wird zur Schwefelbindung. Aus den Ergebnissen von Corby, wo ein Gemisch von Soda, Kalksplitt und Flußspat verwendet wird, läßt sich ein hoher Sodanutzzgrad errechnen. Aus der Veröffentlichung von T. P. Colclough¹⁰⁾ wäre abzuleiten, daß der Flußspat tatsächlich an der Reaktion teilgenommen hat, weil in der Sodaschlacke ein wesentlich niedrigerer Fluoranteil zurückgeblieben ist, als er der angegebenen Mischung entspricht.

E. Senfter, Saarbrücken: In seinen Ausführungen macht Herr Lennings darauf aufmerksam, daß je 100 kg Mehrschlacke ein Koksverbrauch von 44 und 47 kg eingetreten sei. Die Zahlen wurden aus dem Unterschied von zwei grundverschiedenen Versuchen ermittelt. Sie dürften daher nicht ganz eindeutig sein, weil man im ersten Versuch B nur einen Siliziumgehalt von 1,16 %, während man im Versuch C, der zum Vergleich herangezogen wurde, einen Siliziumgehalt von 1,58 % hatte. Allein dieser höhere Siliziumgehalt bedingt schon einen höheren Kokssatz, der auf die Mehrschlacke umgerechnet wurde.

Ferner ist zu bemerken, was auch Herr Lennings schon andeutete, daß die Angaben des Koksverbrauches über die Mehrschlacke noch Wärmeverbrauchskennzahlen für das Austreiben der Kohlensäure enthalten. Darüber hinaus muß aber noch ganz besonders darauf hingewiesen werden, daß nicht nur Arbeitsleistungen im Hochofen für das Austreiben der Kohlensäure, sondern vor allen Dingen für das Trocknen der Erze vollbracht wurden, deren Koksverbrauch ebenfalls der Schlacke zugemessen wurde. Dies ist von besonderer Bedeutung, weil beim Verhütten von armen Erzen mit großen Schlackenmengen andere Verhältnisse als beim Verhütten von reichen Erzen mit geringen Schlackenmengen vorliegen. Verhüttet man arme Erze, so ergibt sich

⁸⁾ Gießerei 22 (1935) S. 560/61.

⁹⁾ Theoretische Schwefelmenge bei vollständiger Bildung von Natriumsulfid.

¹⁰⁾ Iron Coal Tr. Rev. 135 (1937) S. 362/64; Iron Age 140 (1937) Nr. 21, S. 33/37; vgl. Stahl u. Eisen 57 (1937) S. 1430/31.

daß man im Gestell des Hochofens mehr Koks verbrennen muß, als man dort für die Durchführung der Reaktionen und das Schmelzen von Eisen und Schlacke notwendig hat, um eine genügend große Abhitze für das Vorbereiten der großen Erzmengen im Schacht zu haben. Bei der Verhüttung von reichen Erzen mit wenig Schlacken liegt der umgekehrte Fall vor. Die große Gestellarbeitsleistung bedingt einen Koksverbrauch, dessen Abhitze ausreicht, um die geringen Erzmengen genügend vorzubereiten und aufzuwärmen. Deshalb hat man hier bei Wärmeverbrauchsrechnungen und Betrachtungen keine Rücksicht auf etwa vorhandene Feuchtigkeitsmengen im Erz zu nehmen. Steigt der Feuchtigkeitsgehalt, so sinkt nur die Gichtgastemperatur ab, ohne daß der Koksverbrauch sich wesentlich ändert. In diesem Zusammenhang wäre auch die Wirkungsweise des Wassereinspritzverfahrens von G. Eichenberg zur Verminderung der Gichtstaubplage zu nennen. Die Zugabe von Wasser hat an den Hochofen der Ruhr, die mit reichen Erzen arbeiten, keine Veränderung im Koksverbrauch mit sich gebracht.

Geht man nun zu den armen Erzen über, so muß man die im Erz vorhandenen Wassermengen in allen Betrachtungen über den Koksverbrauch berücksichtigen. Das gilt natürlich ganz besonders für die Ermittlung des Mehrkoksverbrauchs je t Mehrschlacke. Aus dem Versuch C ist ersichtlich, daß etwa 685 kg Kohlendioxid je t Roheisen, schätzungsweise 1200 kg Wasser je t Roheisen bei rd. 2630 kg Schlacke je t Roheisen vorhanden waren. Um 1 kg H₂O im Hochofen zu entfernen, benötigt man 680 kcal, um 1 kg CO₂ zu entfernen, 1010 kcal. Das Schmelzen von 1 kg Schlacke verlangt 280 kcal. Unter Berücksichtigung dieser Wärmebedarfszahlen und einer thermischen Ausbeute des Heizkokes von rd. 2200 kcal je kg Koks ergeben sich also Einzelkennziffern für das Wasseraustreiben von 310 kg Koks je t H₂O, für das Austreiben der Kohlendioxid von 460 kg Koks je t CO₂ und für die Schlacke von 130 kg Koks je t Schlacke. Legt man die je t Roheisen anfallenden Wasser- und Kohlendioxidmengen auf 1 t Schlacke um, so ergibt sich ein Kohlendioxidanteil von 260 kg/t Schlacke und ein Wasseranteil von 460 kg/t Schlacke.

Als Koksverbrauch je t Schlacke unter Berücksichtigung der Wasser- und Kohlendioxid-austreibung ergibt sich also:

für die Kohlendioxid-austreibung	0,26 · 310 =	80 kg Koks je t Schlacke
für die Wasseraustreibung	0,46 · 460 =	210 kg Koks je t Schlacke
für 1 t Schlacke	1,00 · 130 =	130 kg Koks je t Schlacke
Gesamtkoksverbrauch		420 kg Koks je t Schlacke

Die Summe dieser Koksverbrauchszahlen deckt sich mit der Angabe von Herrn Lennings. Sie läßt aber auch gleichzeitig erkennen, daß der Koksverbrauch je t Schlacke niemals 440 kg Koks je t Schlacke sein kann, sondern höchstens sich in Grenzen von ungefähr 130 kg Koks je t Schlacke bewegt.

Die unklare Behandlung des Koksverbrauchs kann vielleicht noch viel besser als durch das Rechenbeispiel gekennzeichnet werden, wenn man die Koksverbrauchszahl aus dem Versuch A mit 973 kg/t Roheisen bei einer Schlackenmenge von 690 kg/t Roheisen mit den Ergebnissen einer üblichen Minette-Sintergut-Verhüttung an der Saar vergleicht, wobei 800 bis 850 kg Koksverbrauch bei einer Schlackenmenge von 950 kg/t Roheisen auftreten. Stellt man diese beiden Versuche in der Art, wie es Herr Lennings mit den Versuchen B und C gemacht, gegeneinander, so ergibt sich hier der Widerspruch, daß die Erhöhung der Schlackenmenge von 690 kg auf rd. 950 kg, also um 260 kg/t Roheisen, keine Erhöhung, sondern eine Verminderung des Koksverbrauches um 973 — 825 = rd. 148 kg/t Roheisen nach sich zieht. Man käme also beim Vergleich dieser beiden Verhüttungsverfahren zu dem Schluß, daß man je t Mehrschlacke $\frac{148}{0,26} = 570$ kg Koks einspart.

Die meines Erachtens nicht einwandfreie Unterteilung des Koksverbrauches für Schlacken usw. durch Herrn Lennings führt auch noch zu Fehlschlüssen über die Leistungsfähigkeit der Hochofen. In der Abb. 3 des Aufsatzes¹¹⁾ wird angegeben, daß die Roheisenerzeugung bei Zugabe von 100 % deutschen Erzen auf die Hälfte zurückgeht. Das ist selbstverständlich, wenn die Hochofen neben der Eisenerzeugung noch die gleiche Menge an Heißdampf und die Hälfte dieser Menge an Kohlendioxid herstellen. Würde man durch Erzvorbereitungen auf die Wasser- und Kohlendioxidherstellung verzichten, so wäre zweifelsohne die Leistungsfähigkeit der Hochofen, bezogen auf Eisen, wesentlich größer, als sie angegeben wurde.

Beachtenswert sind auch die Ausführungen über die Zersetzung der Kohlendioxid aus dem Kalk in Berührung mit dem Koks. Hier anzunehmen, daß ein Zerfall der Kohlendioxid statt-

findet, ist rein metallurgisch bemerkenswert, hat aber wärmetechnisch keine Bedeutung, wenn man den Koksatz über die indirekte Reduktion über den Kohlendioxidanteil im Gichtgas beurteilt. Es ist völlig belanglos, ob Kohlendioxid zu Kohlenoxyd zersetzt wird und auf der anderen Seite für Erzreduktionen wieder oxydiert wird. Die Summe aller Einnahmen und Ausgaben ist die eindeutige Richtlinie für den Koksverbrauch. Voraussetzung ist allerdings, daß bei Vorausberechnungen wie auch bei den oben angeführten Ueberschlagsrechnungen die Temperatur der gasförmigen Stoffe an allen Stellen des Hochofens über der des Stoffes liegt. Bei Erzverhüttungen mit großen Schlackenmengen ist dies aber nach unseren Erfahrungen stets der Fall, weil der gesamte Wärmevergong im Hochofen mit großer Schlackenmenge dem Wärmevergong in einem gewöhnlichen Block-Stoßofen ähnelt, selbst auch, wenn gewisse Kohlendioxid- und Wassermengen im Möller vorhanden sind.

Das hat auch zur Folge, daß man beim Verhütten der armen Erze einen störungsfreien Ofengang hat. Der Ofen ist stets im Gleichgewicht. Wird er durch Mangel an Koks oder sonstwie etwas kälter, so fällt lediglich die Eisen- und Siliziumausbeute. Wird der Ofen wärmer, so steigen beide an. Ein Rohgang und damit ein Hängen, wie es bei reichen Erzen möglich ist, kann bei gut vorbereitetem Erzmöller aus armen Erzen kaum auftreten.

J. Stoecker: Die Ausführungen von Herrn Senfter haben gezeigt, wie man zu einem günstigen Koksverbrauch gelangen kann. Es kommt nur darauf an, wie man die Sache anfaßt. Wir sind mit Herrn Senfter der Ansicht, daß man mit eisenarmen Roherzen nicht viel anfangen kann. Wir müssen sie planmäßig vorbereiten. Dann bin ich überzeugt, daß wir mit einer geringeren Menge Koks für die Schlackenmelzung auskommen. Andererseits spielt die Schlackenbildungswärme in der Rechnung eine große Rolle; sie wird aber manchmal da frei, wo wir es gar nicht wünschen. Die Unregelmäßigkeiten z. B. von der Durchsatzseite her müssen berücksichtigt werden. Wenn alles so vollkommen im Hochofen wäre, dann kämen wir noch mit einem viel niedrigeren Koksverbrauch aus. Selbstverständlich sind diese Rechnungen für den Betriebsmann von Bedeutung, da man daraus etwas lernen kann.

H. Bansen, Rheinhausen: Anschließend an die Worte von Herrn Paschke sehe ich auch das große Verdienst der Arbeit von Herrn Lennings darin, daß er dem Begriff „saurer Schmelzen“ das Schlagwortartige nimmt und genaue Verfahrensanleitungen entwickelt. Kraß ausgedrückt kann man sagen: „Man muß nur Kalk genug haben, dann kann man sauer schmelzen“. Die badischen Doggererze und das Portaerz entsprechen dieser Voraussetzung. Bei sauren Erzen ist die Kieselsäure ebenso störend wie der Kohlendioxidgehalt des Zuschlages. Beide erfordern ähnlichen Koksverbrauch. Deshalb steht die Frage: „Wie macht man einen Möller durch Rösten kohlendioxidfrei?“ neben der Frage: „Wie macht man ihn so kieselsäurearm, daß man einen Kalksteinzuschlag überhaupt entbehren kann?“

Zweifelloos wird es sich in manchen Fällen lohnen, dafür Aufbereitungsverfahren zu verwenden. Demgegenüber weist das Rennverfahren den Vorzug auf, daß es bei sauersten Erzen die Kieselsäure mit kleinstem Kalkaufwand $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 0,16\right)$ ganz beseitigt.

Man erhält damit ein vorzügliches Mittel, um das Kalk-Kieselsäure-Verhältnis im Restmöller auf das richtige Verhältnis zum sauren Schmelzen zu bringen.

W. Lennings, Oberhausen: Zu den Ausführungen von Herrn Senfter möchte ich bemerken, daß der Hochofen ein verhältnismäßig sicherer Rechner ist. Man muß auf jeden Fall von den Ergebnissen zu Folgerungen kommen und diesen Folgerungen einen größeren Wert beimessen als den reinen Berechnungen. Ich möchte nur daran erinnern, daß man verschiedene Umstände und Einflüsse bei reinen Rechnungen nicht berücksichtigen kann. Dazu gehört der Einfluß der Durchsatzzeit und der Erzstückigkeit. Man kann nicht berücksichtigen die Art der Nebeneinanderlagerung von Kalk und Kieselsäure, ebensowenig die Durchwärmung des grobstückigen Beschickungsgutes. Die Wärmetönungen sind zum Teil nicht einwandfrei. Wir kennen auch nicht die Schlackenbildungstemperatur. Es ist sehr leicht möglich, daß ein selbstgehendes Erz oder eine fertige Schlacke bei 1300° schmilzt, während eine andere Schlacke mit Kalkstein sich erst bei 1600 bis 1700° bildet. Man kann auch nicht ohne weiteres einen Minettebetrieb vergleichen mit einem Betrieb, bei dem Kalk und Kieselsäure nebeneinander gelagert ist, d. h. bei dem man ein selbstgehendes Erz verhüttet. Grundsätzlich kann man diese beiden Fälle auch nicht mit einem Hochofenbetrieb ver-

¹¹⁾ Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 54.

gleichen, bei dem der Kalkstein gesondert zugeschlagen wird. Ich muß nochmals betonen, daß wir versucht haben, an Hand unserer praktischen Versuchsergebnisse die Steigerung der Koks-menge je 100 kg saurer aus Kalk und Kieselsäure hergestellter Schlacke zu ermitteln, und haben dabei etwa 47 kg Koks gefunden. Allen rheinisch-westfälischen Hochöfnern ist bekannt, daß die Erhöhung der Schlackenmenge bei Verhüttung selbstgehender Erze, wie Minette, wesentlich weniger ausmacht als beim Verschmelzen von Kieselsäure und Kalkstein.

J. Stoecker: Ein Ueberblick über die Erzlager in Deutschland zeigt, daß ein großer Teil unserer deutschen eisenarmen

Erze nach zweckmäßiger Vorbereitung nach dem Paschke-Peetz-Verfahren ungefähr selbstgehend verarbeitet werden kann. Das Salzgittergebiet ist bezüglich des sauren Verfahrens etwas notleidend, aber wo die Not am größten, da sind die kalkhaltigen Erze auch am nächsten. Die sehr sauren Erze aufzubereiten, ist nach meiner Ansicht Sache des Rennens, das es im Ausbringen und in technischer Beziehung auf eine beachtliche Höhe gebracht hat. Aber auch den anderen Aufbereitungsverfahren wollen wir volles Vertrauen entgegenbringen und wünschen, daß auch sie in der nahen Zukunft einen höheren Grad an Ausbringen erreichen werden.

Umschau.

Verwendung von Rollenlagern an Walzwerkskranen.

Nachstehende Ausführungen geben einen Ueberblick über die in einem großen Hüttenwerk an Walzwerkskranen gemachten Erfahrungen mit Rollenlagern.

Als ein Beispiel für den vorteilhaften Einbau von Rollen- statt Gleitlagern möge ein Laufkrandienen, der ganz auf Rollenlager geändert wurde. Der Kran braucht nur alle Jahre geschmiert zu werden. Der Fahrwerksmotor hat 31 kW, während der gleiche Kran mit Gleitlagern einen Fahrwerksmotor von 59 kW benötigt.

Die grundsätzliche Anordnung eines Fahrwerkes zeigt Abb. 1. Alle kraftübertragenden Lager sind als Korb-lager ausgebildet, sowohl am Räderkasten als auch an den Enden der Fahrwelle, während die anderen Lager übliche Steh-lager sind. Ein

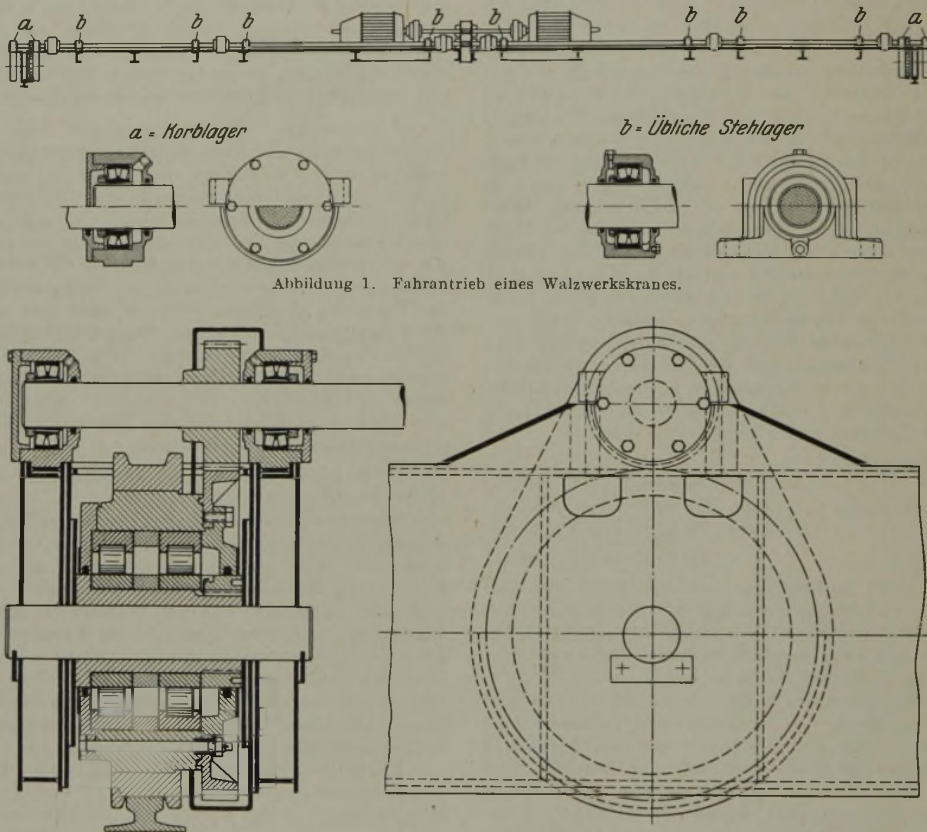


Abbildung 1. Fahrtrieb eines Walzwerkskranes.

Abbildung 2. Kopfträgerausbildung eines Walzwerkskranes.

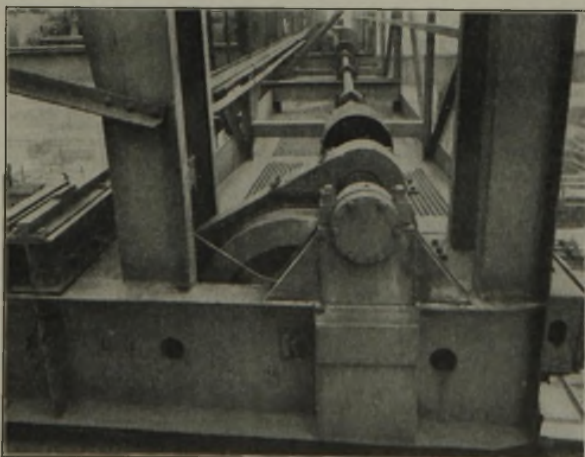


Abbildung 3. Korb-lager der Fahrwellenenden mit angeschweißtem Untersatz.

Grundfehler der meisten Kranbauarten liegt in der Befestigung der Endlager der Fahrwellen. Abb. 2 zeigt eine Endwellenlagerung über dem Lauf-rad, die so ausgebildet ist, daß sie die Kräfte nicht über eine Schraube, Niete oder einen Keil überträgt, sondern der gesamte Kopfträger wurde so

gestaltet, daß er die ganz erheblichen Drücke, die durch das Abbremsen des Ritzels auf dieses Lager kommen, tatsächlich unmittelbar aufnimmt und nicht mittelbar über einige Schrauben überträgt. Abb. 3 zeigt, wie die Korb-lager in Untersätzen ruhen, die in den Kopfträger eingefügt sind und einen Teil desselben bilden.

Abb. 4 zeigt einen in stand-fester geschweißter Bauart ausgebildeten Räderkasten; bei diesem wurde mit Korb-lagern eine Verbindung hergestellt, die größtenteils durch die Art des Einfügens der Korb-lager, nicht aber allein durch Schrauben, die Kraft überträgt.

Bei der Kran-laufradlagerung nach Abb. 5 wird auf die unvermeidlichen Unregelmäßigkeiten in den Kranbahnen Rücksicht genommen. Lautalscheiben nehmen die Axialschübe und Wälzlager die Radialdrücke auf, dabei ist aber für bequemes

Ausbauen gesorgt worden. Erwähnt sei, daß auch die Lager auf Katzen von Tiefofenkranen sämtlich mit Wälzlagern versehen wurden.

Von den Vorteilen der Wälzlagerung mögen folgende erwähnt werden: Die Lagerwartung hört praktisch vollständig auf. Ein

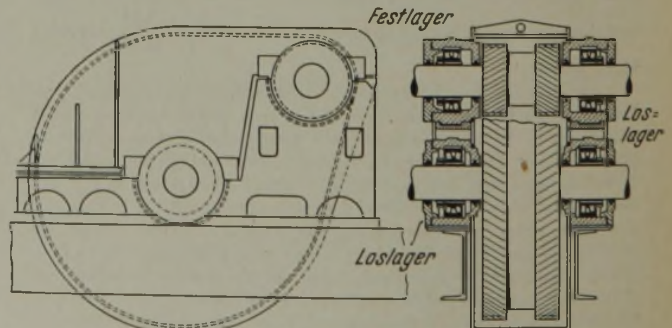


Abbildung 4. Räderkasten eines Kranfahrwerkes.

10-t-Verladekran mit Gleitlagern braucht im Jahr 250 kg Fett und 20 l Oel, ein gleicher Kran unter fast denselben Verhältnissen, aber mit Rollenlagern, braucht im ganzen Jahr 25 kg Fett und noch keine 20 l Oel. Dabei konnte die Lebensdauer der Rollen-lager so hoch bemessen werden, daß sie die Lebensdauer der

Spurkränze um ein erhebliches überschritt. Um den Spurkranzverschleiß herabzusetzen und um ungefähr gleiche Lebensdauer zu erreichen, wurde eine seitliche Schmierung der Schienenköpfe nach Abb. 6 angewendet. Der Werkstoffverschleiß an den Spurkränzen unter gleichen Betriebsbedingungen wie vorher ist auf ein Fünftel bis ein Zwanzigstel zurückgegangen. Diese Anord-

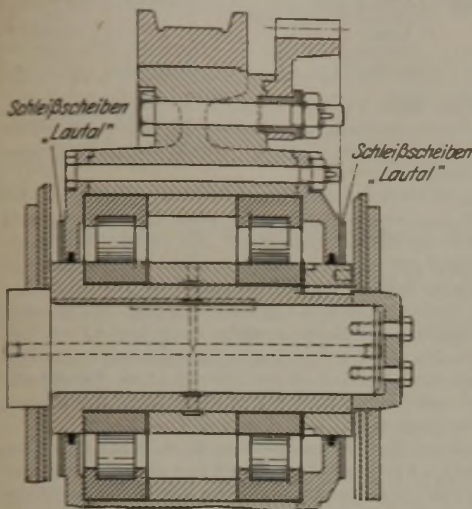


Abbildung 5. Kranlaufrolllagerung.

nung ermöglicht es, z. B. an Tiefofen-Laufkrankanten die Laufäder seit über zwei Jahren unausgewechselt laufen zu lassen, und es kann hier noch an keine Erschöpfung der Lebensdauer gedacht werden. Früher mußten diese Laufräder alle sechs Wochen ausgebüchelt werden und meistens auch neue Reifen erhalten.

Zusammenfassend kann gesagt werden, daß nicht nur die Normung von Kranteilen, wie z. B. Laufrädern, sondern auch der Umbau von Gleitlagern auf Wälzlager sich als wirtschaftlich erwiesen hat, wie dies besonders deutlich aus der Tatsache hervorgeht, daß an drei umgelagerten Tiefofen-Laufkrankanten allein jährlich mehr als 12 000 *RM* gespart werden.

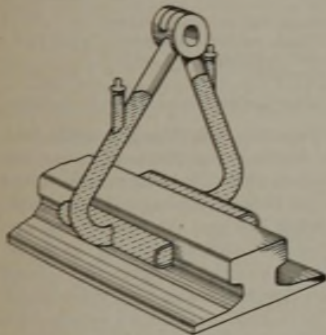


Abbildung 6. Kranlaufschienenschmierung.

Daraus folgt, daß es nicht allein genügt, Gleitlager auf Ersatzstoffe umzulagern, sondern es muß auch versucht werden, Gleitlager durch Rollenlager zu ersetzen, wenn dies baulich möglich ist. Daß dieses Bestreben bei alten Kranen manchmal auf Hindernisse stößt, ist selbstverständlich, dürfte aber kein Grund sein, hiervon abzusehen, um so weniger, als auch schon der geringere Stromverbrauch bei Kranen mit Rollenlagern deren Einbau wirtschaftlich rechtfertigt.

Schließlich sei noch darauf hingewiesen, daß sich auch bei Walzwerken der Umbau von Gleitlagern in Rollenlager sehr lohnt. So wurden von vielen Tausenden von Gleitlagern im Walzwerk des erwähnten Hüttenwerkes in den letzten vier Jahren allein 3500 Rollenlager eingebaut, neben 1000 gußeisernen Lagern und einigen hundert Kunststofflagern. Da trotzdem noch Lager mit einem Metallgehalt von über 100 t vorhanden sind, so wird die Umlagerung zum Ersparen von Metallen fortgesetzt werden.

Kurt Rosenbaum.

Die Herstellung von Mikroschliffen auf Bleischeiden mit gebundenen Schleifmitteln.

Das Schleifen mit Mitteln, die in einer Flüssigkeit aufgeschlämmt sind, hat den Nachteil, daß Risse, die beim vorhergehenden Grobschleifen entstanden sind, ebenso wie vielleicht vorhandene Hohlräume durch mehr oder weniger starke Auswaschung verbreitert werden. Außerdem ist diese Schleifart für Einschlusuntersuchungen meist unvorteilhaft, da weiche Schlackeneinschlüsse schneller abgetragen und ihre Plätze dann durch Schleifmittel verschmiert werden, glasige Schlackenteilchen leicht abgetragen werden und dann zu den gleichen Fehlern Anlaß

geben, und endlich harte Einschlüsse, sofern sie nicht schon ausgefallen sind, vorstehende Stellen bilden, an denen sich das Schleifmittel in Formen von Sternen oder Schweifen festsetzt.

Um diese Fehler zu vermeiden und vor allem auch das Schleifen und Polieren mit besserem Wirkungsgrad durchzuführen, schlägt K. Amberg¹⁾ vor, das Schleifmittel nicht mehr aufzuschlämmen, sondern auf einer Unterlage zu binden, die ziemlich hart sein soll. Dies muß so geschehen, daß einmal ein Verkleben der Unterlagen durch den Schleifstaub vermieden wird und zweitens die Erneuerung der schleifenden Unterlage nur wenig Zeit beansprucht. K. Amberg verwendet deshalb Bleischeiden, auf die er das Schleifmittel (Schmirgel oder Wolframkarbid) aufträgt und mit einem Eisenfirnis festhält, der in Benzol gelöst wurde. Das Wolframkarbid wird dabei an Stelle des feinsten Schmirgels verwendet, da es wirksamer als dieser ist.

Der Gang des Schleifens ist dann folgender:

1. Grobschleifen,
2. Schleifen mit Schmirgel von 100 bis 40 μ Korngröße,
3. Schleifen mit Schmirgel von 50 bis 25 μ Korngröße,
4. Schleifen mit Wolframkarbid von weniger als 4 μ Korngröße.

Wichtig ist bei diesem Verfahren, daß die Schilfe schon beim Grobschleifen genau eben hergestellt werden. Die Anfertigung der Bleischeiden für das Feinschleifen und das Aufbringen des Schleifmittels wird in der Arbeit im einzelnen beschrieben. Der Belag der Scheiben ist nach etwa 50 bis 100 Zügen (mit einer Probe von 16 mm Dmr.) über die ganze Scheibe abgenutzt. Er wird dann dadurch erneuert, daß man mit einem in Benzol getauchten Pinsel über die Schleiffläche streicht. Hierdurch wird der Firnis gelöst, und die Schleifkörner werden in eine andere Lage gebracht. Die Scheibe ist dann nach etwa 1 min wieder gebrauchsfähig. Gleichzeitig wird der Schleifstaub in der Unterlage gebunden. Das Verfahren kann auch auf umlaufende Scheiben angewendet werden. Um die Schleifriefen und die unter ihnen liegende kaltverformte Schicht des vorhergehenden Schleifvorganges zu beseitigen, muß man nach dem Grobschleifen eine Schicht von etwa 20 μ , nach dem Feinschleifen von weniger als 2 μ Dicke bei weichem Eisen abtragen. Die Tiefe der Riefen allein wird auf etwa die Hälfte dieser Werte geschätzt. Die Dicke der Schichten, die sich bei einer bestimmten Probeabmessung (16 mm Dmr.), einer bestimmten Zeit (45 s) und einem bestimmten Gesamtschleifweg (10 m) von weichem Eisen und gehärtetem unlegiertem Stahl (0,9 % C) entfernen lassen, liegt bei dem feinen Schmirgelpapier 000 bei 12 bis 5 μ bzw. 5 bis 1 μ . Die Versuche wurden von Hand ausgeführt, so daß der Schleifdruck nicht streng gekennzeichnet ist.

Die Polierzeit kann nach dem Feinschleifen mit Wolframkarbid sehr stark abgekürzt werden. Um ein ungleiches Polieren von Rand und Mitte, insbesondere größerer Proben, zu vermeiden, empfiehlt K. Amberg, der Polierscheibe eine geringe Wölbung zu geben (etwa 1 mm bei 200 mm Dmr.).

Zusammenfassend stellt Amberg als Vorteile seines Verfahrens gegenüber dem Schleifen mit Schmirgelpapier folgendes fest:

1. praktisch ebene Schlifoberfläche bis zum Rand, daher
2. Beschleunigung des Abschleifens;
3. rasche Erneuerungsmöglichkeit für die Schleifschicht;
4. Verwendungsmöglichkeit feinerer Schleifmittel, daher
5. Abkürzung der Polierzeit und
6. billigerer Betrieb als mit Schmirgelpapier.

Das Verfahren ist beim Stahlwerk Oesterby und in etwas abgeänderter Form beim Metallographischen Institut, Stockholm, in Anwendung. Die Angaben von K. Amberg lassen es erwünscht erscheinen, auch in Deutschland einmal zu prüfen, wie es mit den erwähnten Vorzügen bestellt ist.

Hanns Wentrup.

Zur Frage der Flecken im Stahl.

E. A. Klausting²⁾ untersuchte in einer Arbeit, die zur Feststellung der zur Fleckenbildung führenden Bedingungen diente, im basischen Elektroofen erschmolzene Stähle der in *Zahlentafel 1* angegebenen Zusammensetzung, die eine hohe Fleckenanfälligkeit aufwiesen. Die Blöcke wurden zur Erhaltung einer möglichst hohen Fleckenempfindlichkeit ohne Vorwärmung in Schmiedeofen eingesetzt und nach 1,5 bis 3 h bei Temperaturen von 1180 bis 800° auf Knüppel von 100 mm \square ausgeschmiedet. Die Beurteilung der Fleckenanfälligkeit erfolgte durch Auszählen der Flecken im Querschliff. Zur Ueberwachung wurden außerdem Bruchproben angefertigt. Als Vergleichsproben dienten nach dem Schmieden luftabgekühlte Proben der gleichen Abmessung aus Blockkopf-, -mitte und -fuß, die nach dreitägigem Lagern und anschließendem Erhitzen auf 800° auf Flecken untersucht wurden.

¹⁾ Jernkont. Ann. 121 (1937) S. 603/13.

²⁾ Metallurg 12 (1937) Nr. 5, S. 21/33.

Zahlentafel 1. Zusammensetzung der untersuchten Stahlsorten.

Stahl Nr.	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Ni %	Cr %	Mo %	W %	Blockgewicht kg
1	0,10 bis 0,16	höchstens 0,35	0,20 bis 0,50	höchstens 0,03	höchstens 0,025	2,8 bis 3,4	0,55 bis 0,90	—	—	800
2	0,33 bis 0,41	höchstens 0,40	0,25 bis 0,60	höchstens 0,03	höchstens 0,03	3,0 bis 3,7	1,20 bis 1,60	—	—	800 bis 1000
3	0,20 bis 0,30	höchstens 0,40	0,25 bis 0,50	höchstens 0,03	höchstens 0,025	4,0 bis 4,7	1,30 bis 1,70	—	0,8 bis 1,2	800 bis 1000
4	0,25 bis 0,35	höchstens 0,35	0,40 bis 0,70	höchstens 0,03	höchstens 0,03	—	0,80 bis 1,20	0,15 bis 0,25	—	800
5	0,95 bis 1,10	0,15 bis 0,35	0,20 bis 0,40	höchstens 0,027	höchstens 0,02	—	1,30 bis 1,65	—	—	430
6	1,10 bis 1,25	höchstens 0,35	0,15 bis 0,40	höchstens 0,03	höchstens 0,03	—	0,10 bis 0,30	—	1,8 bis 2,2	300
7	0,90 bis 1,05	0,15 bis 0,35	0,80 bis 1,10	höchstens 0,03	höchstens 0,03	—	0,90 bis 1,20	—	1,2 bis 1,6	300

Zur Feststellung der Temperatur, bei der die Flockenbildung eintritt, wurden Proben der Stähle 1, 2, 3 und 5 nach dem Schmieden auf 250, 200, 150, 100, 50, 30 und 20° an Luft und in Asche abgekühlt und danach sofort in einen Ofen mit einer Temperatur von 800° eingesetzt. Nach 24 h wurden die Proben langsam auf Zimmertemperatur abgekühlt und dann sofort auf Flocken geprüft. Nach dieser Behandlung konnte an keiner der Proben Flockenbildung beobachtet werden. Es stellte sich jedoch heraus, daß die Proben nach dem Lagern bei Zimmertemperatur nach einiger Zeit zum Teil doch Flocken aufwiesen. Anscheinend setzt die Flockenbildung bei Zimmertemperatur nach einer gewissen „Inkubationszeit“ ein.

Bei weiteren Versuchen wurden die ausgeschmiedeten Proben langsam in Schlackenwolle auf verschiedene Temperaturen abgekühlt, von denen ab sie dann an Luft weiter erkalteten. Die Untersuchung auf Flocken wurde jeweils drei Tage nach erfolgter Abkühlung vorgenommen. Die Ergebnisse dieser Versuche zeigten, daß eine Verzögerung der Abkühlungsgeschwindigkeit sowohl im Gebiet der Temperaturen des Perlitzerfalls als auch unmittelbar oberhalb des Martensitumwandlungspunktes einen entscheidenden Einfluß auf die Entstehung von Flocken ausübt. Bei einer weiteren Versuchsreihe wurden die ausgeschmiedeten Proben in Oefen eingesetzt, die eine dem Perlitzerfall entsprechende Temperatur hatten. Nach verschiedenen Zeiten wurden sie dann herausgenommen und an der Luft abgekühlt, wobei die Prüfung auf Flocken auch hier nach dreitägiger Lagerdauer ausgeführt wurde. Aus diesen Versuchen, deren Ergebnisse in der *Zahlentafel 2* zusammengestellt sind, folgt gleichfalls, daß die Vorgänge bei den Temperaturen des Perlitzerfalls auf die Flockenbildung einen entscheidenden Einfluß ausüben.

Zahlentafel 2. Untersuchung über den Einfluß des isothermen Perlitzerfalls auf die Flockenbildung.

Stahl Nr.	Glüh-temperatur °C	Glühzeit h	Zeit, von der ab keine Flocken festgestellt wurden h	Zahl der Flocken in der Vergleichsprobe
1	590 bis 620	2, 3, 4, 6, 9, 12, 16, 20, 24	16	35 bis 21
2	620 bis 640	3, 6, 9, 16, 20, 24	12	57
2	590 bis 620	2, 4, 6, 9, 16, 20, 24	9	4 bis 40
4	660 bis 690	2, 3, 6, 9, 12, 16, 24	6	30 bis 57
4	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	6	35 bis 86
5	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	9	117 bis 120
5	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	9	80 bis 100
6	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	9	140
7	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	6	90
7	660 bis 690	3, 6, 9, 12, 16, 24	6	140 bis 160

Ergänzend zu diesen Versuchen wurde noch eine Gefügeuntersuchung von Proben der Stähle 1 und 2 vorgenommen. Die bis zu verschiedenen Temperaturen in Schlackenwolle und danach an Luft abgekühlt worden waren, ferner an Proben der gleichen Stahlmarken, bei denen man eine Glühung durchgeführt hatte. Bei den Proben, deren Gefüge frei von Martensit war,

wurden in keinem Falle Flocken festgestellt. Bei den übrigen Proben war ein Zusammenhang zwischen der Menge der im Gefüge vorhandenen Martensitfelder und der Anzahl der auftretenden Flocken zu beobachten.

Aus den geschilderten Versuchen folgert der Verfasser, daß der Wasserstoff eine notwendige, nicht aber eine hinreichende Voraussetzung für die Flockenbildung ist. Als zweite Bedingung, welche noch hinzukommen muß, für sich allein aber auch nicht zur Flockenbildung führen kann, bezeichnet er die zu hohen Spannungen im Gefüge führende Umwandlung zum tetragonalen Martensit. Die Bildung der Flocken erfolgt nach Ansicht des Verfassers im Gegensatz zu den bisherigen Annahmen¹⁾ nach dem Lagern bei Zimmertemperatur, wobei die zu ihrer Entstehung erforderliche Zeit durch die Diffusionsgeschwindigkeit des Wasserstoffs im Stahl bedingt ist.

An einer anderen Stelle²⁾ untersuchte E. A. Klausting den Zusammenhang zwischen der Flockenvermeidung und der Flockenanfälligkeit. In der oben geschilderten Weise ausgeschmiedete Proben der Stahlmarke 3 wurden in Schlackenwolle bis 250° abgekühlt und dann auf die in *Zahlentafel 3* angegebene Weise behandelt. Alle diese Proben waren dem Kopf eines Blockes entnommen worden, dessen Vergleichsproben aus dem Kopf 220 und aus der Mitte 113 Flocken aufwiesen. Diese

Zahlentafel 3. Flockenanfälligkeit des Stahles 3 (Zahlentafel 1) nach verschiedener Wärmebehandlung¹⁾.

Behandlung nach Entnahme aus der Schlackenwolle	Zahl der Flocken
An Luft abgekühlt und nach einigen Tagen auf 640° angelassen	—
Sofort bei 950° normalgeglüht, nach 3 Tagen auf 640° angelassen	42, 72
An Luft abgekühlt, nach 24 h bei 950° normalgeglüht, nach 3 Tagen weichgeglüht, auf 640° angelassen	60, 60

¹⁾ Vorbehandlung: Geschmiedet, dann bis 250° in Schlackenwolle abgekühlt.

Versuche zeigen, daß durch die langsame Abkühlung in Schlackenwolle (während etwa 50 h) eine Bildung von Martensit zwar vermieden wurde, daß aber die Proben nach dieser Zeit noch so viel Wasserstoff enthielten, daß sie bei Luftabkühlung nach erfolgtem Normalglühen erneut flockenanfällig wurden. An einer Probe vom Kopf eines Blockes einer anderen Schmelze wurden nach der gleichen Wärmebehandlung keine Flocken festgestellt. Diesen Unterschied erklärt der Verfasser durch verschiedene Wasserstoffgehalte der Ausgangsproben. Er nimmt an, daß im ersten Falle bei höherem Wasserstoffgehalt der Probe die Abkühlungszeit in Schlackenwolle von 50 h zur Entfernung des Wasserstoffs nicht genügte, während im zweiten Falle die geringere überschüssige Wasserstoffmenge in der gleichen Zeit aus dem Stahl austreten konnte. E. A. Klausting folgert aus seinen Versuchen, daß eine Verhinderung der Flockenbildung keineswegs der Beseitigung der Flockenanfälligkeit gleichzusetzen ist. *Georg Hieber.*

¹⁾ E. Houdremont und H. Korschan: Stahl u. Eisen 55 (1935) S. 297/304.

²⁾ Metallurg 12 (1937) Nr. 9/10, S. 70/78.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 22 vom 2. Juni 1938.)

Kl. 7 a, Gr. 16/01, M 136 981. Pilgerwalzenkalibrierung. Erf.: Albert Calmes, Buß (Saar). Anm.: Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 7 a, Gr. 16/01, T 46 428. Pilgerschrittwalzewerk. Leopold Tschulenk, Mährisch-Ostrau (Tschechoslowakei).

Kl. 7 a, Gr. 19, K 142 881. Verfahren zur Herstellung von Stahlmantelwalzen. Wspólnota Interesów Górniczo-Hutniczych, Spółka Akcyjna, Kattowitz.

Kl. 18 a, Gr. 2/03, H 149 967. Verfahren zum Verhüttbar-machen von Kiesabbränden. Erf.: Dr. Otto Seidl, Budapest.

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

Anm.: „Hungaria“ Kunstdünger, Schwefelsäure- und Chemische Industrie, A.-G., Budapest.

Kl. 18 c, Gr. 14, H 142 911. Verfahren zur Verbesserung der magnetischen Eigenschaften von Nickel und Eisen enthaltenen Legierungen. Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., Hanau.

Kl. 19 a, Gr. 24, K 138 839. Zusammengesetzte, eiserne Hohlschwelle. Fried. Krupp, A.-G., Essen.

Kl. 24 c, Gr. 6, H 143 591. Vorrichtung zur Windmengenmessung bei Regenerativofenanlagen. Dipl.-Ing. Siegfried Hinrichs, Berlin-Charlottenburg.

Kl. 24 e, Gr. 9, H 149 795. Beschickungsvorrichtung für Gaserzeuger. Erf.: Kurt Schmidt, Köln-Holweide. Anm.: Humboldt-Deutzmotoren, A.-G., Köln.

Kl. 31 c, Gr. 15/04, M 127 960. Mittel zur Verhütung der Lunkerbildung beim Gießen von Metallen, vorwiegend Eisen, Stahl und deren Legierungen. Gebr. Lünen, G. m. b. H., Erk-rath (Rhld.).

Kl. 40 b, Gr. 14, St 50 116; Zus. z. Pat. 616 858. Chrom-Nickel-Legierung. Stahlwerke Röchling-Buderus, A.-G., Wetzlar.
 Kl. 40 b, Gr. 17, H 131 403. Verfahren zur Herstellung gesinterter Hartmetalle. Heraeus-Vacuumschmelze, A.-G., und Dr. Wilhelm Rohn, Hanau a. M.

Kl. 40 b, Gr. 17, St 47 688; Zus. z. Pat. 469 433. Verwendung einer Tantalkarbidlegierung für Widerstandskörper. Stahlwerke Röchling-Buderus, A.-G., Wetzlar.

Kl. 40 d, Gr. 2/30, A 78 880. Verfahren zum Betrieb einer mit einem Doppelmantel versehenen Kühlvorrichtung für unter Wasserdampf abzukühlendes Glühgut. Allgemeine Elektrizitäts-Gesellschaft, Berlin.

Kl. 49 c, Gr. 13/02, K 135 024. Schere zum Schneiden von laufendem Walzgut. Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau.

Deutsche Gebrauchsmuster-Eintragungen.

(Patentblatt Nr. 22 vom 2. Juni 1938.)

Kl. 7 a, Nr. 1 436 684. Kühlbett mit Rutsch- und Richtplatte für die Zufuhr vom Auflaufrollgang. Siegener Maschinenbau, A.-G., Dahlbruch über Kreuztal (Kr. Siegen), und Friedrich Klein, Kredenbach über Kreuztal (Kr. Siegen).

Kl. 7 a, Nr. 1 436 953. Rahmenlager mit Kunstharzeinlagen. Gustav Schwartz, o. H., Düsseldorf.

Kl. 7 b, Nr. 1 436 986. Für das Aufziehen vorbereitetes Rohr. Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf.

Kl. 18 c, Nr. 1 436 796. Zum Erwärmen, Glühen, Vergüten od. dgl. von Metallteilen dienender Elektrofen. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt.

Kl. 18 c, Nr. 1 437 190. Stangenhärteofen mit gekühlter Einführungsöffnung. Jean Nabheuer und Matthias Ludwig, Troisdorf-Oberlar.

Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 b, Gr. 10, Nr. 655 835, vom 22. März 1932; ausgegeben am 25. Januar 1938 [vgl. Nr. 648 450, 649 283 u. 649 284; Stahl u. Eisen 58 (1938) S. 126]. Französische Priorität vom 27. Februar 1932. Société d'Electro-Chimie, d'Electro-Metallurgie et des Aciéries Electriques d'Ugine in Paris. *Verfahren zur Herstellung von sauerstoffarmem Stahl.*

Der Stahl wird so heftig auf eine dünnflüssige, eisenoxydularme, weniger als 5% FeO enthaltende Schlacke mit einem hohen Aufnahmevermögen für Eisenoxydul gegossen, daß durch die innige Mischung von Stahl und Schlacke der Stahl schlagartig sauerstoffarm gemacht wird. Dabei wird dem Stahl vor der Durchwirbelung mit der Schlacke Mangan oder Chrom zugesetzt.

Kl. 18 b, Gr. 10, Nr. 655 944, vom 17. Oktober 1933; ausgegeben am 26. Januar 1938. Société d'Electrochimie, d'Electrometallurgie et des Aciéries Electriques d'Ugine in Paris. *Verfahren zur Veredelung von Stahl.*

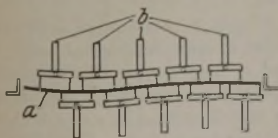
Stahl mit 0,3 bis 0,5% C oder mit mehr als 0,5% C wird in Kieselsäure enthaltende saure, nicht reduzierende Schlacke eingegossen, und zwar wird z. B. ein Stahl mit 0,4% C vorsichtig in Schlacke eingegossen, die auf mehr als 1600° überhitzt wird, während Stahl mit z. B. 1% C vorsichtig, zweckmäßig mit Unterbrechungen in die dünnflüssige Schlacke eingegossen wird, die in beiden Fällen weniger als 2% FeO enthält.

Kl. 7 b, Gr. 3₃₀, Nr. 656 031, vom 8. August 1933; ausgegeben am 27. Januar 1938. Zusatz zum Patent 619 070 [vgl. Stahl u. Eisen 56 (1936) S. 100]. Deutsche Röhrenwerke, A.-G., in Düsseldorf. (Erfinder: Heinrich Esser in Hilden, Rhein.) *Anwendung des Verfahrens zur Herstellung nahtloser Rohre, deren Außendurchmesser so groß ist, daß er im einfachen Walzverfahren nicht mehr erreicht werden kann, nach Patent 619 070.*

Das Verfahren wird auch auf Rohre vorgenannter Art ausgedehnt, die großen Durchmesser mit beiderseitigen Verdickungen haben.

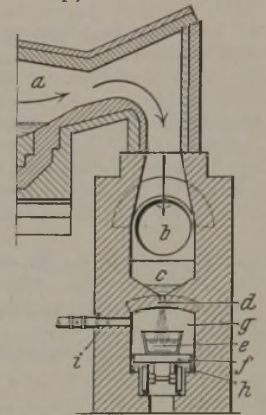
Kl. 7 a, Gr. 28, Nr. 656 140, vom 30. August 1935; ausgegeben am 29. Januar 1938. Hoesch-Köln-Neuessen A.-G. für Bergbau und Hüttenbetrieb in Dortmund. (Erfinder: Hans Klejzar in Dortmund.) *Maschine zum Bürsten von Blechen.*

Jede der oberhalb und unterhalb des zu bürstenden Bleches a sowie neben- und hintereinander in mehreren Reihen angeordneten Flachbürsten b ist an ihrem Halter gelenkig, z. B. mit einem Kreuz-, Kugelgelenk oder einer Gummimanschette befestigt, so daß sie sich jeder Unebenheit des Bleches anpaßt.



Kl. 31 a, Gr. 2₀₁, Nr. 656 163, vom 9. Januar 1936; ausgegeben am 31. Januar 1938. Heinrich Koppers, G. m. b. H., in Essen. *Herdschmelzöfen mit Schlackenammer.*

Die aus dem Herdraum a in den Abhitze kanal b abziehenden Heizgase setzen die mitgerissenen Schlackenteilchen auf dem Boden der Schlackenammer c ab, aus der die Schlacke durch die Öffnung d in den Kübel e auf dem Wagen f fließt. Der Raum g kann außer durch eine Tür etwa durch eine Sandtasse h gedichtet werden. Durch Anschluß des Raumes g, z. B. an den Kamin durch die Leitung i, kann in diesem Raum ein niedrigerer Druck als der in der Schlackenammer b vor dem Schlackenloch herrschende aufrecht erhalten werden.

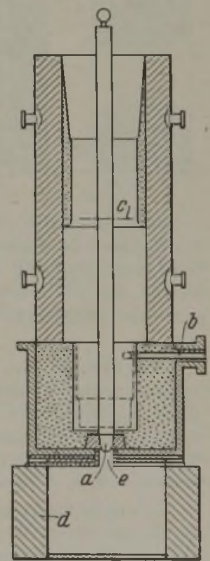


Kl. 40 d, Gr. 1₆₅, Nr. 656 198, vom 27. August 1933; ausgegeben am 1. Februar 1938. Siemens & Halske, A.-G., in Berlin-Siemensstadt. (Erfinder: Franz Noll in Schönwalde über Velten, Mark.) *Verfahren zum Herstellen eines magnetisierbaren Werkstoffes konstanter Permeabilität.*

Die Eisen-Nickel-Legierungen mit mehr als 30% Ni, besonders solche mit einem Nickelgehalt bis etwa 55% und einem Zusatz von Kupfer und/oder Mangan in Mengen zwischen 3 und 15% der Gesamt-Eisen-Nickel-Menge, erfahren bei der Querschnittsverminderung auf die endgültige Stärke eine hochgradige Kaltverformung auf mindestens 1/5 der Stärke, und der so bearbeitete Werkstoff wird einer Wärmebehandlung bei einer über etwa 500° und unter 900° liegenden Temperatur unterzogen, für die die Permeabilitäts- und Glühkurve mit steigender Temperatur bereits abfällt derart, daß der Werkstoff bei einer Permeabilität von über 150 eine Instabilität der Permeabilität von weniger als 5%, vorzugsweise weniger als 2%, bei magnetisierbaren Feldern von etwa 4 Oersted hat.

Kl. 31 c, Gr. 16₀₂, Nr. 656 221, vom 18. April 1936; ausgegeben am 31. Januar 1938. Deutsche Eisenwerke, A.-G., in Mülheim (Ruhr). (Erfinder: Dipl.-Ing. Harald Bruhn und Ferdinand Rottmann in Duisburg-Meiderich.) *Verfahren und Vorrichtung zum Regeln des Ausflusses des die harte Lauffläche bildenden Mantelwerkstoffes und des Zuflusses des weichen Kernwerkstoffes beim Herstellen von Verbundgußwalzen.*

Bei eingesetztem Verschlußstopfen a wird der Unterzapfen mit weichem Kernwerkstoff bis zum Einlauf b, dann durch diesen der Walzenballen mit hartem Mantelwerkstoff etwa bis zur Linie c gefüllt, auf den weichen Kernwerkstoff in den als Behälter ausgebildeten Oberzapfen aufgegossen wird. Nach Erstarren des Mantels in gewünschter Stärke wird der Stopfen a gezogen, und der Werkstoff fließt in den Formkübel d, wird aber von oben her durch Nachsinken des weichen Werkstoffes aus der Oberzapfenform ersetzt. Der Kübel d ist geschlossen und steht nur mit der Walzenform durch die verschließbare Öffnung e in Verbindung; er faßt gerade die aus der Form zu entfernende Menge Werkstoff und dient in gefülltem Zustande als ein die Walzenform unten selbsttätig abschließender Verschluß.



Kl. 18 a, Gr. 6₀₁, Nr. 656 263, vom 17. Juli 1936; ausgegeben am 1. Februar 1938. Demag, A.-G., in Duisburg. (Erfinder: Dipl.-Ing. Paul Paech in Duisburg.) *Hochföhenbegleichungsaufzug.*

Von den beiden Drehstrom-Antriebsmotoren sind beide oder einer polumschaltbar; sie unterscheiden sich in der Drehzahl voneinander, so daß beide abwechselnd geschaltet werden können.

Kl. 18 d, Gr. 2₃₀, Nr. 656 299, vom 25. März 1934; ausgegeben am 2. Februar 1938. Hoesch-Köln-Neuessen A.-G. für Bergbau und Hüttenbetrieb in Dortmund. *Bauteile mit hohem Verschleißwiderstand gegenüber Schleifwirkung von Sand und mit hohem Korrosionswiderstand, z. B. für Baggerteile oder Spundwände.*

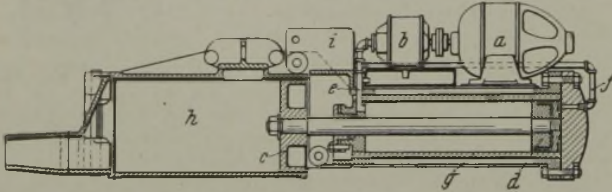
Der Stahl hat 0,25 bis 0,5% C, je 0,1 bis 2% Mn, Si, Cr, Cu, 0,05 bis 0,3% V, Rest Eisen.

Kl. 18 d, Gr. 1₇₀, Nr. 656 250, vom 1. März 1932; ausgegeben am 1. Februar 1938. Französische Priorität vom 13. November 1931. Société Anonyme des Hauts-Fourneaux, Forges et Aciéries de Pompey in Paris. *Eisenlegierung mit Kupfer und Wolfram.*

Zum Herstellen von Gegenständen, die eine hohe chemische Widerstandsfähigkeit haben sollen, werden basisch erschmolzene Eisenlegierungen verwendet, die am Ende des Herstellungsverfahrens mit Wolfram gereinigt worden sind und weniger als 0,5% C, weniger als 0,02% Si, weniger als 0,25% Mn, weniger als 0,02% P, weniger als 0,002% S, 0,2 bis 0,5% Cu, 0,01 bis 0,05% W, Rest Eisen enthalten.

Kl. 18 a, Gr. 4₀₃, Nr. 656 428, vom 12. Juni 1935; ausgegeben am 8. Februar 1938. Amerikanische Priorität vom 9. Juni 1934. Edgar E. Brosius in Pittsburgh, Penns. (V. St. A.). *Stichlochstopfmaschine.*

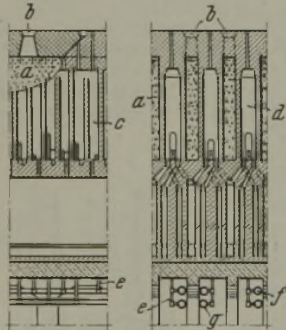
Der in seiner Drehrichtung umschaltbare Motor a treibt die



Pumpe b an, die das Druckmittel, z. B. Oel, für den Vortrieb des den Stopfkolben c betätigenden Kolbens d liefert und durch Leitungen e und f dem Zylinder g zu- oder es von ihm wegführt. Motor, Pumpe und Druckmittelumlaufvorrichtungen sind auf der Maschine selbst, z. B. durch eine am Stopfzylinder h vorgesehene Stütze i od. dgl., angebracht.

Kl. 10 a, Gr. 6, Nr. 656 470, vom 6. September 1936; ausgegeben am 7. Februar 1938. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., in Bochum. *Kammerofen zur Erzeugung von Gas und Koks.*

Der Ofen besteht aus Kammern a, die reihenweise mit dazwischenliegenden in senkrechte Züge aufgeteilten Heizwänden angeordnet sind und durch Fülllöcher b gefüllt werden. Heizkammern und Fülllöcher sind gleichmäßig einander zugeordnet derart, daß neben jedem unterhalb eines Füllloches liegenden Kammerteil und neben jedem der verbleibenden Kammerteile zur unterschiedlichen Beheizung dieser Teile je eine in der Verbrennungsmittelzufuhr unabhängige Gruppe von Heizzügen c und d liegt. Da jeder Heizzug durch einen besonderen Kanal e regelbar mit einer der beiden Starkgasleitungen f und g in Verbindung steht, so kann den seitlich der Fülllöcher liegenden Heizzügen eine größere Starkgasmenge zugeführt werden.



einstellbare Gruppe von Heizzügen c und d liegt. Da jeder Heizzug durch einen besonderen Kanal e regelbar mit einer der beiden Starkgasleitungen f und g in Verbindung steht, so kann den seitlich der Fülllöcher liegenden Heizzügen eine größere Starkgasmenge zugeführt werden.

Kl. 18 c, Gr. 3₅₀, Nr. 656 541, vom 11. Dezember 1935; ausgegeben am 8. Februar 1938. Argus-Motoren-Gesellschaft m. b. H. in Berlin-Reinickendorf. (Erfinder Franz Heckenberg in Berlin-Wittenau und Dr. Adolf Walz in Berlin-Wilhelmsruh.) *Verfahren zur örtlichen Begrenzung der Oberflächenhärtung, besonders beim Nitrieren von Werkstücken.*

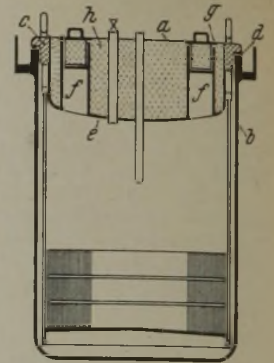
Die nicht zu härtenden Oberflächen werden mit einer Schutzschicht aus einem Metall oder einer Legierung, vorzugsweise Zinn oder seine Legierungen, überzogen, die oxydiert wird; dabei wird die Oxydation so lange fortgesetzt, bis die Neigung des Metalls oder der Legierung, auf dem Werkstück weiterzufließen, aufgehoben wird.

Kl. 18 d, Gr. 2₅₀, Nr. 656 636, vom 19. September 1930; ausgegeben am 10. Februar 1938. Dr.-Ing. Hermann Josef Schiffler in Düsseldorf. *Stahl für Ueberhitzer und ähnliche Gegenstände.*

Der Stahl hat 0,05 bis 0,2% C, über 6 bis zu 7% Cr, 0,5 bis unter 1,4% Al und einen solchen Siliziumgehalt, daß der Gesamttrag des Aluminium- und Siliziumgehaltes 1,2% oder mehr beträgt, mit der Maßgabe, daß der Siliziumgehalt 2% und der Gesamttrag von Aluminium und Silizium 3% nicht überschreitet. Rest Eisen.

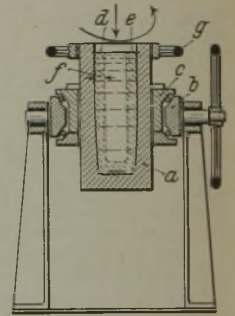
Kl. 18 c, Gr. 8₉₀, Nr. 656 675, vom 8. Juli 1932; ausgegeben am 11. Februar 1938. Heinrich Grünewald in Hilchenbach (Westf.). *Nach oben offener, mit Isolierstoff gefüllter Abschlußdeckel für Blankglühgefäße.*

Der Deckel a dient zum Abschließen von Gefäßen b, die außerhalb des Ofens an der Ofenoberkante gasdicht abgeschlossen werden. Er besteht aus einem im Querschnitt winkelförmigen, nahtlosen Ring c von verhältnismäßig großer Wandstärke, der an dem waagerechten Winkelarm Dichtungsflächen d für eine dichte Auflage auf den Gefäßrand hat, und aus einem Boden e aus dünnem Blech, das mit dem senkrechten, in das Glühgefäß ragenden Winkelarm des Ringes dicht verbunden, z. B. verschweißt ist. In die Hohlräume f können mit Isolierstoff gefüllte Einsätze g eingesteckt werden. Der Deckel ist mit Isolierstoff h gefüllt.



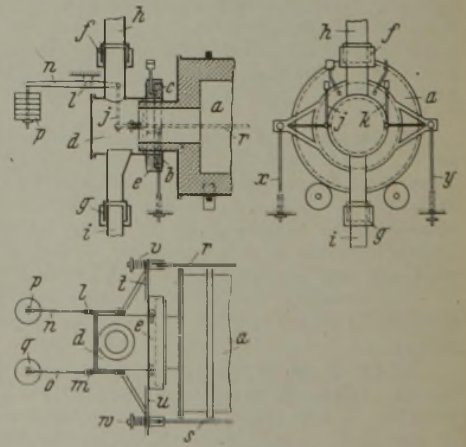
Kl. 31 c, Gr. 10₀₅, Nr. 656 707, vom 24. April 1936; ausgegeben am 11. Februar 1938. Französische Priorität vom 7. April 1936. Société des Aciéries de Longwy in Mont-St.-Martin und Lazare Quincy in Longlaville (Frankreich). *Verfahren zum Herstellen gegossener Hohlblöcke und ähnlicher Werkstücke.*

Die Kokille a ist an dem auf Kugellagern im Rahmen b gelagerten Mantel c befestigt. Rahmen b kann auf Zapfen gekippt werden. Nach dem Erstarren des bis zur Linie d—e in die Kokille gegossenen Metalls bis auf die gewünschte Wandstärke f wird die Kokille durch das Schwungrad g langsam gedreht und darauf gekippt, um das beim Erstarren übriggebliebene Metall zu entleeren. Dieses tritt infolge der Drehbewegung in schraubenförmiger Bewegung aus dem Hohlblock aus, so daß die Ausgießöffnung glatt wird und eine gleichmäßige Wanddicke erhält.



Kl. 40 a, Gr. 5₅₀, Nr. 656 716, vom 15. April 1934; ausgegeben am 11. Februar 1938. Oesterreichische Priorität vom 21. März 1934. Dr.-Ing. Wilhelm Schuster in Eisenerz (Oesterreich). *Gasdichter Anschluß von sich drehenden oder pendelnden Vorrichtungen, wie Trommeln, Drehöfen oder Kippöfen, an einem feststehenden Teil der Betriebseinrichtung.*

Trommel a trägt den umlaufenden Dichtungsring b mit der Nut c, an den sich der in gewissen Grenzen frei bewegliche Kopf d mit dem glatten Dichtungsring e anschließt. Der Kopf ist durch Flüssigkeitsabschlüsse f und



g mit den feststehenden Teilen h und i verbunden und wird durch Zugstangen j und k, durch die in den Auflagern l und m unterstützten Schwinghebel n und o und durch die Gegengewichte p und q im Gewicht ausgeglichen gehalten. Der Kopf wird in achsiger Richtung durch die Zugstangen r und s unter Verwendung der Kragarme t und u und der Schraubenfedern v und w angedrückt. Die an den Kragarmen in senkrechter Richtung angreifenden Zugstangen x und y verhindern in beiden Richtungen ein Drehen des Kopfes.

Statistisches.

Der Außenhandel Deutschlands in Erzeugnissen der Bergwerks- und Eisenhüttenindustrie im April 1938.

Die in Klammern stehenden Zahlen geben die Positions-Nummern der „Monatlichen Nachweise über den auswärtigen Handel Deutschlands“ an.	Einfuhr		Ausfuhr	
	April 1938 t	Januar bis April 1938 t	April 1938 t	Januar bis April 1938 t
Steinkohlen, Anthrazit, unbearbeitete Kennelkohle (238 a)	412 326	1 609 231	2 651 254	10 899 643
Koks (238 d)	38 979	180 303	325 689	1 791 514
Steinkohlenpreßkohlen (238 e)	3 723	34 401	131 192	333 323
Braunkohlenpreßkohlen (238 f)	3 536	32 750	102 046	259 446
Eisenerze (237 e)	1 758 312	6 789 063	534	1 324
Manganerze (237 h)	36 924	171 411	85	238
Schwefelkies (Eisenkies, Pyrit), Markasit und andere Schwefelerze (237 l)	127 860	457 642	3 094	10 030
Eisen- oder manganhaltige Gasreinigungsmasse; Schlacken, Kiesab- brände (237 r)	124 909	615 793	12 989	59 220
Bruch Eisen, Alteisen, Eisenfeilspäne, Stabstahl-Enden (842/43) ¹⁾	99 184	407 749	560	3 924
Roheisen (777 a) ¹⁾	23 665	53 661	4 469	16 601
Ferrosilizium mit einem Siliziumgehalt von 25% oder weniger; Ferro- mangan mit einem Manganengehalt von 50% oder weniger; Ferrochrom, -wolfram, -titan, -molybdän, -vanadin mit einem Gehalt an Legierungsmet- tall von weniger als 20%; Ferroaluminium, -nickel und andere nicht schmelzbare Eisenlegierungen, vorherrschend Eisen enthaltend (777 b) ¹⁾	191	874	42	398
Ferrosilizium mit einem Siliziumgehalt von mehr als 25%; Silizium; Kalziumsilizium (317 O)	1 308	6 763	—	11
Ferromangan mit einem Manganengehalt von mehr als 50% (869 B 1)	13	97	61	1 178
Ferrochrom, -wolfram, -titan, -molybdän, -vanadin mit einem Gehalt an Legierungsmetall von 20% oder darüber (869 B 2)	225	1 701	42	609
Halbzeug (784)	5 066	26 062	1 126	37 332
Eisen- und Straßenbahnschienen (796 a)	—	—	9 094	32 866
Eisenbahnschwellen (796 b)	1 871	5 589	5 607	15 897
Eisenbahnlaschen, -unterlagsplatten (796 c)	—	—	1 574	4 257
Eisenbahnoberbau-Befestigungsteile (820 a)	—	—	1 098	3 994
Träger mit einer Steghöhe von 80 mm und darüber (785 A 1)	3 632	19 187	8 534	37 896
Stabstahl; anderer Formstahl, nichtgeformter Stabstahl (785 A 2)	13 318	64 922	45 050	175 604
Bandstahl (785 B)	2 728	11 004	7 656	39 619
Grobbleche 4,76 mm und mehr (786 a)	109	829	14 544	77 274
Bleche, 1 mm bis unter 4,76 mm (786 b)	316	1 171	2 429	18 409
Bleche, bis 1 mm einschließlich (786 c)	1 929	8 407	2 248	9 660
Bleche, verzinkt (Weißblech) (788 a)	143	1 582	8 620	39 342
Bleche, verzinkt (788 b)	159	693	367	3 173
Bleche, abgeschliffen und mit anderen unedlen Metallen überzogen (787, 788c)	92	372	50	146
Well-, Riffel- und Warzenbleche (789 a, b)	—	56	877	2 487
Bleche, gepreßt, gebuckelt, geflanscht usw. (790)	4	12	180	911
Draht, warm gewalzt oder geschmiedet, roh (791)	364	2 360	2 084	9 803
Schlangenhöhren, Röhrenformstücke, gewalzt oder gezogen (793)	1	5	249	915
Andere Röhren, gewalzt oder gezogen, roh (794)	312	1 060	5 258	22 352
Andere Röhren, gewalzt oder gezogen, bearbeitet (795)	8	40	13 707	65 665
Eisenbahnschienen, -radeisen, -räder, -radsätze (797)	—	—	3 857	16 583
Guß- und Schmiedestücke (798 a bis e)	188	751	2 201	9 531
Walzwerkserzeugnisse zusammen (784 bis 791, 793 bis 798 e, 820 a)	30 240	144 102	136 410	623 716
Draht, kalt gewalzt oder gezogen, nicht weiterbearbeitet (792 a)	367	1 013	3 623	14 600
Draht, kalt gewalzt oder gezogen, weiterbearbeitet (792 b)	35	504	2 771	12 105
Stacheldraht (825 b)	—	4	1 522	6 226
Drahtstifte (826 a)	—	—	967	3 434
Brücken, Brückenbestandteile und Eisenbauteile (800 a/b)	—	—	5 706	23 138
Andere Eisenwaren (799, 801a bis 819, 820b bis 825 a, 825c bis 8, 826b bis 841c)	441	1 848	35 970	155 669
Weiterbearbeitete Erzeugnisse zusammen (792a, b, 799a bis 819, 820b bis 841c)	843	3 369	49 592	215 172
Eisengießereierzeugnisse (778 a bis 783h)	133	488	14 289	56 038
Eisen und Eisenwaren insgesamt, Abschnitt 17 A (777 a bis 843 d)	154 256	610 243	205 362	915 849
Maschinen (Abschnitt 18 A)	592	3 073	38 584	136 476
Elektrotechnische Erzeugnisse (Abschnitt 18 B)	419	1 450	9 775	36 744
Fahrzeuge (Abschnitt 18 C)	967	6 023	15 615	60 505

¹⁾ In Eisen und Eisenwaren (Abschnitt 17 A) enthalten.

Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im April 1938¹⁾.

	Januar 1938 ²⁾	Februar 1938 ²⁾	März 1938 ²⁾	April 1938
Hochöfen am 1. des Monats:				
im Feuer	101	97	91	85
außer Betrieb	108	112	118	124
insgesamt	209	209	209	209
Roheisenerzeugung insgesamt	644	556	553	479
Darunter:				
Thomasroheisen	497	444	432	360
Gießereiroheisen	88	63	80	70
Bessemer- und Puddelroheisen	24	24	20	24
Sonstiges	35	25	21	25
Stahlerzeugung insgesamt	623	562	564	503
Darunter:				
Thomasstahl	391	344	342	290
Siemens-Martin-Stahl	200	188	186	180
Bessemerstahl	4	4	4	4
Tiegelgußstahl	1	1	1	2
Elektrostahl	27	25	31	27
Rohblöcke	611	550	551	491
Stahlguß	12	12	13	12

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

Die Leistung der französischen Walzwerke im April 1938¹⁾.

In 1000 metr. t	Januar 1938	Februar 1938	März 1938 ²⁾	April 1938
Halbzeug zum Verkauf	105	100	108	81
Fertigerzeugnisse	382	363	386	341
Davon:				
Radreifen	5	4	4	4
Schmiedestücke	4	5	5	5
Schienen	32	34	37	26
Schwellen	7	6	8	8
Laschen und Unterlagsplatten	6	5	4	2
Träger- und U-Stahl von 80 mm und mehr, Zores- und Spundwandstahl	30	28	30	27
Walzdraht	19	18	23	19
Gezogener Draht	16	16	16	15
Warmgewalzter Bandstahl und Röh- renstreifen	17	14	15	10
Halbzeug zur Röhrenherstellung	10	10	9	9
Röhren	14	17	16	16
Sonderstahl	13	14	14	13
Handelsstabstahl	115	100	107	100
Weißbleche	11	11	12	11
Bleche von 5 mm und mehr	24	24	24	24
Andere Bleche unter 5 mm	56	54	59	49
Universalstahl	3	3	3	3

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

Frankreichs Außenhandel an Eisen und Eisenwaren im Jahre 1937.

Erzeugnisse	Einfuhr		Ausfuhr		Erzeugnisse	Einfuhr		Ausfuhr	
	1936 t	1937 t	1936 t	1937 t		1936 t	1937 t	1936 t	1937 t
Alteisen und Brucheisen . . .	52 356	30 749	688 850	213 949	Uebertrag	75 342	97 706	1 235 565	1 488 255
Roheisen einschl. Spiegeleisen	68 376	41 893	149 519	425 014	Kurbelachsen für Lokomotiven				
Ferromangan, Ferrosilizium					Achsen für Eisen- und Straßen-				
usw.	1 332	1 415	14 215	19 864	bahnen			5 542	6 255
zusammen	122 064	74 057	852 584	658 827	Guß- und Schmiedestücke . . .	5 552		5 542	6 255
Rohblöcke	1	1 633	589	19 092	zusammen	80 894	97 706	1 241 107	1 494 510
Vorblöcke, Knüppel	3 147	14 118	288 770	259 961	Draht aller Art, auch verzinkt,				
Platinen, Formstahl, Stabstahl	28 535	13 239	581 557	702 955	verzinkt usw.	3 082	3 188	19 954	26 448
Bandstahl, warm gewalzt . . .	899	813	32 899	47 306	Stacheldraht	1	0	2 720	4 907
Bandstahl, kalt gewalzt . . .	3 665	4 878	1 552	2 584	Drahtstifte	13	24	5 980	9 266
Schienen	528	626	73 986	116 412	Nägel (ohne Hufnägel)	180	191	1 799	1 888
Walzdraht	7 616	7 077	110 037	132 046	Schrauben, Bolzen, Müttern	1 339	1 126	7 696	10 504
Universalstahl (larges plats)	112	468	2 761	9 818	Feiner Werkzeugstahl	455	533	958	1 886
Bleche, warm gewalzt, nicht					Sonderstahl	2 377	3 621	1 039	4 020
beschnitten	13 599	7 813	46 526	95 574	Konstruktionen	3 268	5 462	46 094	54 999
Bleche, warm gewalzt, be-					Sonstige Eisenwaren (einschl.				
schritten	2 235	2 964	5 115	12 962	Dampfkessel)	24 082	31 477	44 792	57 715
Bleche, warm gewalzt, poliert	408	395			zusammen	34 797	45 622	131 032	171 633
Bleche, kalt gewalzt	408	467	231	2 301	Eisengießereierzeugnisse . . .	4 951	6 041	88 741	85 506
Nickelstahlblech	325	397	33	45	insgesamt	242 706	223 426	2 313 464	2 410 476
Bleche, sogenannte Triplex . .	153	272			Maschinen (ausschl. elektr.				
Bleche, hochglanzpoliert für					Maschinen)	39 931	55 658	44 615	58 082
Kraftwagen	1 911	11 032	40	173	Elektrotechnische Erzeugnisse	6 033	7 094	4 380	4 621
Bleche mit mehr als 0,50 % Si	458	299	501	197	Elektrotechnische Erzeugnisse,				
Bleche, gelocht	121	153			Einzelteile	688	851	667	738
Weißblech	2 862	14 876	13 912	7 793	Fahrzeuge	35 420	70 617	167 214	132 807
Bleche, verzinkt	572	229	7 831	11 467	Eisenerz	391 524	920 571	18 251 798	19 320 789
Bleche, verbleit usw.	137	44	107	12	Manganerz (über 20 % Man-				
Röhren aus Eisen oder Stahl	7 499	7 063	63 970	58 896	gangehalt)	421 342	492 410	5 437	7 520
Räder, Radreifen und Rad-					Kohlen	18 637 487	24 620 598	881 609	676 252
sterne, roh oder bearbeitet,					Koks	2 561 308	3 860 329	265 970	232 212
für Eisen- und Straßen-					Briketts	1 001 139	1 349 494	114 482	60 753
bahnen	151	401	5 148	9 161					
Uebertrag	75 342	97 706	1 235 565	1 488 255					

Wirtschaftliche Rundschau.

Förderung des Arbeiterwohnbaues durch die Industrie.

Seit im Frühjahr des Jahres 1935 auf Anregung der Industrie die Arbeitsgemeinschaft zur Förderung des Arbeiterwohnstättenbaues, in der alle im Arbeiterwohnstättenbau tätigen politischen und wirtschaftlichen Stellen zusammengefaßt sind, gegründet worden ist, haben sich die industriellen Werke wieder in von Jahr zu Jahr steigendem Umfang an der Förderung des Arbeiterwohnstättenbaues beteiligt. Dabei steht die Uebertragung der eigentlichen Bauaufgaben auf gemeinnützige Wohnungsbau-gesellschaften und -genossenschaften im Vordergrund, während sich die Betriebe darauf beschränken, die oft fehlenden Mittel für die sogenannte Spitzenfinanzierung aufzubringen. Der Werkswohnungsbau, bei dem in den Jahrzehnten vor dem Kriege das Schwergewicht der industriellen Wohnungsbautätigkeit gelegen hat, ist demgegenüber stärker zurückgetreten. Im letzten Jahre hat allerdings der Werkswohnungsbau aus besonderen Gründen wieder zugenommen.

Auf Veranlassung der Reichsgruppe Industrie haben die Industrieabteilungen der Wirtschaftskammern, bei denen die Aufgaben der Werbung und Beratung für die industrielle Beteiligung am Arbeiterwohnstättenbau in den Bezirken zusammengefaßt sind, beginnend mit dem Jahre 1935 jeweils Feststellungen über das Ergebnis der Förderungstätigkeit der Werke gemacht. Die errechneten Zahlen bestätigen eindrucksvoll die Mitarbeit der Betriebe am Arbeiterwohnstättenbau, den man zu den wichtigsten sozialwirtschaftlichen Aufgaben der Gegenwart rechnen darf. Im Jahre 1935 wurden im ganzen Reich von den Werken 40 Mill. *RM.* bereitgestellt, mit deren Hilfe 20 000 Wohnungseinheiten errichtet worden sind. Für das Jahre 1936 wurden 45 Mill. *RM.* festgelegt, die zum Bau von 24 000 Arbeiter- und Angestelltenwohnungen beitragen. Ueber das Jahr 1937 ist die Erhebung noch nicht vollständig abgeschlossen. Immerhin steht aber bereits jetzt fest, daß die Förderungssumme auf mehr als 70 Mill. *RM.*, d. h. auf 60 % mehr als im Jahre 1936, gestiegen ist und daß auch in der geförderten Bauleistung eine Steigerung um mindestens 25 % auf mehr als 30 000 Wohnungen vorliegt. Diese 30 000 Wohnungen kommen 10 % der überhaupt im Jahre 1937 im Reich neuerrichteten Wohnungen gleich.

Mit dem Einfluß, den die Spitzenfinanzierung durch die industriellen Betriebe auf die Wohnungsbautätigkeit gehabt hat, hat sich vor kurzem auch die Deutsche Bau- und Bodenbank in ihrem Bericht über die Entwicklung der deutschen Bauwirtschaft im Jahre 1937 beschäftigt, und zwar unter Auswertung der Erfahrungen, die bei ihr im Zusammenhang mit den Anträgen auf Bewilligung von Reichsbürgschaften für den Kleinwohnungs-

bau anfallen. Dabei stellt die Deutsche Bau- und Bodenbank zunächst fest, daß der Anteil des echten Eigenkapitals an der Spitzenfinanzierung, zu der sie alle Mittel rechnet, die hinter der reichsverbürgten Hypothek eingesetzt werden — also etwa 30 % der Gesamtherstellungskosten —, auch im Jahre 1937 weiter zurückgegangen ist, und zwar auf 15,7 % der Gesamtherstellungskosten. Rechnet man noch den Wert der sogenannten Selbsthilfearbeiten, wie Mithilfe am Bau, bei der Geländeerschließung usw., hinzu, so kommt man auf 16,3 %. Demgegenüber ist der Anteil der öffentlichen Mittel, besonders der Reichsdarlehen, an der Spitzenfinanzierung nicht unbeträchtlich gestiegen, und zwar auf fast 9 % der Gesamtherstellungskosten. Eine verhältnismäßig noch stärkere Erhöhung weist der Anteil der Werkdarlehen und -zuschüsse auf, und zwar von 2 % im Jahre 1936 auf 3,5 % der Gesamtherstellungskosten im Jahre 1937. Die Bau- und Bodenbank gibt den Betrag der Betriebsdarlehen und -zuschüsse mit 23,7 Mill. *RM.* an. Diese Zahl von 23,7 Mill. *RM.* wirkt gegenüber der von der Reichsgruppe Industrie errechneten Förderungssumme von 70 Mill. *RM.* zunächst verhältnismäßig klein. Bei ihrer Wertung ist aber zu berücksichtigen — und darauf macht auch die Deutsche Bau- und Bodenbank aufmerksam —, daß eine große Anzahl von Wohnungen dank der Gewährung von Werkdarlehen und -zuschüssen ohne Inanspruchnahme von Reichsbürgschaften finanziert werden konnte und sich daher der Erfassung durch die Statistik der Bank entzogen haben. Hinzu kommt weiter, daß in der von der Reichsgruppe Industrie festgestellten Summe auch in nicht unbeträchtlichem Umfang Mittel stecken, die in den Werkswohnungsbau gelenkt sind, also weitgehend außerhalb des Bereiches der Spitzenfinanzierung stehen. Ferner sind in diese Summe mehr als 6 Mill. *RM.* einbezogen, die für die Zeichnung von Kapitalanteilen bei gemeinnützigen Gesellschaften, für allgemeine an solche Gesellschaften gegebene Zuschüsse und Ähnliches ausgeworfen worden sind.

Man hat in den früheren Jahren durch Gegenüberstellung der für das gesamte Reich festgestellten Förderungssumme der Industrie und der mit Hilfe dieser Summe geförderten Wohnungen einen Durchschnitts-Unterstützungsbetrag je Einzelwohnung errechnet, der sich auf rd. 2000 *RM.* belief. Diese Durchschnittsberechnung ist nicht zu empfehlen, und zwar weil in dieser Gesamtsumme Beträge mit unterschiedlichem Verwendungszweck zusammengefaßt sind. Eine Durchschnittsberechnung verbietet sich vor allem wegen der in der Summe mit enthaltenen Finanzierungsmittel, die für Werkswohnungen oft bis zu 100 % der Bau- und Bodenkosten ausgegeben worden sind.

Diese Werkswohnungsfinanzierung ist also zunächst auszuscheiden. Nach den für das Reich vorliegenden Unterlagen ist ein solches Vorgehen bisher noch nicht möglich. Wohl aber liegt eine derartige Trennung für die im Bereich des Treuhänderbezirks Westfalen bereitgestellten Förderungsmittel der Industrie vor. Für diesen Bereich hat sich ergeben, daß die Durchschnittshöhe der Spitzenfinanzierung für Kleinsiedlungen, Eigenheime und für Mietwohnungen, die von gemeinnützigen Bauträgern oder mit geldlicher Förderung der Werke errichtet worden sind, 1937 bei 1700 *R.M.* liegt. Demgegenüber haben die Werkswohnungen durchschnittlich 8400 *R.M.* gekostet. Der Werkswohnungsbau ist also für die Werke beträchtlich teurer als die Beteiligung an der Spitzenfinanzierung. Wenn trotzdem, wie bereits festgestellt, im Jahre 1937 wieder mehr Werkswohnungen errichtet worden sind, so hängt das u. a. auch damit zusammen, daß der Werkswohnungsbau von allen Verfahrens- und Zuständigkeitschwierigkeiten frei ist, die bei der Durchführung der reichsgeförderten Wohnungsbaumaßnahmen zu beachten sind. Je reibungsloser das Verfahren bei diesen Maßnahmen gestaltet wird, um so stärker werden sie in der Wirklichkeit zur Geltung kommen.

Die Feststellungen über die Mitarbeit der Werke im Arbeiterwohnungsbau erfolgen, wie bereits hervorgehoben, jeweils bezirksweise durch die Industrieabteilungen der Wirtschaftskammern. Eine Aufteilung des Reichsergebnisses nach Wirtschafts- und Fachgruppen erfolgt nicht. Es ist daher nicht möglich, eindeutig zu errechnen, welchen Umfang die Förderungstätigkeit der eisenschaffenden Industrie im Jahre 1937 gehabt hat. Allgemein darf man aber auf Grund einer Fülle von Einzelerfahrungen annehmen, daß die Werke der eisenschaffenden Industrie an den Förderungsergebnissen der Bezirke, in denen sie hauptsächlich ihre Standorte haben, in erheblichem Maße beteiligt sind. Das gilt für die Saarpfalz, für Mitteldeutschland, für Schlesien und für den Treuhänderbezirk Westfalen.

Für den Treuhänderbezirk Westfalen ist insofern eine fachliche Aufteilung des Gesamtergebnisses vorgenommen worden, als errechnet worden ist, welcher Teil der Förderungsleistung auf Eisen und Kohle gemeinsam entfällt. Die Untersuchung in dieser Richtung verfolgte gleichzeitig den Zweck, einen ungefähren Anhaltspunkt dafür zu gewinnen, in welchem Umfange auch im letzten Jahre wiederum das Schwergewicht der Förderungsmaßnahmen bei den größeren Firmen gelegen hat. Bevor darauf eingegangen wird, sei zunächst das Gesamtergebnis im Treuhänderbezirk Westfalen gekennzeichnet.

Die Gesamtberechnung für den Treuhänderbezirk Westfalen beruht auf einer Zusammenfassung der Ergebnisse, die von den Industrieabteilungen der Wirtschaftskammern Düsseldorf und Dortmund festgestellt worden sind. Die Zusammenfassung erfolgte im Hinblick auf die Tatsache, daß bei der Gleichartigkeit der Verhältnisse in den Bezirken beider Industrieabteilungen ein gemeinsamer Siedlungsausschuß der Industrie besteht. Die Förderungsleistung der industriellen Betriebe im Treuhänderbezirk Westfalen belief sich im Jahre 1937 auf 23½ Mill. Reichsmark, was einer Steigerung gegenüber dem Jahre 1936 um 175 % gleichkommt. Mit Hilfe dieser Summe wurden gebaut 6850 Wohnungseinheiten oder 60 % mehr als im Jahre vorher. Der unterschiedliche Steigerungsgrad in geldlicher und in baulicher Beziehung erklärt sich aus dem bereits mehrfach hervorgehobenen Umstand, daß der Bau von vollfinanzierten Werkswohnungen zugenommen hat.

Mehr als 70 % der im Treuhänderbezirk Westfalen von der Industrie geförderten Arbeiterwohnungen waren Mietwohnungen, während im gesamten Reich ungefähr je die Hälfte auf Mietwohnungen und auf Kleinsiedlungen und Eigenheime entfiel. Trotz diesem Unterschied ist die Industrie Rheinland-Westfalens nicht weniger als diejenige anderer Bezirke des Reiches darum bemüht, die Ansiedlung ihrer Stammarbeiter auf eigenem Grund und Boden bevorzugt zu fördern. Infolge der beengten Raumverhältnisse und der dichten Besiedlung sind aber in diesem Bezirk naturgemäß der Ansiedlung Grenzen gesetzt, die nicht übersprungen werden können. In Teilen des Bezirkes hat man sich u. a. oft auch die Frage vorzulegen, ob die Raum beanspruchende Ansiedlung auf Kosten der ohnedies teilweise recht geringen zur allgemeinen Benutzung zur Verfügung stehenden Erholungsflächen in größerem Umfange gefördert werden darf. Ueberall, wo eine Ansiedlung möglich ist, sollte sie selbstverständlich in den Vordergrund gerückt werden. Im Großen aber wird im rheinisch-westfälischen Gebiet die Mietwohnung das wesentlichste Hilfsmittel bleiben, die gegenwärtige Wohnungsnot zu beseitigen. Natürlich müssen diese Mietwohnungen in aufgelockerter Bauweise errichtet werden, großräumig genug sein und Licht und Luft hineinlassen. Daß die Mietwohnungen in

dieser Weise gesund gebaut werden, entspricht gerade im rheinisch-westfälischen Bereich einer jahrzehntelangen Ueberlieferung, wie sie im Werkswohnungsbau der Industrie gepflegt worden ist. Mit den Fragen der zweckmäßigsten Gestaltung der Mietwohnung in gesundheitlicher, bevölkerungspolitischer und wirtschaftlicher Beziehung hat sich der gemeinsame Siedlungsausschuß der Industrieabteilungen der Wirtschaftskammern Düsseldorf und Dortmund gerade in der letzten Zeit wiederholt beschäftigt.

Im Jahre 1938 läßt sich eine weitere erhebliche Steigerung der industriellen Mitarbeit im Arbeiterwohnungsbau erwarten. Für den Treuhänderbezirk Westfalen sind auch darüber Feststellungen gemacht worden, aus denen sich ergibt, daß mit einer Verdoppelung der Bauleistung im Jahre 1938 gegenüber dem Jahre 1937 gerechnet werden kann. Bei der Anspannung der Bauwirtschaft kommt es natürlich darauf an, daß für die Durchführung der Planungen die notwendigen Baustoffe und vor allem die notwendigen Arbeitskräfte zur Verfügung gestellt werden. Bei den Baustoffen sind auf manchen Gebieten in der letzten Zeit Erleichterungen eingetreten. Das gilt vor allem für Baustahl, der in den benötigten Mengen auch deswegen eher zur Verfügung gestellt werden kann, weil zielbewußt und erfolgreich an einer Einsparung an Stahl für solche Bauteile gearbeitet worden ist, bei denen andere Baustoffe ohne Beeinträchtigung der Bauleistung — wenn auch gelegentlich mit höheren Kosten — Verwendung finden können. Schwierigkeiten in der Baustoffbereitstellung bestehen gegenwärtig in der Hauptsache für Holz.

Was nun die Beteiligung der Betriebe der eisenschaffenden Industrie und des Steinkohlenbergbaues an der Bauleistung des Jahres 1937 betrifft, so ist errechnet worden, daß auf diese Betriebe im Treuhänderbezirk Westfalen eine Förderungssumme von 20¼ Mill. *R.M.* entfällt, also mehr als 85 % des gesamten in diesem Bezirk von der Industrie bereitgestellten Betrages. Errichtet wurden mit Hilfe dieses geldlichen Einsatzes 5240 Wohnungen oder fast 80 % der von der Industrie des Treuhänderbezirks Westfalen geförderten Arbeiterwohnstätten. So sehr diese weitgehende Leistung der Eisen- und Kohlenbetriebe zu begrüßen ist, so sehr bleibt auf der anderen Seite der Wunsch berechtigt, daß in diesem Bezirk auf die Dauer auch die Betriebe anderer Wirtschaftszweige in stärkerem Umfange als bisher an der Lösung der Arbeiterwohnungsfrage mitarbeiten. Allgemein gehen die Bemühungen der Reichsgruppe Industrie und ihrer bezirklichen Untergliederungen gegenwärtig vor allem auch dahin, die kleinen und mittleren Firmen in größerem Maße als bisher einzuschalten. Auch für die bisher mitgeteilten Baupläne des Jahres 1938 ergibt sich ein ähnliches Bild wie für das Jahr 1937. Von den vorgesehenen 12 618 Wohnungen des Treuhänderbezirks Westfalen kommen auf die eisenschaffende Industrie und den Steinkohlenbergbau allein 9872 Wohnungen.

Die rege Mitarbeit der Industriebetriebe des Treuhänderbezirks Westfalen in der Wohnungsneubautätigkeit ist um so bemerkenswerter, als die Industrie dieses Bezirkes über einen außerordentlich ausgedehnten Werkswohnungsbesitz verfügt. Auch über diesen Punkt sind von den zuständigen Industrieabteilungen anlässlich der jüngsten Umfrage über die Wohnungsneubautätigkeit erstmalig Feststellungen gemacht worden. Es hat sich ergeben, daß sich der Werkswohnungsbestand im Treuhänderbezirk Westfalen auf mehr als 240 000 Arbeiter- und Angestelltenwohnungen beläuft. In dieser Zahl sind selbstverständlich nicht enthalten alle diejenigen Wohnungen, die im Laufe der Jahrzehnte von anderen Bauherren mit Hilfe industrieller Förderungsmittel errichtet worden sind und die heute zahlenmäßig nicht mehr erfaßt werden können. Bergbau und Eisenindustrie allein verfügen in Westfalen über rd. 220 000 Werkswohnungen. Davon entfällt der weitaus größte Teil auf den Steinkohlenbergbau, der sich stärker als die Eisenindustrie im Laufe der Industrieentwicklung seine Standorte in unerschlossenen und unbesiedelten Gebieten suchen mußte, während sich die Eisenindustrie in großen Teilen im unmittelbaren Anschluß an vorhandene Gemeinwesen niederlassen konnte.

Leider ist ein nicht unwesentlicher Teil der Werkswohnungen von sogenannten Werksfremden besetzt. Bekanntlich hängt diese von manchen Werken als drückender Uebelstand empfundene Tatsache mit den Räumungsschwierigkeiten zusammen, die sich in der Zeit der Wohnungswirtschaft ergeben haben und die bis heute fortwirken. Im Durchschnitt werden nur 67 % der Werkswohnungen von Gefolgschaftsmitgliedern benutzt, die im aktiven Dienste der jeweils wohnungsbesitzenden Werke stehen. 18 % sind an Invalide oder Pensionäre der Werke oder deren Witwen vermietet. Auf die Werksfremden entfallen 15 % der Wohnungen. Es bleibt nach wie vor ein verständlicher Wunsch der Werke, fortschreitend wieder einen größeren Teil ihrer Werks-

wohnungen für in Arbeit stehende Gefolgschaftsangehörige frei zu bekommen. Für manche Werke würde das einer Lösung der Wohnungsfrage für sämtliche verheirateten Gefolgschaftsmitglieder gleichkommen. Es ist natürlich ein Unterschied, ob die Werkwohnungen von Werksfremden oder von Pensionären

besetzt sind. Wegen der Pensionärswohnungen ist neuerdings wieder stärker die Frage aufgeworfen worden, ob man mit Hilfe der Errichtung von Altersheimen mittelbar großräumigere Wohnungen für junge Gefolgschaftsmitglieder, deren Familien sich im Aufstieg befinden, freimachen kann. Dr. August Küster.

Die Welterzeugung an Elektro-roheisen, -stahlblöcken, -stahlguß und -flußstahl im Jahre 1936.

Die Welterzeugung an Elektro-roheisen ist, wie *Zahlentafel 1* zeigt, von 203 300 t in 1935 auf 213 900 t in 1936 oder um 5,2 % angestiegen. Ihre Zunahme war etwas geringer als die der Welt-Roheisenerzeugung, so daß ihr Anteil an derselben einen Rückgang von 0,25 auf 0,23 % aufweist. Die Elektro-Roheisenerzeugung ist in Norwegen und Schweden nahezu unverändert geblieben. In Italien war sie um 4,7%, in Frankreich um 13,5 % größer als 1935.

in den Vereinigten Staaten um 35 %, in Japan um 33 %, in Schweden um 11 % und in Italien um 5 %.

Die Elektrostahlgußherstellung nahm im Jahre 1936 um 131 400 t oder 40 % zu; ihr Anteil an der Welt-Stahlguß-erzeugung stieg von 27,8 auf 28,2 %. Die größte Erzeugungssteigerung weisen die Vereinigten Staaten auf (245 %), deren Elektrostahlgußgewinnung im Jahre 1934 mit 12 400 t den tiefsten Stand erreicht hatte. Es folgen Deutschland mit 50 %, Großbritannien mit 28 %, Japan mit 25 %, Italien mit 19 % und Frankreich mit 14 % Erzeugungszunahme.

Die gesamte Elektroflußstahlgewinnung — davon entfallen 85,5 % auf Elektrostahlblöcke — ist im Jahre 1936 um rd. 739 000 t oder 25 % gegenüber dem Vorjahre gestiegen. Ihr Anteil an der gesamten Flußstahlerzeugung der Welt hat sich von 3,10 % auf 3,36 % erhöht. Den größten Anteil an der gesamten Rohstahlgewinnung nahm der Elektrostahl in Italien ein mit 29,2 % im Jahre 1936 gegen 25,9 % in 1935. Es folgen Schweden mit 21,1 (20,7) %, Oesterreich mit 19,7 (18,3) %. In den größten Eisenländern der Welt ist dieser Anteil allerdings

Zahlentafel 1. Elektro-Roheisenerzeugung.

Staat	1935		1936	
	1000 t	Anteil an der Gesamt-Roheisenerzeugung %	1000 t	Anteil an der Gesamt-Roheisenerzeugung %
Norwegen	32,4	100,0	32,7	100,0
Schweden	57,9	10,0	58,3	9,9
Italien	62,0	9,3	65,0	8,7
Frankreich	51,0	0,9	57,9	0,93
Summe	203,3	0,25	213,9	0,23

Zahlentafel 2. Elektrostahlblock-, -stahlguß- und -flußstahlerzeugung.

Staat	Elektro-															
	-stahlblockerzeugung						-stahlgußerzeugung						-flußstahlerzeugung			
	1935			1936			1935			1936			1935		1936	
	1000 t	% der Block-erzeugung	% der Elektro-stahl-erzeugung	1000 t	% der Block-erzeugung	% der Elektro-stahl-erzeugung	1000 t	% der Stahl-guß-erzeugung	% der Elektro-stahl-erzeugung	1000 t	% der Stahl-guß-erzeugung	% der Elektro-stahl-erzeugung	1000 t	% der Fluß-stahl-erzeugung	% der Fluß-stahl-erzeugung	
Deutschland	265,1	1,65	80,5	368,5	1,98	79,1	64,9	18,9	19,5	97,0	16,3	20,9	330,0	2,02	465,5	2,42
Großbritannien	80,0	0,82	69,6	109,8	0,93	70,8	35,0	17,8	30,4	45,2	18,4	29,1	115,0	1,15	155,0	1,8
Frankreich	215,3	3,51	87,3	236,8	3,60	86,9	31,1	20,4	12,7	35,6	25,5	13,1	246,4	3,92	272,4	4,06
Italien	503,5	23,5	90,48	528,0	27,0	89,3	53,03	84,8	9,52	63,3	88,7	10,7	556,5	25,9	591,3	29,2
Schweden	176,0	20,1	94,7	196,0	21,6	95,1	9,8	51,1	5,27	10,0	52,6	4,9	185,8	20,7	206,0	21,1
Rußland	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	447,0	3,5	550,0	3,36
Tschechoslowakei	58,0	4,92	89,2	88,0	5,72	89,8	7,0	39,8	10,8	10,0	33,3	10,2	65,0	5,64	98,0	6,28
Oesterreich	63,7	17,5	95,8	79,0	18,9	95,8	2,8	66,6	4,2	3,5	58,3	4,2	66,5	18,3	82,5	19,7
Ungarn	32,4	7,3	100,0	40,8	7,4	100,0	—	—	—	—	—	—	32,4	7,27	40,8	7,4
Rumänien	31,8	15,0	100,0	35,0	14,6	100,0	—	—	—	—	—	—	31,8	14,9	35,0	14,6
Polen	19,5	2,1	100,0	25,2	2,23	100,0	—	—	—	—	—	—	19,5	2,06	25,2	2,2
Belgien	6,7	0,23	63,8	7,0	0,23	63,6	3,8	6,6	36,2	1,4	5,8	36,4	10,5	0,35	11,0	0,35
Luxemburg	—	—	—	—	—	—	7,6	100,0	100,0	—	—	—	7,6	0,41	9,1	0,46
Spanien	4,0	0,6	100,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4,0	0,87	—	—
Europa	1456,0	3,42	87,1	1714,1	3,49	86,1	215,0	24,5	12,9	277,7	23,1	13,9	2118,0	3,84	2541,6	3,95
Vereinigte Staaten	530,1	1,5	96,3	715,5	1,48	91,2	20,0	12,9	3,7	69,3	26,8	8,8	550,1	1,61	784,8	1,62
Kanada	31,3	3,4	57,6	35,5	3,4	58,7	23,0	70,0	42,4	125,0	70,6	41,3	54,3	5,7	60,5	5,5
Amerika	561,4	1,59	92,9	751,0	1,55	88,8	43,0	27,9	7,1	94,3	36,4	11,2	604,4	1,7	845,3	1,7
Japan	173,0	3,6	71,6	230,0	4,4	72,8	68,6	64,7	28,4	86,0	69,9	27,2	241,6	5,0	316,0	6,3
Britisch-Indien	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Asien	173,0	3,7	71,6	230,0	4,4	72,8	68,6	64,7	28,4	86,0	69,9	27,2	241,6	4,9	316,0	6,3
Welt	2190,4	2,64	87,1	2695,1	2,66	85,5	326,6	27,8	12,9	458,0	28,2	14,5	2964,0	3,10	3702,9	3,36

1) Geschätzt.

Zahlentafel 2 gibt die Welterzeugung an Elektrostahlblöcken, -stahlguß und -flußstahl wieder. Die Elektro-Stahlblock-erzeugung der Welt war 1936 um rd. 505 000 t oder 23,1 % größer als im Vorjahre; ihr Anteil an der Welt-Stahlblockerzeugung ist von 2,64 % auf 2,66 % gestiegen. Zugewonnen hat die Erzeugung in Deutschland um 39 %, in Großbritannien um 37 %,

wesentlich geringer; so beträgt er in den Vereinigten Staaten nur rd. 1,6 %, in Deutschland 2,4 (2,0) %, in Großbritannien 1,3 (1,1) %, in Frankreich rd. 4 %, in Japan 6 (5) %. Ganz allgemein ist jedoch festzustellen, daß der Elektrofluß auf beiden Arbeitsgebieten in den meisten Staaten der Welt seine Stellung nicht nur behauptet, sondern noch etwas verbessert hat.

Buchbesprechungen.

Grard, C., Général, Inspecteur général de l'aéronautique, Président de la Commission française de corrosion de l'aéronautique: **La corrosion en métallurgie.** Milieu aqueux, atmosphérique et marin. Avec 59 figures dans le texte et 3 planches hors texte en couleurs. Paris (VI, 5 rue Auguste-Comte): Editions Berger-Levrault 1936. (XII, 345 S.) 8°. 50 francs.

Das vorliegende Werk ist herausgegeben worden von dem Präsidenten des seit 1926 bestehenden französischen Korrosions-ausschusses der Luftfahrt, der in Frankreich die führende Stelle für die Organisation der Korrosionsforschung einnimmt und unter der Schirmherrschaft des Ministers für Luftfahrt steht. Das Werk, ein Handbuch, erfüllt zwei Zwecke: Einmal dient es als Einführung in die Korrosionsforschung, wobei auch das aus-

ländische Schrifttum berücksichtigt wurde, und dann bringt es eine Zusammenfassung der von den Mitgliedern des Korrosions-ausschusses veröffentlichten Arbeiten. Eine gewisse Beschränkung im Rahmen eines Handbuches liegt freilich darin, daß, wie der Untertitel schon angibt, als korrodierende Umwelt nur das Wasser, die Atmosphäre und das Seewasser berücksichtigt worden sind.

Im ersten Hauptabschnitt des Buches werden die Grundbegriffe der Elektrochemie und Ionenlehre so weit erörtert, wie sie für das Verständnis von Korrosionsfragen notwendig sind.

Im zweiten Hauptabschnitt, über Ursache und Wirkung der Korrosion, werden nach einer Uebersicht über die verschiedenen Korrosionsarten, wie allgemeine Oberflächenkorrosion, Lochfraß und interkristalline Korrosion, die rein chemischen Korrosions-

theorien erörtert und die Korrosionen durch Elementbildung besprochen; dabei werden besonders die Elementbildung durch Berührung zweier verschiedener Metalle, die Lokalelemente durch Einschlüsse, die Elementbildung durch verschiedene Belüftung, durch verschiedenen Energiezustand, z. B. infolge Kaltbearbeitung, und durch chemische Ungleichmäßigkeiten, wie Seigerungen, behandelt. Zugleich wird der Einfluß der Wasserstoffionenkonzentration und der Ueberspannung geschildert. Dann folgen die Erörterungen der Passivität durch Deckschichtenbildung, eine Erörterung über die Resistenzgrenzen binärer Legierungen und zum Schlusse das Korrosionsverhalten von Legierungen mit heterogenem Gefügeaufbau und ihre Beeinflussung durch Wärmebehandlung.

Mit der Bekämpfung der Korrosion der metallischen Werkstoffe befaßt sich der dritte Hauptabschnitt des Werkes. Nach einer kurzen Abhandlung über die verschiedenen Möglichkeiten des Korrosionsschutzes werden unter der Bezeichnung „Selbstschutz“ die korrosionsfesten Legierungen des Eisens, Kupfers, Aluminiums und Magnesiums und der besondere Einfluß der einzelnen Legierungselemente besprochen. Eingeschoben ist noch eine kurze Abhandlung über die Aufbereitungsarten des Wassers. Es folgen kurze Übersichten über die hauptsächlichsten Beizbäder zur Behandlung der Oberfläche von Metallegierungen und der Korrosionsschutz durch künstlich aufgebraachte Schutzschichten, eingeteilt in nichtmetallische Beläge, wie Oxyde, oxydische Verbindungen, sowie Metallbeläge, die beständiger sind als das Grundmetall, und schließlich organische Schutzschichten, wie Teer, Farbe und Lacke.

Die Verfahren zur Prüfung der metallischen Werkstoffe auf ihr Korrosionsverhalten sind im letzten Hauptabschnitt recht ausführlich beschrieben. Soweit sie bereits genormt sind, sind die Apparate, die Probenform und die Ausführungsart angegeben. Die Art der Prüfungen ist unterteilt in Bestimmungen des Gewichtsverlustes, der Veränderung mechanischer Gütezahlen, in optische Untersuchungen durch Bestimmung des Reflexionsvermögens oder der Diffusion des Lichtes an metallischen Oberflächen und in physikalisch-chemische Meßverfahren, wie die Bestimmung von Ungleichmäßigkeiten durch Verfärbung eines Indikators. Aus dem Abschnitt „Verschiedene Prüfverfahren“ seien die Bestimmung der Korrosionsermüdung und die Bestimmung von Korrosionen an dünnen Blechen und ihre Festlegung durch Kontaktphotographien erwähnt. Den Schluß dieses Abschnitts bildet eine kurze Zusammenstellung der wichtigsten Prüfungen von Lacken und Farben.

Das Handbuch ist wie jede Zusammenfassung von Arbeiten über die bekannt schwierige Frage der Korrosion außerordentlich zu begrüßen und für alle, die sich mit Korrosion beschäftigen, zu empfehlen. Es zeigt, daß auch ein so vielseitiges Gebiet fruchtbar bearbeitet werden kann, wenn es, wie im vorliegenden Falle, unter einer zielbewußten straffen Leitung steht.

Peter Dickens.

Schuster, Fritz, Dr., Berlin-Zehlendorf: Laboratoriumsbuch für Gaswerke und Gasbetriebe aller Art.

Teil 1: Untersuchung fester und flüssiger Stoffe. Mit 80 Abb. u. 9 Zahlentaf. Halle (Saale): Wilhelm Knapp 1937. (VIII, 468 S.) 8°. 14,60 *R.M.*, geb. 12,80 *R.M.*

(Laboratoriumsbücher für die chemische und verwandte Industrien. Hrsg. von L. Max Wohlgenuth. Bd. 33, T. 1.)

Der vorliegende Teilband befaßt sich mit den festen und flüssigen Rohstoffen und Erzeugnissen der Gaswerke und Gasbetriebe aller Art. Der zweite Teil befindet sich im Druck. Das Buch bringt eine erschöpfende Zusammenstellung von fast allen im Schrifttum zerstreuten Prüfverfahren beginnend mit den festen Brennstoffen und endigend mit dem Benzol und seinen Homologen. Die einzelnen Prüfverfahren sind sehr ausführlich

gehalten, so daß auch ein geübter Chemotechniker in der Lage ist, die Untersuchungen selbstständig durchzuführen. Leider vermißt man eine kritische Abwägung der einzelnen Prüfverfahren, was unter Umständen zu einer fehlerhaften Auswahl eines für bestimmte Genauigkeitsgrade ausschlaggebenden Verfahrens führen kann. Zum Teil bezieht sich der Verfasser auf ältere Untersuchungsvorschriften. So erwähnt er z. B. bei der Beschreibung der Probedestillation der Kohlen das Verfahren von Kraemer und Spilker mit der Quellenangabe „Muspratts Enzyklopaedie der technischen Chemie 1905“. Für den Leser wäre die Angabe einer neueren Schriftumsquelle sicher wertvoller.

Im wesentlichen ist aber der Inhalt so, daß das Buch als Berater in vielen nicht alltäglichen Fragen empfohlen werden kann.

Dr. phil. Gustav Baum.

Schütz, E., Gießereingenieur, Mallnitz: Die Emaillierung des Gußeisens. Mit 31 Abb. u. 24 Taf. im Text. Halle (Saale): Wilhelm Knapp 1937. (4 Bl., 150 S.) 8°. 8,60 *R.M.*, geb. 9,80 *R.M.* (Die Betriebspraxis der Eisen-, Stahl- und Metallgießerei. Hrsg. von Hubert Hermanns. H. 23.)

Vorweg muß gesagt werden, daß das Emaillieren von Gußeisen in diesem Buche nicht unmittelbar behandelt wird. Der erste Teil enthält vielmehr allgemeine emailtechnische Berechnungen, die aber infolge zahlreicher Unstimmigkeiten und unmöglicher Berechnungsarten dem Emailtechniker keine sicheren Unterlagen bringen können. Im zweiten Teil, der sich mit der Beschreibung einiger Hilfsmittel und Rohstoffe befaßt, berührt die Angabe der Lieferfirmen etwas eigenartig. Dieser zweite Teil kann auch insofern nur als Anhang gewertet werden, als er nur ohne einen klaren Grundplan zusammengestellte Abschnitte enthält, von denen einige gar nicht zum Gußeinmaillieren gehören.

Der Inhalt des Buches ist technisch nicht einwandfrei; er gibt daher dem Anfänger falsche Vorstellungen, während er für den erfahrenen Fachmann kaum Bedeutung hat. Der Verfasser hat vor Abfassung seines Buches augenscheinlich versäumt, das einschlägige Schrifttum der letzten Jahre durchzusehen. Unserem Nachwuchs darf man das Buch jedenfalls nur mit Vorsicht empfehlen.

Louis Vielhaber.

Eicke, Rudolf, Dr., Direktor bei der Reichsbank, Berlin: Warum Außenhandel? Mit einem Geleitwort von Dr. Hjalmar Schacht, Reichsbankpräsident. 3., vollst. neubearb. u. erw. Aufl. Berlin (SW 68): Verlag für Sozialpolitik, Wirtschaft und Statistik Paul Schmidt 1937. (402 S.) 8°. 1,75 *R.M.*

Die Schrift beantwortet mehr als die Frage „Warum Außenhandel?“. Darüber hinaus gibt sie einen klaren und sachverständigen Ueberblick über die Formen, in denen sich heute der deutsche Außenhandel abspielt. Auch zahlreiche mittelbare mit der deutschen Außenhandelswirtschaft im Zusammenhang stehende Fragen, wie z. B. die deutsche Ernährungslage, der Vierjahresplan, Kolonien als Rohstoffquellen usw., werden gründlich, jeweils unter Verwendung durchschlagender statistischer Unterlagen, behandelt. Der Verfasser schildert in überzeugender Weise, daß die Ausfuhrwirtschaft neben der Landwirtschaft einer der Grundpfeiler für Deutschlands Wohlergehen ist, und bringt den aufmerksamen Leser in einer ebenso knappen wie schlüssigen Beweisführung zu der Erkenntnis, die durch die Ueberschrift des Schlußabschnittes gekennzeichnet ist: „Ausfuhr tut not!“ Es gibt der Schrift ihre besondere Bedeutung, daß ihr Verfasser einer der Männer aus dem engsten Stabe des Reichsbankpräsidenten Dr. Schacht ist. Das sehr flüssig und lebendig geschriebene Werk bietet daher mehr als eine sachverständige Unterrichtung über die Gegenwartsfragen des deutschen Außenhandels, sondern beleuchtet vielfach unmittelbar, ohne daß das jeweils ausdrücklich gesagt wird, die Gründe, die zu den deutschen Außenhandelsentscheidungen der letzten Jahre geführt haben. *Dr. August Küster.*

Vereins-Nachrichten.

Aus dem Leben des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute.

(Mai 1938.)

Am 2. Mai 1938 trat die Arbeitsgruppe Legierte Stähle zusammen, um über die ihr zugewiesenen Aufgaben zu beraten.

Mit den Teilergebnissen einer Erhebung über die Leistungsfähigkeit der deutschen Walzwerke befaßte sich eine Besprechung vom 4. Mai. Dem gleichen Gegenstand galten Sitzungen vom 7. und 19. Mai.

Im Rahmen des Chemikerausschusses wurden am 4. Mai Beiträge für das Laboratoriumsbuch besprochen.

Am 5. Mai beriet der Schriftleitungsausschuß des Schmiermittelausschusses Teile der „Richtlinien für Einkauf und Prüfung von Schmiermitteln“.

Am gleichen Tage trat die Arbeitsgruppe Auf- und Vorbereitung sowie Verhüttung deutscher Erze zusammen, um u. a. über die Anforderungen an Hochofenkoks und die Anwendung von Steinkohlenmittelprodukten beim Sintern zu beraten.

In einer Vollsitzung des Chemikerausschusses am 10. Mai wurden vormittags zunächst die Arbeiten dieses Ausschusses im Rahmen des Vierjahresplanes erörtert. Es schlossen sich Berichte an über die mikrochemische Analyse, ihre Bedeutung

und Anwendung im neuzeitlichen Eisenhüttenlaboratorium, und über mikroanalytische Schnellverfahren zur Bestimmung von Phosphor, Chrom und Aluminium im Stahl (photometrische Arbeitsweise) sowie schließlich ein Beitrag zur elektrolytischen Bestimmung von nichtmetallischen Einschlüssen im Stahl. Am Nachmittag folgten Berichte über die Anwendung von Röntgenverfahren auf chemische Aufgaben und über physikalisch-chemische Wirkungen von Ultraschallwellen.

Der Kleine Ausschuß der Technischen Kommission des Grobblech-Verbandes tagte am 10. und 11. Mai. Die Beratungen galten u. a. den ISA-Normen für Bleche, der Zusammensetzung der Kesselbaustoffe sowie Abnahmebestimmungen.

Mit Ueberlegungen zur Behebung des Mangels an Nachwuchs für die technischen Berufe im allgemeinen und besonders für das Eisenhüttenwesen befaßte sich eine Besprechung vom 12. Mai.

Eine Sitzung der Untergruppe Lager am 13. Mai bei den Mannesmannröhren-Werken in Huckingen beschäftigte sich mit den Lagerbauarten von Grob- und Mittelblechstraßen. Nach der Sitzung wurden die Lager der 4-m- und 3-m-Umkreiblechstraßen des Werkes und die in dem Zusammenhange wichtige Wasserentnahme am Rhein mit den Filteranlagen besichtigt.

Nach dem Beispiel unserer Jungingenieur-Treffen im Westen veranstalteten wir erstmalig ein solches in Mitteldeutschland. Auf den 13. und 14. Mai waren die Jungingenieure der in Frage kommenden Stahlwerksbetriebe nach Riesa eingeladen. Am Nachmittag des ersten Tages wurden verschiedene technische Fragen in zwangloser Aussprache erörtert. Am zweiten Tage folgte eine Besichtigung des Lauchhammerwerkes Riesa mit dem Siemens-Martin-Stahlwerk, dem Stabwalzwerk, dem nahtlosen Rohrwerk, Schlangenbau, Behälterbau und den Hilfsbetrieben.

Am 13. Mai fand eine Sitzung des Verwaltungsrates der Helmholtz-Gesellschaft statt, deren Federführung dem Verein obliegt. Nach Erledigung der durch die Satzung vorgeschriebenen Beschlüsse wurden Mittel auf Grund der von den physikalisch-technischen Instituten der deutschen Universitäten, technischen Hochschulen und Bergakademien gestellten Anträge zur Unterstützung von Forschungsaufgaben in erheblichem Ausmaß bewilligt.

Eine zweite Sitzung der Arbeitsgruppe Legierte Stähle war auf den 16. Mai einberufen worden, um die Erfassung der Legierungsverluste bei der Stahlherstellung zu besprechen.

Im Einverständnis mit dem Technischen Ausschuß des Stahlwerks-Verbandes fand am 19. Mai eine Aussprache über die Beratungsunterlagen für die Tagung des ISA-Komitees 17 über die internationale Werkstoffnormung Stahl und Eisen statt, in der die Richtlinien für die deutschen Vertreter aufgestellt wurden.

Die Fachgruppe Hochofenschlacke hielt am 20. Mai ihre 6. Beiratsitzung ab, in der der Haushaltplan festgestellt und die Beiträge festgesetzt wurden.

Am 23. Mai wurde auf dem Lauchhammerwerk Riesa der Mitteldeutschen Stahlwerke A.-G. ein Temperaturmeßkursus abgehalten, der besonders das Farbpyrometer Biotrix berücksichtigte. An den Kursus schloß sich eine Aussprache unter den Teilnehmern an.

Am gleichen Tage wurde in Bochum in kleinerem Kreise des Ausschusses für Verwaltungstechnik die Verwendung des umdruckfähigen Auftragsblattes und die Anwendung des Lochkartenverfahrens zur Erstellung des Walzauszuges und für die Auftragsabwicklung in Walzwerken besprochen.

Der Kleine Ausschuß der Technischen Kommission des Grobblech-Verbandes trat am 24. Mai nochmals zu einer Sitzung zusammen.

Der Ausschuß für Betriebswirtschaft hielt am 25. Mai seine 145. Sitzung ab. Es wurde zunächst ein Bericht über Psychotechnik, Unfallverhütung und Berufserziehung in der west- und mitteldeutschen Eisenindustrie als Ergebnis einer Rundreise bei zehn deutschen Eisenhüttenwerken erstattet, dem ein Vortrag über Abstammung und Beruf folgte. Schließlich wurde über das Buch Kräčmar: „Industrielle Arbeitsbewertung“ Bericht erstattet.

Am 30. Mainahm der Fachnormenausschuß für Schmierstoffanforderungen in einer Sitzung Stellung zu österreichischen Normenvorschlägen für Öle, Fette usw.

Der internationalen Normung von Stahl und Eisen galt eine weitere Besprechung am 31. Mai in Berlin.

Zum ersten Male nach der Errichtung des Großdeutschen Reiches hielt unsere Eisenhütte Oesterreich ihre Hauptversammlung ab. Mehr als 100 unserer Mitglieder aus dem Alt-

reich führte der große Anlaß nach Leoben. Der Hauptversammlung ging vom 19. bis 21. Mai eine Vortragstagung über Röntgenprüfung von Metallen voraus, in der 21 Vortragende aus dem Reich und der Schweiz zu Wort kamen. Am Abend des 21. Mai versammelten sich die Teilnehmer dieser Tagung und der Hauptversammlung zu einer Begrüßungsveranstaltung, der am 22. Mai die eigentliche Hauptversammlung folgte. Ein ausführlicher Bericht wird im nächsten Heft dieser Zeitschrift folgen.

Änderungen in der Mitgliederliste.

- Baumgartner, Ernst*, Dipl.-Ing., Direktor, Prager Eisenindustrie-Ges., Kladno (C.S.R.), Eisenwerk; Wohnung: Hutska 47.
Benzt, Carl, Obergeringenieur i. R., Stuttgart-Feuerbach, Bubenhaldenstr. 45.
Cornelius, Karl, Dr. jur., Ruhrstahl A.-G., Hauptverwaltung, Witten; Wohnung: Witten-Annen, Göringstr. 59.
Gruber, Karl, Dipl.-Ing., Humboldt Deutzmotoren A.-G., Langen & Wolf, Wien 3, Moßgasse 1.
Hohorst, Georg, Dr. phil., Metallurge, Fr. Kammerer A.-G., Pforzheim; Wohnung: Zerrennerstr. 21, Melancthonhaus.
Hoppmann, Hans, Dr. phil., Dr. rer. pol., Chemiker, Chemnitz, Kassbergstr. 16.
Kathol, Alfons, Dipl.-Ing., Betriebsingenieur, Mannesmannröhren-Werke, Düsseldorf-Rath; Wohnung: Düsseldorf 1, Rethelstr. 1.
Pip, Otto, Dr.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke G. m. b. H., Völklingen (Saar); Wohnung: Am Kirschenwäldchen 31.
Pohl, Herbert, Dipl.-Ing., Betriebsassistent, Bochumer Verein für Gußstahlfabrikation A.-G., Bochum; Wohnung: Wrangelstraße 55.
Schlacher, Hans, Dipl.-Ing., Werksdirektor, Felten & Guillaume A.-G., Bruck a. d. Mur (Steiermark).

Neue Mitglieder.

A. Ordentliche Mitglieder:

- Abbetmeyer, Hermann*, Ingenieur, Vorst.-Mitglied der Collet & Engelhard Werkzeugmaschinenfabrik A.-G., Offenbach (Main), Bernardstr. 130.
Anderle, Konrad, Dipl.-Ing., Hochofenassistent, Klöckner-Werke A.-G., Werk Georgsmarienhütte, Georgsmarienhütte (Kr. Osnabrück); Wohnung: Hochstr. 14.
Mewer, Ignaz, Ingenieur, Betriebsassistent, Deutsche Edelstahlwerke A.-G., Krefeld; Wohnung: Friedrichstr. 4, III.
Paesold, Gustav, Ingenieur, Bauführer, Hochofenwerk Lübeck A.-G., Zweigniederl. Hütte Kraft, Stolzenhagen-Kratzwick; Wohnung: Kirchenstr. 55.
Pfann, Ernst, Dr.-Ing., Prokurist, Schloemann A.-G., Düsseldorf 1, Steinstr. 13.
Schulz, Carl-Hans, Betriebsingenieur, Ausbildungsleiter, Vereinigte Oberschles. Hüttenwerke A.-G., Zentral-Lehrwerkstatt, Gleiwitz.
Sogemeier, Martin, Dr. rer. pol., geschäftsführend. Vorst.-Mitglied des Vereins für die bergbaulichen Interessen, Essen; Wohnung: Friedrichstr. 2.
Stützel, Helmut, Dr. phil., Mineraloge, Assistent, Fried. Krupp A.-G., Versuchsanstalt, Essen; Wohnung: Lanterstr. 29.
Vieth, Alfons, Ingenieur, Dortmund-Hoerder Hüttenverein A.-G., Werk Dortmund; Wohnung: Dortmund-Kirchlinde, Westewikstraße 11.

B. Außerordentliche Mitglieder:

- Chen, Tung Sheng*, cand. rer. met., Aachen, Ludwigsallee 1 a.
Groh, Werner, stud. rer. met., Duisburg-Hamborn, Lilienstr. 8.

Eisenhütte Südwest,

Zweigverein des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute im NS.-Bund Deutscher Technik.

Mittwoch, den 15. Juni 1938, 16 Uhr, findet im großen Saale der Handelskammer Saarbrücken, Hindenburgstraße 9, eine

Sitzung der Fachgruppe „Walzwerk“
 statt mit folgender

Tagesordnung:

1. Hilfseinrichtungen in den Zuriichtereien der Walzwerke. Berichterstatter: Dipl.-Ing. Hans Kösters, Völklingen.
2. Die Entwicklung neuzeitlicher Walzwerksantriebe. Berichterstatter: Obergeringenieur Max Fischer, Neunkirchen.
3. Die Entwicklung der Walzwerkserzeugung in Neunkirchen im Sinne des Vierjahresplanes. Berichterstatter: Walzwerkschef Arno Schiffers, Neunkirchen.
4. Geschäftliches.