

STAHL UND EISEN

ZEITSCHRIFT FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN

Herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute

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

unter verantwortlicher Mitarbeit von Dr. J. W. Reichert und Dr. M. Schlenker für den wirtschaftlichen Teil

HEFT 16

18. APRIL 1929

40. JAHRGANG

Der Einfluß der Wärmebehandlung auf die Güte von Wolframstahl.

Von Dr.-Ing. F. Pölguter und Dipl.-Ing. W. Zieler in Bochum.

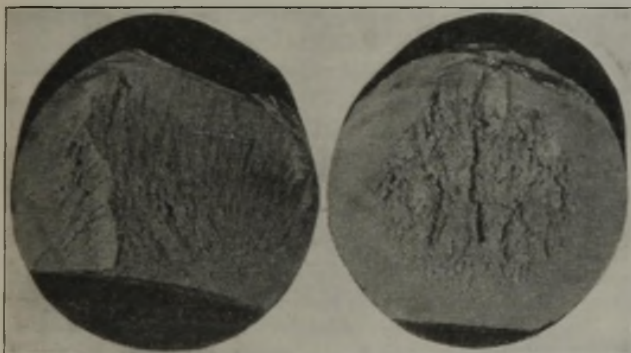
[Bericht Nr. 144 des Werkstoffausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹⁾.]

(Verschlechterung der Durchhärtung und der magnetischen Eigenschaften von Wolframstählen durch Glühbehandlung in einem kritischen Temperaturbereich. Abschwächung durch Chromzusatz. Die verschiedenen Zustandsbilder für das System Eisen-Wolfram. Nachprüfung und Bestätigung des Diagramms von Hultgren. Kennzeichnendes Verhalten der einzelnen Karbide und Wolframide. Folgerungen für die Praxis.)

Trotz der langjährigen Verwendung von Wolframstahl für hochwertige Werkzeuge aller Art, wie Bohrer, Fräser und sonstige Schneidwerkzeuge, sowie für die Herstellung von Dauermagneten treten bei der Verarbeitung dieser Stähle eine ganze Reihe bisher noch ungeklärter Erscheinungen auf, die einen erheblichen Güteausfall zur Folge haben. Es handelt sich dabei vor allem um ungenügende Härtebarkeit, vermindertes Tiefenhardtungsvermögen, schlechte magnetische Eigenschaften, geringe Schmitthaltigkeit u. dgl. Ein kennzeichnendes Merkmal reiner Wolframstähle ist, daß sie einmal hinsichtlich aller

zu Kolben für Preßluftwerkzeuge verwandt. Von einem derartigen Stahl verlangt man nach der Härtung eine hinreichende, etwa 4 bis 6 mm starke Tiefenhärtung bei einem gleichzeitig zäh ausgebildeten Kern und einem glasharten Rand. Nur wenn alle diese Bedingungen auf das sorgfältigste eingehalten werden, ist der Kolben den dauernden Schlägen und der damit verbundenen Ermüdungsbeanspruchung gewachsen.

Trotz aller Sorgfältigkeit bei der Herstellung und Verarbeitung kommt es jedoch bei dieser Stahlart immer wieder vor, daß das Tiefenhardtungsvermögen auch dann nicht erreicht wird, wenn die an sich richtige Härtetemperatur um 20 bis 40° überschritten wird. Der Stahl ist daher oft trotz guter Analyse, sorgfältiger Herstellung und Verarbeitung für den Verbraucher nicht zu verwenden. Bei den Versuchen, die Ursache zu klären, wurde gefunden, daß eine sehr schmale Härtezone dann entsteht, wenn der Stahl in

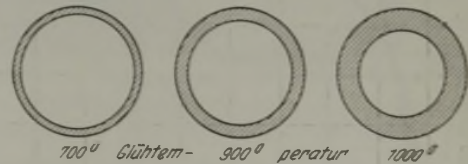


Bei 700° 6 h geglüht Bei 1000° 6 h geglüht

Abbildung 1. Einfluß der Glühbehandlung vor dem Härten bei 830° in Wasser auf die Durchhärtung eines Kolbenstahles mit 0,65 % C und 0,66 % W.

Güteeigenschaften restlos entsprechen, während sie ein anderes Mal, ohne daß bei der üblichen Prüfung ein besonderer Fehler festzustellen war, fast vollkommen versagen. Es sollen daher im folgenden einige Stahlgruppen behandelt werden, die außer Wolfram keine besonderen Begleitelemente wie Chrom, Molybdän usw. aufweisen. Schnelldrehstähle usw. sollen nicht in den Kreis der Betrachtung gezogen werden, zumal da jene sich ohnehin schon auf ein Dreistoffsystem — Eisen-Wolfram-Kohlenstoff — beziehen, wo die Verhältnisse an sich ziemlich schwierig liegen.

Ein schwach mit Wolfram legierter Stahl (etwa 0,65 % W und etwa 0,65 % C) wird in jüngster Zeit vielfach



700° Glühtemperatur 900° 1000°
Glühzeit 6 h, Ofenabkühlung, Härtung bei 800° in Wasser

Abbildung 2. Schematische Darstellung des Einflusses verschiedener Glühtemperaturen auf die Breite der Härtezone (Stahl wie in Abb. 1).

einem kritischen Bereich etwa zwischen 700 und 800° geglüht wird. Wird das Glühen unter 680 oder bei 900° und darüber vorgenommen, so liegt die Tiefe der erreichbaren Härtezone meist durchaus in den gewünschten Grenzen. In Abb. 1 ist links das kennzeichnende Bruchaussehen eines Stahles mit ungenügender Härtezone, rechts ein Bruch mit hinreichender Härtezone wiedergegeben. Beide Brüche entstammen derselben Stange, mit dem Unterschied, daß die Probe links bei der angegebenen kritischen Temperatur (700°) geglüht wurde, während die Probe rechts bei 1000° geglüht war. Wie sich die Härtezone mit steigender Glühtemperatur ändert, zeigt schematisch Abb. 2.

Bemerkt sei, daß sich die Temperaturgrenzen bei einzelnen Schmelzen gleicher Herstellung, besonders aber bei verschiedenen Herstellungsverfahren erheblich verschieben können, auch wenn die Zusammensetzungen durchaus gleich sind. Nachdem der ungünstige Einfluß einer

¹⁾ Erstattet in der 14. Vollsitzung des Werkstoffausschusses am 14. November 1928. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahl-eisen m. b. H., Düsseldorf, Schließfach 664, zu beziehen. — Teilauszug aus einer von der Technischen Hochschule Aachen genehmigten Dr.-Ing.-Dissertation Werner Zieler (1928).

falschen Glühbehandlung bekannt war, konnte man ohne größere Schwierigkeiten durch vorsichtige Glühung, wobei als ungefähre Mindestglühfestigkeit 70 kg/mm² festgelegt wurde, weitere große Ausfälle fast durchweg vermeiden.

Bei den eingangs ebenfalls erwähnten wolframlegierten Werkzeugstählen für Spiralbohrer, Metallsägen u. dgl.,

nehmlich auf unrichtiges, zu langes Glühen zurückzuführen ist, und daß man eine Art Regenerierung dadurch erreichen kann, daß man den Stahl bei einer Temperatur über 1100° etwa 10 bis 15 min glüht, dann an der Luft abkühlen läßt und erneut härtet. Um ein Beispiel herauszugreifen, sei erwähnt, daß ein Fräserstahl mit 1,1 % C und 1 % W bei einfacher Härtung nur 578 Brinelleinheiten aufwies. Durch ein kurzes Ausglühen bei 1100° mit nachfolgender Luftabkühlung und erneuter Härtung stieg die Härte auf 653 Brinelleinheiten an.

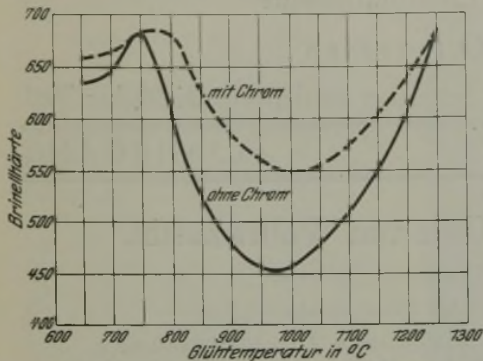


Abbildung 3. Einfluß verschiedener Glühtemperaturen auf die Härte eines Wolfram-Magnetstabes mit und ohne Chromgehalt. Glühzeit 4 h, Ofenabkühlung, Härtung bei 830° in Wasser.

Zusammensetzung: 0,75 % C, 0,37 % Mn, 0,32 % Si, 5,77 % W; 0,75 % C, 0,35 % Mn, 0,36 % Si, 5,46 % W, 0,35 % Cr.

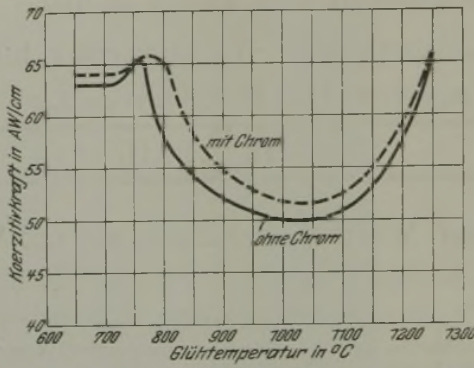


Abbildung 4. Einfluß der Glühbehandlung auf die Koerzitivkraft von Wolfram-Magnetstahl mit und ohne Chromgehalt.

(Zusammensetzung und Behandlung wie bei Abb. 3.)

die im Mittel mit etwa 1 bis 2 % W bei rd. 1,1 % C legiert sind, kommt es oft vor, daß die Werkzeuge trotz richtiger Härtebehandlung keine genügende Härte annehmen. Die üblichen Gefüge- und Bruchuntersuchungen, Bestimmung der Haltepunkte, sowie die Ueberprüfung des Herstellungsverfahrens ergeben nicht ohne weiteres Anhaltspunkte für die

nach dem Schmieden oder Walzen überhaupt nicht oder nur ganz wenig.

Am krassesten macht sich der Einfluß der Glühbehandlung bei der Gruppe der wolframlegierten Magnetstähle bemerkbar. Die magnetischen Eigenschaften, besonders die Koerzitivkraft dieser Stähle, wird durch die vorausgehende Glühbehandlung in hohem Maße beeinflußt, was man durch genaue Messungen eindeutig festlegen kann. Das Verhalten eines Stahles mit 0,7 % C und 5,8 % W, einmal ohne und einmal mit 0,3 % Cr, bei verschiedener Glühbehandlung, zeigen Abb. 3 und Abb. 4. Die Glühzeit betrug in jedem einzelnen Falle 4 h, die Härtung erfolgte bei 830° in Wasser. Abb. 3 zeigt, daß bis zu einer Glüh-

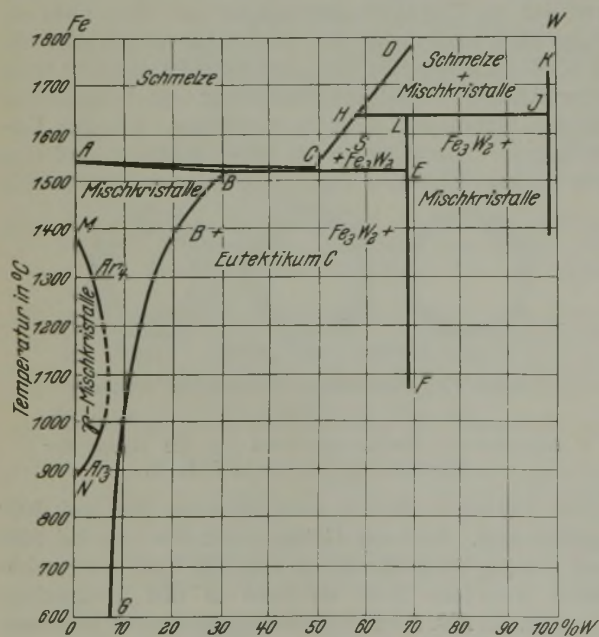


Abbildung 5. Zustandsdiagramm der Eisen-Wolfram-Legierungen nach Sykes.

Ursache des Versagens dieser Stähle, zumal da es vorkommt, daß aus ein und derselben Schmelzung hergestellte gleiche, allerdings zu verschiedenen Zeiten verarbeitete Abmessungen ein vollständig verschiedenartiges Verhalten zeigen. Auch bei dieser Stahlgruppe bringt eine Erhöhung der an sich richtigen Härtetemperatur von 820° um 40 bis 60° keinen Erfolg. Weitgehende Versuche zeigten nun, daß auch hier das Nicht-

hartwerden auf die vorausgehende Wärmebehandlung, vor-

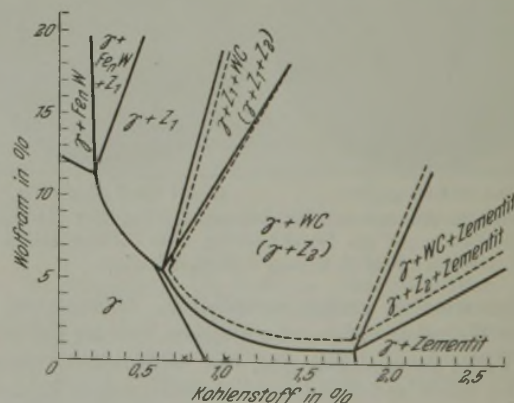


Abbildung 6. Zustandsdiagramm der Eisen-Wolfram-Kohlenstoff-Legierungen nach Hultgren. (Das Diagramm entspricht den Gleichgewichten dicht unterhalb der Temperatur der beendeten Erstarrung.)

von 750° die Härte gut ist; nach einer Glühung oberhalb dieser Temperatur nimmt sie für den Stahl ohne Chrom sehr rasch, für den Stahl mit Chrom oberhalb 800° etwas allmählicher ab. Der Tiefstwert ist für den mit Chrom legierten Stahl geringer. Nach einer Glühung oberhalb 1100° erfolgt wieder ein rascher Anstieg der Härte, bei 1200° wird der Ausgangswert vielfach nicht nur erreicht, sondern sogar überschritten. Abb. 4 zeigt,

daß auch die Koerzitivkraft, die ja für die magnetischen Güteeigenschaften ausschlaggebend ist, sich im gleichen Verhältnis wie die Härte ändert. Die Unterschiede im Tiefstwert zwischen dem Stahl mit und ohne Chrom sind nicht so beträchtlich, aber ebenfalls vorhanden. Bei 1100° erfolgt der Anstieg, nach einer Glühung bei 1200 bis 1250° wird wiederum der Ausgangswert erreicht. Aus den Ergebnissen der Versuche über den Einfluß der Glühbehandlung muß man selbstverständlich entnehmen, daß auch alle anderen Warmbehandlungsverfahren wie Biegen, Pressen u. dgl., die einer Art Glühbehandlung gleichkommen, einen ähnlichen Einfluß haben.

Zur Klärung der gekennzeichneten Erscheinungen ist es nötig, sich etwas eingehender mit der Gefügebeschaffenheit der Wolframstähle, namentlich aber mit der Natur der Wolframkarbide, sowie der auftretenden Doppelkarbide zu befassen. Die eingangs erwähnten Stähle fallen teils in das unterperlitische (Kolbenstahl), teils in das überperlitische (Spiralbohrerstahl, Magnetstahl) und teils in das ledeburitische Gebiet (Riffelstahl) der Wolframstähle nach der von Oberhoffer, Daeves und Rapatz gegebenen Einteilung²⁾. Da die Fehlererscheinungen jedoch bei allen drei Gruppen in gleicher Weise auftreten, so kann man nicht die Zugehörigkeit zu dem einen oder anderen Diagrammfeld zur Klärung heranziehen; es müssen vielmehr die jeweils auftretenden Karbidarten sowie ihre Beeinflussung durch die Glühbehandlung von ausschlaggebender Bedeutung sein. Hierüber sagt das Diagramm jedoch nichts aus.

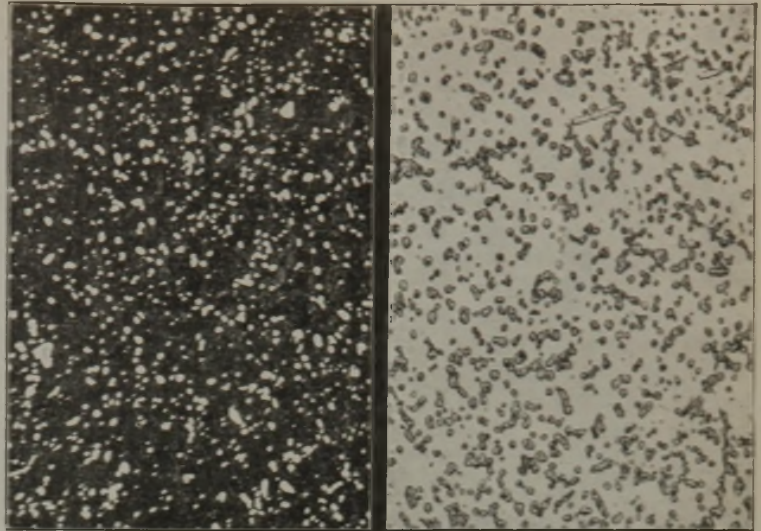
Nach dem Zustandsschaubild der Eisen-Wolfram-Legierungen von Ozawa³⁾ geht das Wolfram mit dem Eisen eine chemische Verbindung Fe_2W ein, die etwa 62 % W enthält. Bis zu einem Gehalt von rd. 9 % bildet Fe_2W mit Eisen α -Mischkristalle; in Legierungen mit mehr als 9 % W tritt Fe_2W als selbständige Phase auf, das sich erst oberhalb 900° im γ -Mischkristall zu lösen beginnt.

Nach neueren Untersuchungen von W. P. Sykes⁴⁾ treffen diese Angaben über das γ -Gebiet jedoch nicht zu, sondern der α -Mischkristall tritt bis zu den höchsten Temperaturen auf, wie Abb. 5 zeigt.

Den ersten Versuch, die im System Eisen-Wolfram-Kohlenstoff auftretenden Verbindungen klarzulegen, machten K. Honda und T. Murakami⁵⁾. Sie fanden eine magnetische Umwandlung bei 200° , die der bekannten Zementitumwandlung entspricht, ferner eine solche bei 400° , die sie der Umwandlung des Doppelkarbids zuschreiben. Auf Grund dieser Beobachtungen stellten sie ein Schaubild für die Eisen-Wolfram-Kohlenstoff-

× 500

× 500



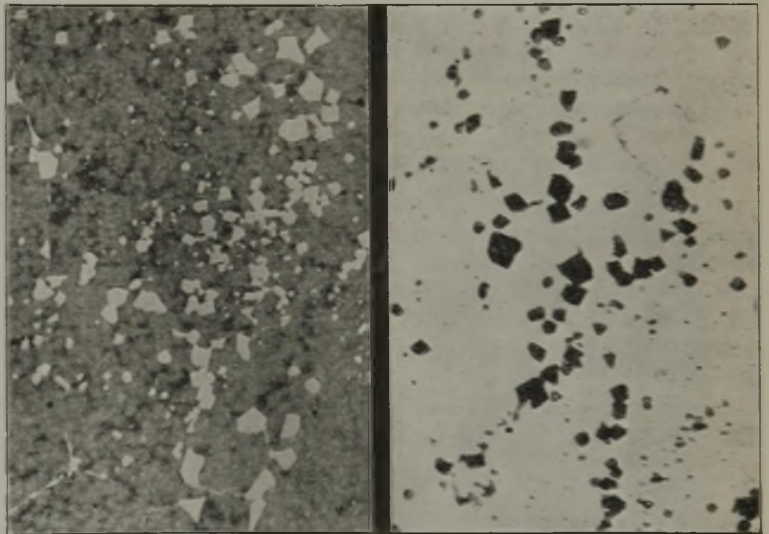
Anlaßätzung

Aetzung mit Natriumpikrat

Abbildung 7. Aussehen des Wolframs Fe_2W und sein Verhalten bei verschiedener Aetzung. (Stahl mit 0,24 % C und 16,73 % W, in Wasser gehärtet bei 900° .)

× 500

× 500



Anlaßätzung

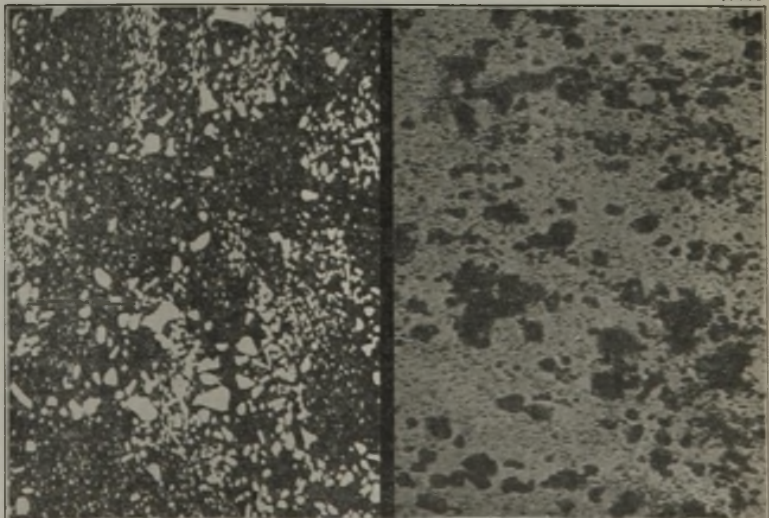
Abbildung 8.

Aetzung mit Natriumpikrat

Aussehen des stabilen Wolfram-Doppelkarbids und sein Verhalten bei verschiedener Aetzung. (Stahl mit 1,09 % C und 19,56 % W, in Öl gehärtet bei 1300° .)

× 500

× 500



Anlaßätzung

Abbildung 9.

Aetzung mit Natriumpikrat

Aussehen des metastabilen Wolfram-Doppelkarbids und sein Verhalten bei verschiedener Aetzung. (Stahl mit 1,09 % C und 19,56 % W, in Öl gehärtet bei 950° .)

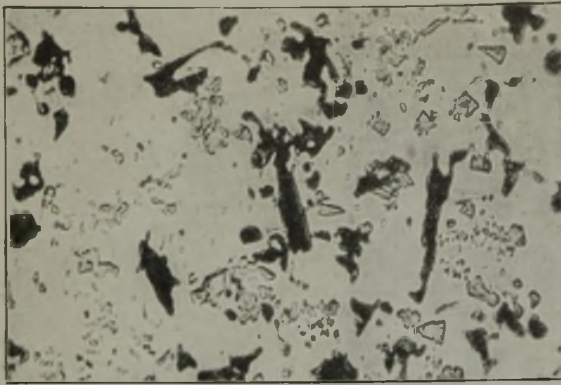
²⁾ St. u. E. 44 (1924) S. 432/5.

³⁾ Science Rep. Tohoku Univ. 11 (1922) S. 333/50; vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1834.

⁴⁾ Vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1833/6.

⁵⁾ Science Rep. Tohoku Univ. 6 (1917) S. 235/84.

× 500



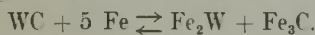
Aetzung mit Natriumpikrat.

Abbildung 10. Unterscheidung von Wolfram-Doppelkarbid und Wolframkarbid WC durch ihr verschiedenes Verhalten bei der Aetzung. (Stahl mit 1,33% C und 19,55% W, 10 Tage bei 850 bis 900° gegläht, Ofenabkühlung.)

Legierungen auf, indem sie, je nachdem ob keine, eine oder zwei magnetische Umwandlungen auftraten, die folgenden sechs Zustandsfelder unterschieden:

1. Fe + Fe₂W + WC
2. Fe + Fe₂W + WC · 4 Fe₃C + WC
3. Fe + WC
4. Fe + WC · 4 Fe₃C + WC
5. Fe + WC · 4 Fe₃C + Fe₃C + WC
6. Fe + WC · 4 Fe₃C + Fe₃C.

Den Umwandlungsvorgang bei der Erhitzung und Abkühlung stellen sich die Forscher wie folgt vor: Nahe oberhalb Ac₁ ist Wolfram als WC im Austenit gelöst. Kühlte man nach Erreichen von 850° wieder ab, so treten WC und Fe₃C zum Doppelkarbid zusammen, das sich bei Ar₁ ausscheidet und bei 400° magnetisch wird. Erhitzt man über 850°, so verläuft im Austenit der folgende umkehrbare Vorgang von links nach rechts:



Dieser Vorgang erreicht bei niedrigem Kohlenstoffgehalt bei etwa 1000° sein Ende, bei höheren Gehalten erst später. Bei gewöhnlicher Abkühlung erhält das gelöste Fe₂W den

dieses Gebiet hat A. Hultgren⁶⁾ angestellt. Das von ihm entworfene Zustandsschaubild zeigt Abb. 6. Es entspricht den Gleichgewichten dicht unterhalb der Temperatur beendetener Erstarrung. Hultgren unterscheidet ein stabiles System mit den Karbiden WC und Z₁ (ausgezogene Linien) sowie ein metastabiles System (gestrichelte Linien), wobei an Stelle des Karbids Z₁ ein kohlenstoffreicheres Karbid Z₂ auftritt. Wir haben es demnach in Wolframstählen mit den Bestandteilen Fe₂W, WC sowie Z₁ (stabiles, kohlenstoffärmeres Doppelkarbid) und Z₂ (metastabiles kohlenstoffreicheres Doppelkarbid) zu tun. Das Hultgrensche Diagramm wurde von W. Zieler nachgeprüft, worüber an anderer Stelle noch ausführlich berichtet wird⁷⁾. Seine Richtigkeit wurde im allgemeinen bestätigt.

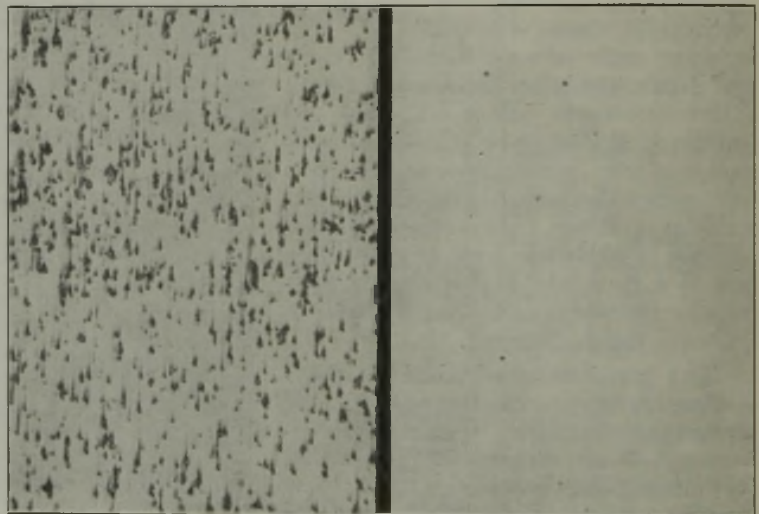
Ohne auf die Einzelheiten dieser Untersuchungen näher einzugehen, können die in Tafel 1 angegebenen Verbindungen von Eisen, Wolfram und Kohlenstoff als erwiesen angesehen werden. Durch ihr verschiedenes Verhalten bei der Aetzung hat man ein Mittel in der Hand, die einzelnen Karbide und Wolframide voneinander zu unterscheiden. Abb. 7, 8, 9 und 10 erläutern das in Tafel 1 angegebene Verhalten der Karbide und Wolframide. Die

Schlecht

× 100

Gut

× 100



4 h bei 950° gegläht, Ofenabkühlung

Bei 680—700° gegläht

Abbildung 11. Einfluß der Glühtemperatur vor dem Härten bei 830° in Wasser auf die Abscheidung von Wolframkarbid WC bei Wolfram-Magnetstahl. (Stahl mit 0,75% C und 5,77% W.) Ungeätzt.

Tafel 1. Aussehen und Verhalten der in Wolframstählen auftretenden Verbindungen zwischen Eisen, Wolfram und Kohlenstoff.

Karbidentart	Aussehen	Form	Verhalten	
			beim Anlassen	gegen Natriumpikrat
Fe ₃ C	weiß	rundliche Körner	rasch anlaufend	wird schwarz gefärbt
Fe ₂ W	weiß	rundliche Körner	zieml. beständig	wird hellbraun gefärbt
Stabiles Doppelkarbid (Z ₁ -Karbide)	weiß	gut ausgebildete Körner mit wechselnden, rundlichen bis länglich gestreckten Formen	zieml. beständig	wird dunkelbraun gefärbt
Metastabiles Doppelkarbid (Z ₂ -Karbide)	weiß	gut ausgebildete Körner mit wechselnden, rundlichen bis länglich gestreckten Formen	zieml. beständig	wird dunkelbraun gefärbt u. allmählich angefressen
WC	grauweiß	zackige Formen unter günstigen Bedingungen, gut ausgebildete drei- und viereckige Kristalle	sehr beständig	wird nicht gefärbt

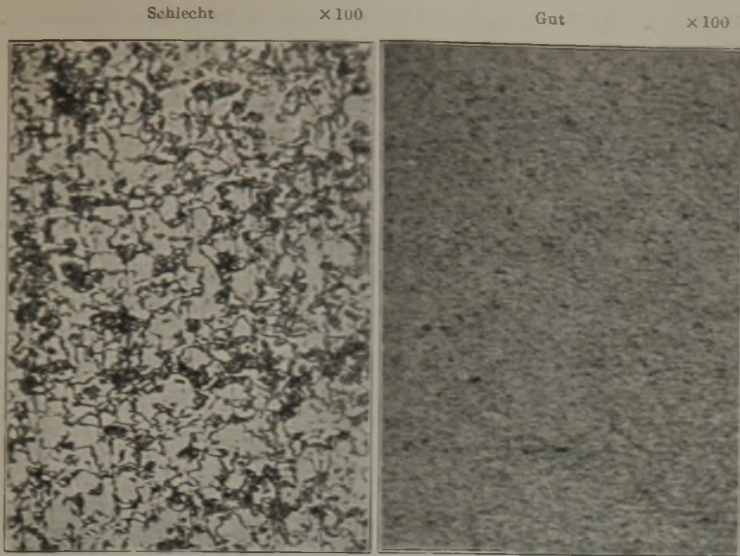
Austenit bis etwa 500°, worauf ein Zerfall in wolframhaltigen Ferrit und Zementit eintritt, der den Punkt A₀ ergibt. Das Diagramm von Honda und Murakami weist jedoch eine ganze Reihe von Widersprüchen auf und deckt sich vielfach nicht mit den Beobachtungen anderer Forscher. Eine weitere mit zahlreichen Gefügebildern belegte Untersuchung über

Kristalle. Er ist sehr anlaßbeständig und wird durch Natriumpikrat nicht angegriffen.

⁶⁾ A. Hultgren: A metallographic study on tungsten steels (London: Chapman and Hall 1920); vgl. St. u. E. 41 (1921) S. 1775/80 u. 1824/8.

⁷⁾ Arch. Eisenhüttenwes. demnächst.

beiden Doppelkarbide unterscheiden sich, wie Abb. 8 und 9 zeigen, dadurch, daß das stabile Doppelkarbid von Natriumpikrat nur gefärbt wird, während das metastabile Doppelkarbid außerdem noch stark zerfressen wird. Abb. 10 zeigt deutlich das unterschiedliche Verhalten von WC und Wolfram-Doppelkarbid. Der Bestandteil WC zeigt zackige, grauweiße, vielfach gut ausgebildete drei- und viereckige



Aetzung mit Pikrinsäure

Abbildung 12. Einfluß der Glüh Temperatur auf das Härtegefüge von Wolfram-Magnetstahl, geätzt. Zusammensetzung und Behandlung wie in Abb. 11.

Da die Wolfram-Magnetstähle durch falsche Wärmebehandlung viel leichter verdorben werden als andere Stähle, so sollen die Ursachen für die Fehler vornehmlich

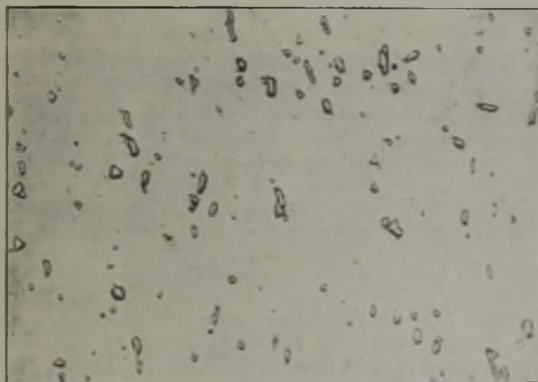


Abbildung 13. Ungeätzte Schlißfläche eines ge- glühten Wolfram-Magnetstahles nach vorsichtigem längeren Polieren. Zusammensetzung wie in Abb. 11.

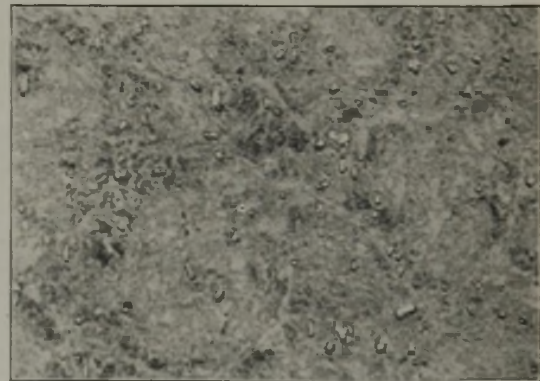
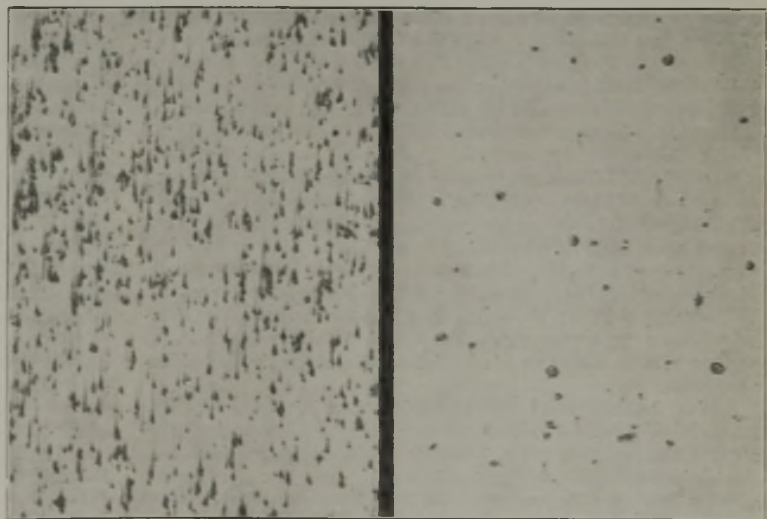


Abbildung 14. Wie Abb. 13. geätzt mit Natrium- pikrat.

an dieser Stahlgruppe besprochen werden. Betrachtet man den ungeätzten Schliff eines ungeeignet ge- glühten Wolfram-Magnetstahles, so sieht man im Gegensatz zum ungeglühten oder richtig ge- glühten Stahl im Schliffbild sehr viele schwarze Punkte (Abb. 11). Aetzt man, so zeigt der richtig ge- glühte Magnetstahl nach der Härtung bei guten magnetischen Eigenschaften ein gutes Härtegefüge. Der verglühete Stahl, der im ungeätzten Zustand die schwarzen Punkte aufweist, hat kein richtiges Martensitgefüge, sondern zeigt ein unklares Härtegefüge (Abb. 12). Poliert man den verglüheten Stahl besonders vorsichtig, so bleiben die Karbide in der Grund- masse zurück (Abb. 13), während sie sonst leicht herausgerissen werden. Dieser, bei vorsichtigem Polieren zurückgebliebene Kar- bidbestandteil wird weder durch Anlaßätzung angegriffen, noch durch Natriumpikrat ge- färbt (Abb. 14). Der Gefügebestandteil kann

daher eindeutig als das Karbid WC angesprochen werden. Dieses hat sich offenbar durch einen Zerfall des Doppelkarbids infolge der langen Glühbehandlung abgeschieden, und da es ein sehr kohlenstoffreiches Karbid mit ungefähr 6,1 % C darstellt, nimmt es bei seiner Bildung einen großen Betrag des vorhandenen Kohlen- stoffs in Anspruch, so daß die Grundmasse an Kohlenstoff verarmt und dadurch die Här- tbarkeit und die anderen Güteeigenschaften wes- sentlich vermindert werden. Da sich das ein- mal gebildete WC erst bei höheren Temperaturen, für Wolfram-Magnetstahl z. B. oberhalb 1100°, wieder auflöst, so bleibt es auch nach der Härtung, die ja bei wesentlich niedrigeren Tem- peraturen erfolgt, erhalten.

Beachtenswert ist der Einfluß eines geringen Chromzusatzes. Abb. 15 zeigt das Aussehen eines Wolframstahles mit und ohne Chrom nach unge- eigneter Glühung bei 950°. Man sieht, daß der mit Chrom legierte Stahl bedeutend weniger schwarze Punkte aufweist. Ein Chromzusatz wirkt also der Abscheidung oder Bildung des stabilen Karbids WC entgegen, da das Chrom infolge seiner großen Verwandtschaft zum Kohlenstoff mehr Kohle in fester Lösung zu halten vermag. Sehr verschieden ist auch das Verhalten der Ausdehnungskurven eines Wolfram-



Ohne Chrom 4 h bei 950° ge- glüht, Ofenabkühlung. Mit Chrom
Abbildung 15. Einfluß eines Chromzusatzes auf die Abscheidung des Wolframkarbids WC bei Wolfram-Magnetstahl.
Zusammensetzung: 0,75 % C, 0,32 % Si, 0,37 % Mn, 5,77 % W; 0,75 % C, 0,36 % Si, 0,35 % Mn, 5,46 % W, 0,35 % Cr.

Magnetstahles mit und ohne Chromzusatz, der im Umwandlungsbereich zwischen 710 und 800° einer Pendelglühung unterworfen wurde. Man sieht, daß der Stahl ohne Chrom eine ganze Anzahl von Knicken aufweist, die wohl auf Karbidumwandlungen zurückzuführen sind und bei dem chromlegierten Werkstoff nicht auftreten (Abb. 16).

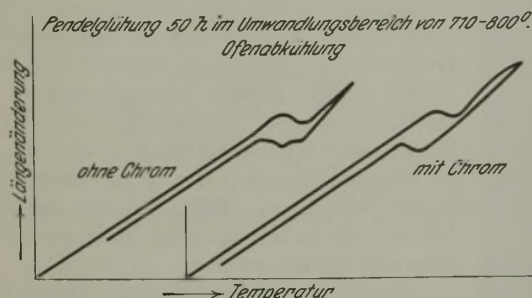


Abbildung 16. Dilatometerkurven eines geglühten Wolfram-Magnetstahles mit und ohne Chromzusatz. (Zusammensetzung wie in Abb. 15.)

Man kommt zu einer einfachen und anschaulichen Erklärung dieser Erscheinungen, wenn man dem stabilen Wolframkarbid WC dieselbe Stellung zuschreibt wie dem Graphit im System Eisen-Kohlenstoff. Beide Bestandteile stellen die stabile Phase dar, die beim Zerfall der metastabilen Phase (Doppelkarbid bzw. Fe_3C) entsteht. Wie im System Eisen-Kohlenstoff längs der Linie E'S' die Abscheidung von elementarem Kohlenstoff eintritt, so erfolgt

Im Anschluß an den Vortrag fand folgende Erörterung statt.

Dr.-Ing. E. Houdremont, Essen: Ich kann die Ergebnisse der von Dr.-Ing. Pölguter vorgetragene Untersuchungen vollkommen bestätigen. Eine Frage möchte ich stellen, nämlich, ob die beobachteten Erscheinungen ohne weiteres bei jeder beliebigen Schmelzung in gleicher Stärke durch gewöhnliches oder überlanges Glühen erzeugt werden können oder nicht.

Dr.-Ing. F. Pölguter, Bochum: Wie ich bereits im Vortrage erwähnt habe, treten die in Frage stehenden Erscheinungen zwar nicht immer mit der gleichen Stärke auf; sie können jedoch bei jeder Stahlart und jeder Schmelzung hervorgerufen werden, wenn man nur entsprechend lange Glühdauern anwendet.

Dr.-Ing. E. Houdremont: In dieser Beziehung gehe ich mit Dr.-Ing. Pölguter nicht einig. Es gibt Schmelzungen, die bei der Glühbehandlung im kritischen Bereich keinerlei Aenderung ihrer Eigenschaften erfahren. Es mag sein, daß meine Beobachtungen sich nur auf die übliche Glühdauer erstrecken; immerhin gibt es Schmelzungen, die diese Erscheinung auch hierbei zeigen, während andere das nicht tun. Es dürften somit doch in fertiggeschmiedeten Werkstücken Unterschiede möglich sein, die vielleicht auf irgendwelche Keimwirkung zurückgeführt werden können. Vor allem möchte ich darauf aufmerksam machen, daß, abgesehen von der kritischen Glühdauer und Glüh Temperatur, die Temperatur der Warmverarbeitung von außerordentlicher Bedeutung sein kann. Durch Schmieden bei zu tiefer Temperatur werden besonders die stabilen Wolframkarbide ausgeschieden, und die Erfahrung hat gelehrt, daß gerade bei Wolfram-Magnetstahl die besten Ergebnisse erzielt werden, wenn man den Stahl tunlichst heiß walzt, so daß auch die Endtemperatur beim Walzen nicht zu niedrig wird. Dies gilt selbstverständlich in gleichem Maße für andere Wolframstähle. Der Einfluß der Schmiedetemperatur und der Verformung geht auch bereits daraus hervor, daß diese Ausscheidungen besonders stark im Schmiedekreuz oder auch in anderen Teilen auftreten, je nachdem wie hoch die Schmiedetemperatur war.

Was insbesondere den niedriglegierten Wolframstahl für Preßluftkolben anbelangt, so war es gerade bei diesem Werkstoff nicht immer möglich, unter gewöhnlichen Glühbedingungen einen an sich guten Stahl in schlechten Zustand zu bringen. Im Gegensatz zu Dr.-Ing. Pölguter muß ich aber feststellen, daß es auch bei diesem Werkstoff möglich war, am Schlibbild zu erkennen, ob der Stahl in dem einen oder anderen Zustand vorlag. Soviel ich mich aus den Äußerungen des Vortragenden entsinne, sollte dies bei dem niedriglegierten Wolframstahl nicht der Fall sein. Die Erscheinungen unterscheiden sich im Schlibbild allerdings

in Wolframstählen bei Glühung im kritischen Temperaturbereich mit nachfolgender langsamer Abkühlung ein Zerfall des Doppelkarbids und die Bildung des stabilen Karbids WC. Eine sehr langsame Abkühlung nach der Glühung ist für die WC-Bildung besonders wesentlich.

Zusammenfassung.

Für die meisten Wolframstähle gibt es bestimmte kritische Temperaturgebiete, in denen bei genügend langer Dauer der Wärmebehandlung eine Abscheidung von WC und damit eine Verminderung der Güteeigenschaften eintritt. Nur bei sehr niedrig gekohlten Wolframstählen, denen jedoch infolge ihrer geringen Härte keine praktische Bedeutung zukommt, erfolgt keine Bildung von WC. Ferner ist die Bildung dieses Karbids von geringem Einfluß, wenn der Stahl bei hohem Wolframgehalt auch einen entsprechend hohen Kohlenstoffgehalt hat, so daß noch immer die für das Eintreten einer guten Härtewirkung nötige Menge Kohlenstoff in Lösung verbleibt. Der kritische Temperaturbereich hat je nach der chemischen Zusammensetzung eine wechselnde Lage und muß für jede Stahlgruppe erst durch planmäßige Untersuchungen festgelegt werden. Ein langes Verweilen in diesem kritischen Temperaturbereich sowie nachfolgende langsame Abkühlung muß bei der Verarbeitung der Stähle weitestgehend vermieden werden. Ein geringer Chromzusatz, wie er in der Praxis schon häufig angewandt wird, ist sehr zu empfehlen, da er die Stähle bedeutend unempfindlicher gegen falsche Wärmebehandlung macht.

in der Größe der Karbidausscheidungen von den beim Wolfram-Magnetstahl festgestellten Karbidausscheidungen.

Ich glaube, daß gerade hier eine Erscheinung vorliegt, der bisher allzu wenig Beachtung geschenkt wurde, und zwar die Frage der Rekristallisation und der damit verbundenen Zusammenballung der Karbide bei Werkzeugstahl. Die letzten Schmiede- und Walzvorgänge dienen meistens nur noch zum Glätten (Polierstiche), wobei man sehr leicht in das Gebiet schwacher kritischer Verformung gelangen kann. Man kann infolgedessen beim Nachglühen von Stählen sehr oft feststellen, daß trotz vorsichtiger Glühung ein vor dem Glühen feinkörniges Bruchgefüge in ein grobkörniges verwandelt worden ist. Leider ist die Korngrenzenätzung bei hochlegierten Stählen ziemlich schwierig, so daß es nicht immer gelingt, die Verhältnisse metallographisch restlos zu erfassen.

Diese Erscheinungen sind selbstverständlich auch von Einfluß bei den von Dr.-Ing. Pölguter geschilderten Vorgängen. Gerade Wolfram neigt außerordentlich dazu, die Bildung eines stabilen Systems zu begünstigen. Diese Wirkung des Wolframs geht bereits daraus hervor, daß Wolframstähle sehr leicht Schwarzbruch aufweisen. Falls ich recht verstanden habe, war der Vortragende der Ansicht, daß die Karbidausscheidungen einen Schwarzbruch hervorrufen und mit Schwarzbruch identisch sind. Dies ist indes nicht der Fall. Wir haben ebenfalls des öfteren Schwarzbruch bei Wolframstählen beobachtet. Im Schlibbild war der Unterschied zwischen einer schwachen Karbidausscheidung und wirklichem Schwarzbruch (Ausscheidung von Kohlenstoff) verhältnismäßig schwer und nur bei stärkeren Vergrößerungen festzustellen. Die chemische Analyse brachte aber in diesem Falle Klarheit. Unter Anwendung gleicher Bestimmungsverfahren gelang es bei Stählen mit Karbidausscheidungen nie, einen kohlenstoffhaltigen Rückstand zu erhalten, während bei der Untersuchung von Stücken mit Schwarzbruch stets ein kohlenstoffhaltiger Rückstand gefunden wurde. Durch Auswiegen des getrockneten Rückstandes sowie Verbrennen konnte auch ohne weiteres festgestellt werden, daß es sich in diesem Falle um elementaren Kohlenstoff handelte.

Dr.-Ing. F. Rapatz, Düsseldorf: Dem Vergleich mit dem Schwarzbruch kann man zustimmen. Das stabile Wolframkarbid entsteht und verschwindet unter ähnlichen Bedingungen wie der Graphit beim Schwarzbruch. Ähnlich wie beim Schwarzbruch wird diese stabilere Verbindung bei hoher Temperatur wieder gelöst, und schließlich verhindert, ähnlich wie bei der Schwarzbruchbildung, das Chrom die Entstehung der instabileren Verbindung.

In Übereinstimmung mit Dr.-Ing. Pölguter habe auch ich beim stabilen Karbid die kennzeichnende eckige Form beobachtet. Von diesem Karbid behauptet Hultgren, daß sein Vorhandensein für die Leistung des Stahles als Werkzeugstahl nützlich sei, weil es außerordentlich hart ist. Diese Meinung kann aber nicht richtig sein, weil durch das Vorhandensein dieses stabilen Karbids die Härbarkeit zum großen Teile verlorengeht. Ein harter Einschluß in einer verhältnismäßig weichen Grundmasse nützt für ein Schneidwerkzeug nichts.

Ich möchte noch bemerken, daß nach meiner Ansicht die genaue chemische Zusammensetzung dieser Verbindungen noch nicht festliegt. Wir wissen nicht, ob es sich tatsächlich um WC, Fe₂W u. dgl. handelt.

Der von Dr.-Ing. Houdremont beobachtete Fall von richtigem Schwarzbruch in Wolframstählen ist mir noch nicht vorgekommen; ich halte ihn aber nicht für ganz ausgeschlossen.

Der Vortragende hat unter anderem auf die von Oberhoffer, Daeves und Rapatz aufgestellte Einteilung der Wolframstähle Bezug genommen. Ich möchte dazu bemerken, daß diese Einteilung für das instabile System gilt, das in diesen Stählen in den meisten Fällen vorliegt und auch das wünschenswerteste ist.

Dr.-Ing. F. Pölguter: Ich möchte Herrn Dr.-Ing. Houdremont antworten, daß naturgemäß eine Warmverformung und vielleicht in noch viel stärkerem Maße eine Kaltverformung auf das Ausscheiden des Karbids WC von Einfluß ist. Wird der Stahl aus irgendeinem Grunde bei der Formgebung zu kalt, oder erfährt er eine Ziehbehandlung, so wirkt eine solche Kaltbearbeitung günstig auf die bei der nachfolgenden Glühung eintretende Abscheidung des Karbids WC ein. In dieser Beziehung dürfte auch eine Übereinstimmung mit der Erzeugung des Schwarzbruches bestehen.

Bei niedriglegiertem Wolframstahl für Preßluftkolben usw. war es, wenigstens nach unseren bisherigen Versuchen, stets möglich, durch entsprechende Glühung in dem kritischen Temperaturbereich eine ungenügende Durchhärtung zu erzielen, wobei natürlich dieser Temperaturbereich bei verschiedenen Schmelzungen und verschiedener Vorbehandlung verschoben werden kann. Regelrechten Schwarzbruch habe ich, wie auch Dr.-Ing. Rapatz, bei diesen Stählen noch nicht beobachtet, halte es aber für möglich, daß neben der Abscheidung von WC unter besonders ungünstigen Bedingungen auch noch wirklicher Schwarzbruch entstehen kann. Die Karbidabscheidungen haben mit Schwarzbruch nichts zu tun, wie auch aus dem Vortrag zu entnehmen ist.

Dr. phil. W. Köster, Dortmund: Ich möchte zu der von den Herren Vorrednern aufgeworfenen Frage Stellung nehmen, daß durch Kalt- oder Warmverformung die Ausscheidung des Wolframkarbids begünstigt wird. Es ist eine bekannte Erscheinung, daß durch Kaltverformung die Einstellung des stabilen Zustandes erleichtert wird. Ich erinnere dabei daran, daß beim Recken austenitischen Stahles Martensit entstehen kann, und daß die Ausscheidung aus einer übersättigten festen Lösung ebenfalls durch Verformen beschleunigt werden kann.

Dr.-Ing. R. Scherer, Willich: Ich habe denselben Versuch gemacht wie Dr.-Ing. Pölguter und dabei festgestellt, daß die Ausscheidung des Karbids auch bei chromlegierten Wolfram-Magnetstählen auftritt, ein Befund, der bei Untersuchung mehrerer Schmelzungen bestätigt wurde⁸⁾.

Zu den Ausführungen von Dr.-Ing. Houdremont möchte ich sagen, daß auch bei nur wenig geblühten Stählen die gleiche Erscheinung zuweilen auftritt. Sie war jedoch nach meinen Beobachtungen in solchen Fällen stets auf eine Warmformgebung bei zu niedriger Temperatur zurückzuführen, während bekanntlich Wolfram-Magnetstähle zur Erreichung bester magnetischer Eigenschaften heiß gewalzt werden müssen.

Dr.-Ing. F. Fettweis, Bochum: Der Vortragende sagte, das Wolframkarbid WC scheidet sich gleichmäßig aus. Das stimmt nicht ganz genau. Wie ich vor längeren Jahren bei der Untersuchung eines gegossenen Blockes festgestellt habe, scheidet es sich vorwiegend an den Grenzen der Primärkristallite aus.

Dr. phil. E. Scheil, Dortmund: Ich möchte an den Vortragenden einige Fragen bezüglich der Ausscheidung der Phasen richten. Es wurde gefunden, daß die Härtungstiefe schwach bis 750° ansteigt, darauf bis 950° abfällt, um dann wieder auf den Ausgangswert anzusteigen. Der Abfall von 750 bis 950° ist auf die Ausscheidung des Karbids WC zurückzuführen, der nachfolgende Anstieg auf seine Wiederauflösung. Wie soll aber der anfängliche Anstieg der Härtungstiefe erklärt werden? Ist hier das WC wieder instabil und wandelt sich in eine andere Phase um? Man müßte diese Frage durch Untersuchung des zeitlichen Verlaufes der Härtungstiefe bei diesen Temperaturen zu klären versuchen.

Die in den Dilatometerkurven (Abb. 16) auftretenden Zacken wurden mit der Ausscheidung des Wolframkarbids erklärt. Dann müßte also bei der Glühtemperatur selbst das WC noch nicht ausgeschieden sein. Diese Ausscheidung müßte sich durch Abschrecken restlos unterdrücken lassen. Ich vermute, daß die Zacken eine andere Ursache haben, die sich bei solch einem verwickelten System nicht ohne weiteres angeben läßt. Ich möchte vorschlagen, daß die Ausscheidung oder Auflösung von Phasen mit Hilfe von Temperatur-Leitfähigkeits-Kurven untersucht wird, die hierfür recht empfindlich sind.

Dr.-Ing. F. Pölguter: Zu den Ausführungen von Dr.-Ing. Fettweis möchte ich bemerken, daß ich unter einer „gleichmäßigen“ Verteilung die Verteilung der Karbide über den ganzen Querschnitt der untersuchten Probe verstanden haben wollte. Zu dem Hinweis von Dr. Scheil über die Knicke in den Dilatometerkurven kann ich noch nicht des näheren Stellung nehmen, da diese Frage bisher noch nicht eingehend genug geprüft wurde. Es mag sein, daß für das Auftreten dieser Zacken andere Umstände als die Ausscheidung des Wolframkarbids maßgebend sind.

⁸⁾ St. u. 49 (1929) S. 41 2.

Abhängigkeitsbedingungen der Frischmittelwirkung im Siemens-Martin-Ofen.

Von Dr.-Ing. Erich Killing in Julienhütte-Bobrek, O.-S.

[Bericht Nr. 164 des Stahlwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹⁾.]

(Beschaffenheit verschiedener Frischmittel. Beeinflussung der Frischwirkung durch verschiedene Ofenzustände. Wärmelösungen beim Frischen. Untersuchungsergebnisse mit fünf verschiedenen Erzen. Einfluß der Kieselsäure. Wirtschaftlichkeitsberechnung.)

Durch das Zusetzen von Frischmitteln in den Siemens-Martin-Ofen wird die Entfernung des für den Endzweck zu hohen Kohlenstoffgehaltes des Bades angestrebt. Die Wirkung und Wirtschaftlichkeit eines Frischmittels ist einmal von seiner eigenen Beschaffenheit, dann von den gerade vorhandenen Zuständen im Siemens-Martin-Ofen abhängig.

Bei der Beschaffenheit des Frischmittels spielen eine Hauptrolle:

1. Der Eisengehalt.
2. Die Menge und Art der Bindung des Sauerstoffs.
3. Der Säure- und Basengehalt.

¹⁾ Erstattet in der Sitzung des Stahlwerksausschusses der Eisenhütte Oberschlesien am 14. Dezember 1928; im Auszug vortragen auf der Sitzung des Unterausschusses für den Siemens-Martin-Betrieb am 12. Oktober 1928. — Sonderdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

4. Der Gehalt an schädlichen Nebenbestandteilen.
5. Die mechanische Beschaffenheit.
6. Der Feuchtigkeits- und der Hydratwassergehalt.

Von den Zuständen im Siemens-Martin-Ofen wird die Wirkung des Frischmittels hauptsächlich beeinflusst durch:

1. Den Zeitpunkt des Erzzusatzes.
2. Die Temperatur des Bades.
3. Die Zusammensetzung des Einsatzes.
4. Die Zusammensetzung der Schlacke.
5. Die Gaszusammensetzung mit der Verbrennungsluftmenge.
6. Die Herdfläche.

Die Wirkung verschiedenartiger Zusammensetzung der Frischmittel ist zum größten Teil bekannt. Es ist klar, daß der Eisengehalt wegen der direkten Reduktion sehr wesentlich ist. Die schädlichen Nebenbestandteile wie

Schwefel, Phosphor usw. dürfen ebenfalls eine gewisse Höchstmenge nicht überschreiten. Die mechanische Beschaffenheit des Frischmittels spielt deshalb eine Rolle, weil ein feines Frischmittel weniger Berührungspunkte mit dem Stahlbade bekommt und daher einer Verschlackung eher ausgesetzt ist. Weiter bewirkt der Feuchtigkeitsgehalt, wenn er nicht zu groß ist, namentlich beim Nachsetzen eine lebhaftere Reaktion. Hydratwasser ist bei späterem Zusetzen ungefährlich; dagegen kann bei dem Roheisen-Erz-Verfahren, bei dem das Frischmittel mit dem Einsatz zusammen in den Ofen gegeben wird, ein Erz mit Hydratwasser nicht verwendet werden, da solche Erze zu schwerem Zerknallen führen.

Von den Nebenumständen ist der Zeitpunkt des Erzsatzes — also im Einsatz oder nach dem Loskochen — nicht nur aus den vorher besprochenen Gründen von Bedeutung. Die beim Roheisen-Erz-Verfahren im Einsatz zugegebenen Erzmengen sind natürlich viel größer als bei den übrigen Verfahren, und auch die anderen die Beschaffenheit des Erzes kennzeichnenden Umstände, wie sie eingangs unter Punkt 1 bis 5 genannt wurden, fallen viel schwerer ins Gewicht.

Eine niedrige Temperatur des Bades wird die Wirkung gleicher Frischmittelmengen stark herabsetzen, da die Reaktion bekanntlich endotherm verläuft.

Der Einsatz an Sauerstoff, Silizium und anderen Nebenstoffen wird ebenfalls die Wirkung beeinflussen, wenn auch zum Teil durch die dann veränderte Schlackenzusammensetzung, bei der die in genügender Menge vorhandenen

kann entweder als Eisenoxyd oder als Eisenoxyduloxyd vorhanden sein.

Als Wärmetönung für die Bildung von Eisenoxyd und Eisenoxyduloxyd sind folgende Werte eingesetzt:

- 1 kg Sauerstoff entwickelt bei der Verbrennung
 - zu FeO + 4735 kcal
 - zu Fe₂O₃ + 4326 kcal
 - zu Fe₃O₄ + 4377 kcal

d. h., daß das Freimachen gleicher Mengen Sauerstoff aus beiden Erzsarten etwa den gleichen Wärmeaufwand erfordert.

Dagegen spielt die Art der Sauerstoffgebundenheit insofern eine Rolle, als der Sauerstoffgehalt für die Einheit Oxyd oder Oxyduloxyd verschieden ist.

- 1 kg FeO kann 222,7 g O abgeben
- 1 kg Fe₂O₃ kann 300,6 g O abgeben
- 1 kg Fe₃O₄ kann 276,4 g O abgeben (d. h. 109 kg Fe₃O₄ sind 100 kg Fe₂O₃ gleichwertig)
- 1 kg O kann 750 g C zu CO verbrennen.

Es wurden Versuche mit folgenden Erzen angestellt: 1. Kiruna, 2. Krivoi-Rog, 3. Freja, 4. Rh., 5. Kaptens. Die Zusammensetzung geht aus Abb. 1 hervor. Die Sauerstoffabgabe und der Wärmeaufwand der einzelnen Erze ist in *Zahlentafel 1* zusammengestellt.

Daraus ist zu ersehen, daß für die gleichen Erzmengen das Oxyderz den meisten Sauerstoff abgeben kann, natürlich mit dem größten Wärmebedarf (Spalte 9). Auch der spezifische Wärmebedarf (Spalte 10 in *Zahlentafel 1*) ist für

Zahlentafel 1. Sauerstoffabgabe und Wärmetönung.

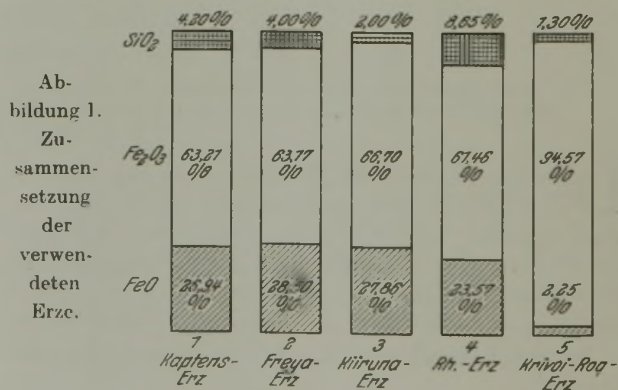
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Erz	FeO %	Sauerstoffabgabe je 1000 kg	Aufzuwendende Wärmemenge kcal	Fe ₂ O ₃ %	Sauerstoffabgabe je 1000 kg	Aufzuwendende Wärmemenge kcal	Gesamte Sauerstoffabgabe je 1000 kg Erz	Gesamte aufzuwendende Wärme kcal	Aufzuwendende Wärmemenge je 1 kg O kcal/kg	Gesamt mögliche Kohlenstoff- Verbrennung	
										je 1000 kg Erz	je 600 kg Erz
Kiruna	27,86	62	254 800	66,70	201	835 000	263	1 089 800	4138	197	118
Krivoi-Rog	2,85	0,65	26 080	94,57	284	1 183 000	284,6	1 209 080	4240	214	128
Freja	28,50	64	260 800	63,17	190	790 000	254	1 050 800	4142	191	115
Rh.	23,57	53	215 300	61,46	185	768 500	238	1 023 800	4300	179	107

Basen auch in den höchsten Temperaturen sehr wichtig sind. Eine Schlacke mit hoher Temperatur wird leicht ihre Oxydure frei machen können, da sie hochbasisch sein kann, vorausgesetzt natürlich, daß ihr zu dieser Zeit genügend Basen zur Verfügung stehen. Hierauf beruht die oft im Betrieb beobachtete Erfahrung, daß Schmelzungen mit hoher Temperatur zur Oxydation des Kohlenstoffes viel mehr Frischmittel gebrauchen, und zwar deshalb, weil nicht gleichzeitig Kalk mit eingesetzt werden ist.

Daß Gaszusammensetzung und Luftüberschuß die Wirkung des Frischmittels beeinflussen, ist selbstverständlich. Ebenso wird das Bad mit der größeren Herdfläche schneller oxydiert werden als eine Schmelzung mit größerer Badtiefe.

Die vorstehenden Einflüsse der Beschaffenheit und der Nebenumstände sind ziemlich bekannt und zum Teil bei gewöhnlichen metallurgischen Untersuchungen festgestellt. Weniger beachtet und untersucht wurde der Einfluß, den die Form der Sauerstoffgebundenheit und der Säure- und Basengehalt auf die Frischwirkung ausüben²⁾. Im folgenden sind in Verbindung mit allen oben angeführten Einflüssen hauptsächlich für diese Formen der Beschaffenheit (Punkt 2 und 3) Untersuchungen angestellt worden. Das Frischmittel

das Oxyderz mit Ausnahme des Rh.-Erzes mit seiner kleinsten Gesamtsauerstoffabgabe am größten. Demnach wären also die Oxydulerze Kiruna und Freja die besten



Frischmittel, was auch durch die nachfolgenden Betriebsuntersuchungen erwiesen wird.

Die Berechnungen in *Zahlentafel 1* sind mit den von C. Schwarz³⁾ zusammengestellten thermochemischen Konstanten durchgeführt; es sei dazu bemerkt, daß bei der

²⁾ Erst in neuerer Zeit ist eine derartige Arbeit von S. Schleicher durchgeführt worden; vgl. St. u. E. 49 (1929) S. 458/64.

³⁾ Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 135; Arch. Eisenhüttenwes. 1 (1927/28) S. 525/6 (Gr. B; Nr. 10).

Zahlentafel 2. Zusammensetzung der verwendeten Erze.

	Grängesberg 1	Krivoi-Rog 2	Marokko 3
SiO ₂ %	6,36	4,61	4,37
CaO %	4,22	0,79	1,09
MgO %	2,24	Spuren	Spuren
Basen %	6,46	0,80	1,10
Säurenüber- schuß %	- 0,10	+ 3,81	+ 3,63
P %	1,08	0,26	Spuren
Fe im Trock- nen %	59,15 als Fe ₃ O ₄	65,24 als Fe ₂ O ₃	63,07 als Fe ₂ O ₃ (teilweise Fe ₃ O ₄)
Glühverlust %	—	0,66	2,50
Preisverhältnis je kg Fe wie	0,455	0,459	0,385

Zahlentafel 3. Erz- und Kalkverbrauch.

Erzsorte	Erzeugte Stahlmeng. t	Boheisen- satz %	Erzsatz %	Kalk- satz %
Russische Erze	3299 weich	76,0	13,19	7,00
Russische Erze	1257 Schienen	71,7	9,79	7,17
Schwedische Erze	2442 weich	76,7	16,44	7,98
Schwedische Erze	1294 Schienen	72,1	12,1	8,1

Die vorstehenden Untersuchungen beziehen sich nur auf Reihenversuche mit der Hauptmenge Erz im Einsatz. Einen genaueren Wirkungsgrad der Erze festzustellen, ist sehr schwierig, da die oben erwähnten Nebenumstände sehr vielseitig und nur schwer zu erfassen sind.

Aus diesem Grunde sind im folgenden einzelne Versuche auf der Julienhütte angestellt worden, bei denen die Nebenumstände nach Möglichkeit gleichgehalten wurden. Es wurde also zunächst das Erz immer zu dem gleichen Zeit-

Zahlentafel 4. Erzwirkungsgrad 30 min nach dem Erzen.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Gewicht der Schmelzung t	Verwendete Erzsorte	Kohlenstoff- abnahme 30 min vor dem Erzen kg	Kohlenstoff- abnahme in den ersten 30 min nach dem Erzen kg	Spalte 4-3 kg	An- gewen- dete Erz- menge kg	Das Erz konnte oxydieren kg C	Wirkungs- grad Spalte 5:7	Kohlenstoff- abnahme in den zweiten 30 min nach dem Erzen kg	Spalte 9-3 kg	Wirkungs- grad Spalte 10:7	Gesamt- Wirkungs- grad Spalte 11+8 %	
1	62,2	Kiruna	56	124	78	600	118	0,66	143	87	0,74	0,70
2	61,0	Kiruna	92	189	97	600	118	0,82	122	30	0,25	0,54
3	60,5	Krivoi-Rog	121	133	12	600	128	0,094	133	12	0,094	0,094
4	58,5	Krivoi-Rog	117	129	12	600	128	0,094	—	—	—	0,094
5	61,0	Krivoi-Rog	49	153	104	600	128	0,81	104	48	0,38	0,59
6	59,5	Freja	77	161	84	600	115	0,73	137	60	0,52	0,62
7	60,0	Rh.	90	162	72	600	107	0,67	150	60	0,56	0,61
8	57,0	Rh.	80	160	80	600	107	0,75	—	—	—	0,75

zur Zeit noch vorhandenen Unsicherheit dieser Zahlenangaben eine durchaus einwandfreie Beurteilung nach diesen Wärmerechnungen noch nicht möglich ist.

Mit jedem der oben angeführten fünf Erze wurden 8 bis 10 gewöhnliche Schmelzungen hergestellt. Der Durchschnitt der Eisengehalte in der Schlacke der Oxyduloxerze, also Erz 1, 3, 4, 5, ergab 13,05 % Fe und des Oxyderzes (2) 15,60 bei etwa gleicher Basizität der Schlacke. Dieser höhere Eisengehalt stimmt also mit der theoretischen Berechnung überein. Es ist damit auch erwiesen, daß die Wirkung verschiedener Frischmittel auch verschieden sein muß, da selbst die gleiche Basizität der Schlacke nicht dieselbe Auswirkung der Erze gestattet hat. Dagegen haben Betriebsuntersuchungen auf einem Werk zu dem Ergebnis geführt, daß von drei Erzsorten, Grängesberg, Krivoi-Rog und marokkanisches Erz, mit dem Krivoi-Rog am besten und billigsten gearbeitet wird.

Die Ergebnisse dieser Untersuchungen gehen aus Zahlentafel 2 und 3 hervor und zeigen, daß bei den schwedischen Erzen etwa 3 % an Erz und 1 % an Kalk (durch den Phosphorgehalt) mehr verbraucht werden. Leider sind metallurgische Untersuchungen und Stoffbilanzen nicht durchgeführt. Hierbei ist weiter zu berücksichtigen, daß

1. in 1 kg Grängesberg-Erz 0,226 kg O und in 1 kg Krivoi-Rog-Erz 0,281 kg O enthalten sind,
2. der Kieselsäuregehalt des Grängesberg-Erzes um 1,65 % höher liegt,
3. der Phosphorgehalt des Grängesberg-Erzes viermal so hoch liegt wie der des Krivoi-Rog-Erzes.

Das Grängesberg-Erz steht also dem Kiruna-Erz in der Güte erheblich nach, und es wäre ein besonderer Versuch mit metallurgischen Beobachtungen angebracht.

punkt eingesetzt; die Temperaturen, Zusammensetzung des Einsatzes und des Bades waren fast gleich. Ebenso wurde der gleiche Ofen in der gleichen Periode genommen, so daß man etwa mit gleichen Gasverhältnissen rechnen kann. Es wurden untersucht: Kiruna-, Krivoi-Rog-, Freja- und Rh.-Erz.

Um den tatsächlichen Wirkungsgrad zu bestimmen, mußte die normale Oxydation ohne Erz einberechnet werden.

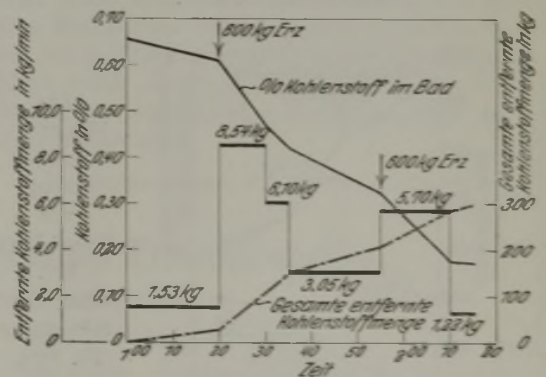


Abbildung 2. Frischwirkung von Krivoi-Rog-Erz. Ofen III, Schmelzung Nr. 4170.

Diese ist natürlich nur vor dem Erzsatz zu bestimmen und kann sich im Verlauf der Schmelzung ändern. Es sind daher acht Schmelzungen genauer untersucht worden. Aus Abb. 2 bis 6 sind die einzelnen Angaben zu ersehen: die minutlich verbrannte Kohlenstoffmenge, der absolute Kohlenstoffgehalt und die Gesamtmenge an Kohlenstoff. Hieraus geht schon deutlich hervor, daß die Erzwirkung ganz verschieden ist. Eine Zusammenstellung unter Berücksichtigung der Nebenumstände ist in Zahlentafel 4 und 5

Zahlentafel 5. Erzwirkungsgrad 10 min nach dem Erzen.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Gewicht der Schmelzung	Verwendete Erzsorte	Kohlenstoffabnahme 10 min vor dem Erzen × 2 kg	Kohlenstoffabnahme in den beiden ersten 10 min nach dem Erzen kg	Kohlenstoffabnahme je min kg	Spalte 4 — 3 kg	Angewendete Erzmengemenge kg	Das Erz konnte oxydieren kg C	Wirkungsgrad 6 : 7
1. 62,2 t	Kiruna	38	106	5,3	68	1200	236	0,29
2. 61,0 t	Kiruna	48	177	8,9	129	1200	236	0,55
3. 60,5 t	Krivoi-Rog	110	127	6,3	17	1200	256	0,07
4. 58,5 t	Krivoi-Rog	41	88	8,8	47	600	128	0,37
5. 61,0 t	Krivoi-Rog	36	128	6,4	92	1200	256	0,36
6. 59,5 t	Freja	36	167	8,6	131	1200	230	0,57
7. 60,0 t	Rh.	84	132	6,6	90	1200	214	0,42
8. 57,0 t	Rh.	—	51	5,1	51	600	107	0,48

gegeben. In *Zahlentafel 4* ist die normale Kohlenstoffabnahme 30 min vor dem Erzzusatz berücksichtigt; diese Kohlenstoffmenge wurde jedesmal von der Kohlenstoffabnahme in den 30 min nach dem Erzzusatz abgezogen und so der Wirkungsgrad der verschiedenen Erze festgestellt. Zu Spalte 6 ist zu bemerken, daß die hier angegebenen

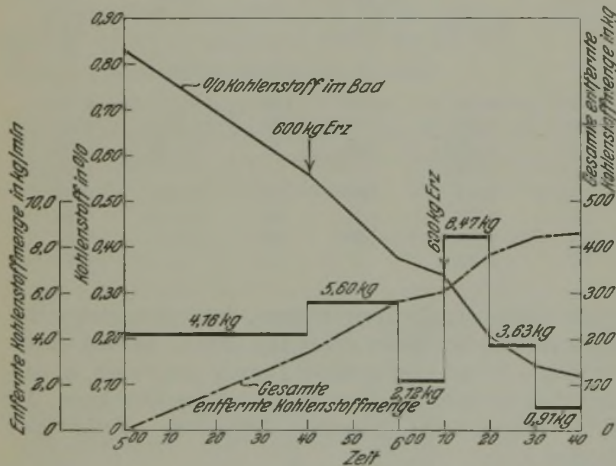


Abbildung 3. Frischwirkung von Krivoi-Rog-Erz. Ofen VII, Schmelzung Nr. 4165.

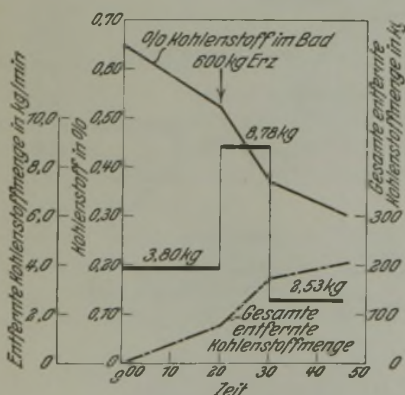


Abbildung 4. Frischwirkung von Krivoi-Rog-Erz. Ofen VII, Schmelzung Nr. 4174.

Zahlen nach der jeweilig zugegebenen Erzmengemenge errechnet worden sind.

Bei der Berechnung der Frischwirkung in den beiden vollen 30 min hat sich wahrscheinlich die Kohlenstoffabnahme in den ersten 30 min bei Versuch Nr. 5 geändert. Aus diesem Grunde und um die normale Oxydationswirkung des Ofens noch mehr auszuschalten, ist eine weitere Berechnung (*Zahlentafel 5*) aufgestellt, bei der die letzten 10 min vor dem ersten Erzzusatz als Richtlinie genommen

sind und als Wirkung die Kohlenstoffabnahme in den beiden ersten 10 min nach dem Erzzusatz zugrunde gelegt wurde.

Durch die Ergebnisse dieser Versuche (*Zahlentafel 5*) wird die auf Grund des Eisengehaltes der Schlacke gemachte Feststellung bestätigt, daß der Wirkungsgrad der Oxydulerzestärker ist als der der Oxyderze.

Die Untersuchung der Wirtschaftlichkeit nach Wirkung und Betrieb ergab im Vergleich zum Erzpreis das durch die

Angaben in *Zahlentafel 6* belegte Bild. Zu Spalte 3 in dieser *Zahlentafel* sei bemerkt, daß sie aus dem Durchschnitt der Spalte 6 aus *Zahlentafel 5* umgerechnet auf 1000 kg Erz hervorgegangen ist.

Vernachlässigt man dabei den Kieselsäuregehalt, in dessen Höhe bei den verschiedenen Erzen mit Ausnahme der Rh.-Erze keine großen Unterschiede vorhanden waren, und beachtet man weiter den größeren Eisenverlust bei den Eisenoxyd-Erzen, so liegt die größere Wirtschaftlichkeit ebenfalls bei den Eisenoxyduloxyd-Erzen.

Der Einfluß des Kieselsäuregehaltes ist durch weitere Untersuchungen, bei denen Rh.-Erze Kiruna-Erzen gegenübergestellt wurden, untersucht worden. Es ergab sich dabei folgendes Bild:

Kiruna-Erze:

Es kosten 1000 kg = 34,40 RM
Um 20 kg SiO₂ darin zu verschlacken, sind
20 × 2,33⁴⁾ = 47 kg Kalk notwendig = 0,94 RM
zusammen 35,34 RM

Die Schlackenmenge für diese Kieselsäure beträgt
20 × 4,78 = 96 kg⁴⁾.

Rh.-Erz:

Entsprechend der Oxydationsfähigkeit (s. *Zahlentafel 6*) müssen hier 1051 kg Erz zu
29,28 RM/t = 30,77 RM
aufgewandt werden.

Um daraus 11,5 % SiO₂ = 128,5 kg SiO₂ zu verschlacken, sind 128,5 × 2,33 = 299 kg Kalk notwendig = 5,98 RM

Die Schlackenmenge beträgt

128,5 × 4,78 = 614 kg
oder 518 kg mehr als bei Kiruna-Erz, d. i. ein Eisenverlust bei 14 % Fe in der Schlacke von 73 kg oder bei einem Preis von 50 RM je 1000 kg = 3,65 RM
zusammen 40,40 RM

Die Kosten betragen beim Rh.-Erz 5,06 RM mehr als beim Kiruna-Erz.

Zahlentafel 6, in der der Aufwand zur Oxydation von 1 kg C bei Kiruna-Erz zu 0,42 RM
und bei Rh.-Erz 0,375 RM
angegeben ist, ändert sich also.

Das Rh.-Erz kostet nach vorstehender Rechnung 40,40 RM gegenüber 35,34 RM nach derselben Rechnung für Kiruna. Im Verhältnis zu dem in *Zahlentafel 6* angeführten Preis von 0,34 RM je % Kiruna-Erz stellt sich das Rh.-Erz zu 0,395 RM, und um 1 kg C zu oxydieren, werden beim Rh.-Erz 0,48 RM aufzuwenden sein.

⁴⁾ Nach C. Dichmann: Der basische Herdofenprozeß, 2. Aufl. (Berlin: Julius Springer 1920.)

Zahlentafel 6. Untersuchungsergebnisse über die Wirtschaftlichkeit.

1	2	3	4	5	6
Erz	Wirkungsgrad	1000 kg Erz haben oxydiert kg O	1000 kg Erz kosten <i>R.M./t</i>	1 kg O zu oxydieren kostet <i>R.M./kg</i>	Die gleiche Menge O wird oxydiert durch kg Erz
Kiruna	0,42	82	34,40	0,42	1000
Krivoi-Rog	0,27	52	32,60	0,63	1576
Freja	0,57	109	33,70	0,31	752
Rh. ¹⁾	0,45	78	29,28	0,38	1051

¹⁾ Ohne Berücksichtigung des viel höheren Kieselsäuregehaltes, der später berechnet ist.

Bei dem reinen Roheisen-Erz-Verfahren mit rd. 20 % Erz im Einsatz sind also Unterschiede von mehreren *R.M.* je t

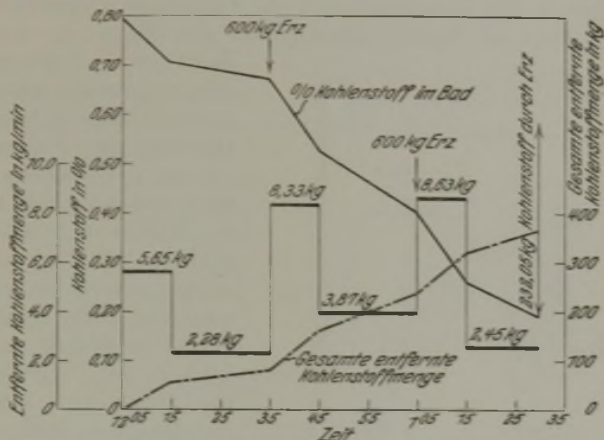


Abbildung 5.

Frischwirkung von Freja-Erz. Ofen VII. Schmelzung Nr. 3468.

Stahl vorhanden. Jedoch müßte diese Zahl für das Einsatz-Erz erst genau nachgeprüft werden, da im vorliegenden Falle nur einzelne Versuche mit dem Zusatz-Erz gemacht worden sind.

Auch in der Arbeit von S. Schleicher, die schon erwähnt worden ist, geschieht die Wirtschaftlichkeitsberechnung auf der Grundlage, daß jedes Erz im Höchstfalle etwa 4 bis 5 kg C/min oxydieren könne. Tatsächlich kehren in dieser Arbeit die Zahlen 4 bis 5 kg/min immer wieder. Bei einer bestimmten Einstellung sämtlicher eingangs genannten Nebenumstände wird man in einem genügend langen Zeitraum sehr oft immer eine gleichbleibende Erzwirkung bekommen. Trotzdem zeigt die angeführte Untersuchung von rd. 80 Schmelzungen, daß auch unter fast gleichen Verhältnissen

die Auswirkung der Oxyd- und Oxyduloxyderze an dem Eisengehalt der Schlacke erkennbar ganz verschieden war.

Noch größere Unterschiede werden sich in der Frischmittelwirkung auf Grund der sechs Einflüsse ergeben, wenn das Frischmittel im Einsatz eingebracht wird.

So ist z. B. in einer früheren Arbeit⁵⁾ eine Kohlenstoffverbrennung von 20 kg/min (Mischer) 13 kg/min (Fertigofen) festgestellt worden. Selbst in den oben gezeigten Abbildungen liegen die Werte zum Teil über 8 kg/min.

Es ist also unbedingt notwendig, bei höheren Erzsätzen, also beim Roheisen-Erz-Verfahren, genaue Versuche auf längere Dauer etwa nach den vorstehenden Richtlinien anzustellen, da sich die Selbstkosten je t Stahl durch eine falsche Erzwahl um mehrere *R.M.* verändern können.

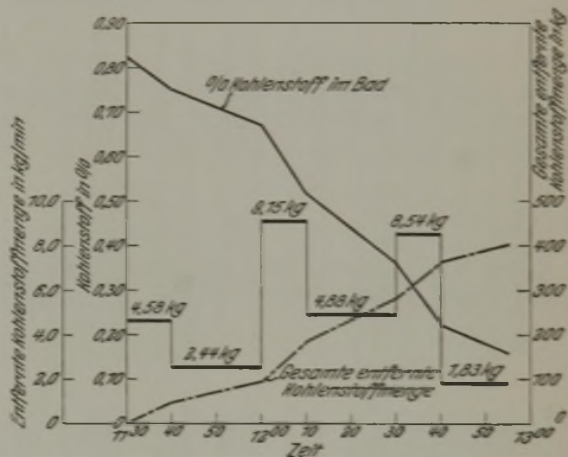


Abbildung 6.

Frischwirkung von Kiruna-Erz. Ofen VII. Schmelzung Nr. 4246.

Zusammenfassung.

Es werden theoretische Vergleiche über die Frischwirkung verschiedener Frischmittel im Siemens-Martin-Ofen angestellt und Ergebnisse von Betriebsversuchen mitgeteilt, aus denen hervorgeht, daß die Frischmittel auf Grund ihrer Beschaffenheit eine sehr verschiedene Wirkung haben. Weiter wurde festgestellt, daß die theoretisch berechnete höhere Wirkung der Oxyduloxyderze gegenüber den Oxyderzen den praktischen Untersuchungen standgehalten hat. Endlich wurde die große Verminderung der Wirtschaftlichkeit durch einen höheren Kieselsäuregehalt der Frischmittel nachgewiesen.

⁵⁾ Ber. Stahlw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 125 (1927) Abb. 4 u. 5.

Die Ausnutzung der toten Kaliber bei Triowalzwerten.

Von Dr.-Ing. Hans Cramer in Krefeld.

[Bericht Nr. 66 des Walzwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute¹⁾.]

(Mängel des bisherigen Vierwalzensystems zur Ausnutzung der toten Kaliber. Erklärung des Verschleißes der Walzenränder. Beschreibung eines neuen Abdreh- und Kalibrierungssystems und seiner Vorteile.)

Bereits vor einigen Jahren²⁾ wurde auf die theoretische Möglichkeit hingewiesen, durch Ausnutzung der toten Kaliber von Triowalzen an Walzen zu sparen und dadurch die Walzenkosten nicht unbedeutend zu verringern.

In Abb. 1 ist ein Schienenfertigtrio ohne Ausnutzung der toten Kaliber, in Abb. 2 das gleiche Trio bei Ausnutzung

der toten Kaliber wiedergegeben. Im letzten Falle wurde die Walzung so vorgenommen, daß gemäß Abb. 2 zunächst in den Kalibern 1, 2, 3, 4, 5 gewalzt wurde; nach Abnutzung dieser Kaliber mußte dann umgebaut werden. Es wurde jetzt die bisherige Oberwalze als Unterwalze und die bisherige Unter- als Oberwalze eingebaut, während die bei der Walzung in der ersten Kaliberreihe ja in allen Kalibern benutzte und dadurch verschlissene Mittelwalze herausgenommen und an ihre Stelle eine in Bereitschaft gehaltene zweite Mittelwalze eingefügt wurde. Ober- und Unterwalze

¹⁾ Erstattet in der 18. Vollsitzung am 23. Januar 1929. — Sonderabdrucke sind vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, zu beziehen.

²⁾ Ber. Walzw.-Aussch. V. d. Eisenh. Nr. 34 (1924).

wurden also nicht erst nachgedreht. Ein Nachdrehen war nicht nötig, da ja jetzt in der Kaliberreihe I, II, III, IV, V gewalzt werden konnte, d. h. in solchen Kalibern, deren Begrenzungen vollkommen unabgenutzt waren; denn die Mittelwalze war ja überhaupt noch nicht benutzt, und in den jetzt zu benutzenden Kalibern in Ober- und Unterwalze war vor dem Umtausch ja noch nicht gewalzt worden.

In der Erörterung zu dem damaligen Bericht führte A. Spenlé aus, daß auch er dieses Verfahren bereits benutzt habe. Um den durch die einseitige Walzenverschiebung entstehenden einseitigen Verschleiß der Walzenränder möglichst gering zu halten, sei Hauptbedingung gewesen, auf gutes Anziehen der Seitenschrauben und sorgfältige Schmierung zu achten. Es war also in früheren Jahren möglich, die toten Kaliber auszunutzen, d. h. solange in

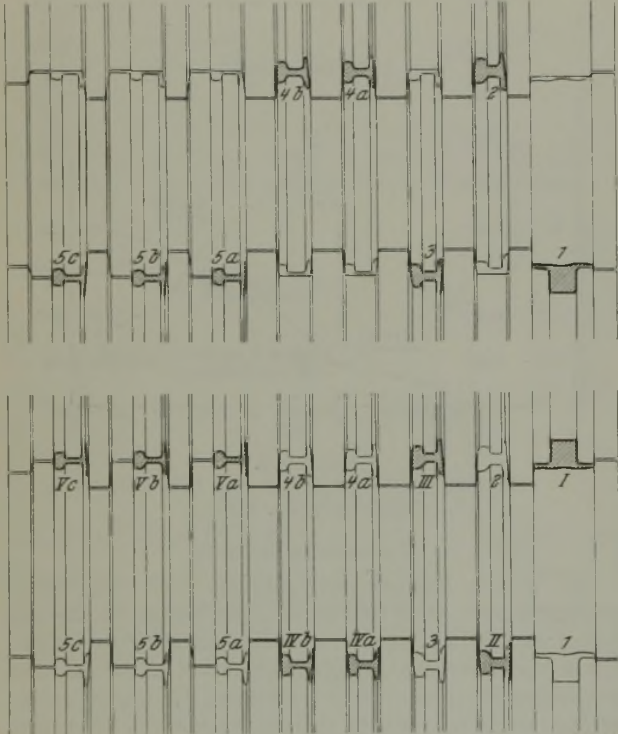


Abbildung 1 und 2.

Schienenfertigtrieb ohne und mit Ausnutzung der toten Kaliber.

kurzen Längen gewalzt wurde. Beim Uebergang auf größere Walzlängen verschlissen die Walzränder aber derart, daß ein Umtauschen von Ober- und Unterwalze nicht mehr möglich war.

Dieses Verschleißen der Walzränder sei zum besseren Verständnis für die folgenden Erörterungen an *Abb. 3* näher erklärt und dabei zugleich auf die durch den Verschleiß entstehenden Mängel hingewiesen. In *Abb. 3* sind die beiden übereinander liegenden Kaliber 3 der ersten und Kaliber III der zweiten Kaliberreihe, d. h. der Kaliberfolge, die nach dem Umtausch von Ober- und Unterwalze benutzt wird, walzenzeichnungsmäßig dargestellt, und zwar so, wie dies auf Walzenzeichnungen meist üblich ist. Die als Patrizienwalze ausgebildete Mittelwalze reicht mit gleich großem Spiel (Oeffnung *a* und *b*) an den beiden Rändern in die Matrizenwalze hinein. Bei Fassen des Walzstabes verändern nun die Walzen bekanntlich nach zwei Richtungen hin ihre Lage: erstens springen sie durch den Walzdruck auseinander, und zweitens verschieben sie sich infolge des ungleichmäßigen Seitendruckes, vor allem bei unsymmetrischen Profilen, seitlich zueinander. Daß diese seitliche Verschiebung auch bei symmetrischen Profilen eintritt,

rührt daher, daß die einzelnen Profiltteile nie ganz symmetrisch bei der Walzung ausfallen werden. Nach *Abb. 3* können die Walzen z. B. gedreht werden, wenn bei der Kalibrierung oder bei der Anfertigung der Schablonen an die seitliche Verschiebung gedacht wird, denn die Walzen liegen bei der Walzung in der in *Abb. 3* gestrichelten Lage zueinander. Dreht man nach der obigen Art, dann sehen die Schablonen eines Kalibers also anders aus als das in diesem Kaliber gewalzte Profil. Schneidet man nun beim Drehen die Walzen mit gleichem Oeffnungsspiel an den linken und rechten Seiten der Walzenränder herunter, dann müssen die benutzten Schablonen an den von der Patrizienwalze begrenzten Teilen dort schmaler, wo der größere, und da breiter sein, wo der geringere Seitendruck beim Walzen auftritt. Viel besser aber ist es, wenn man auch in der Walzenzeichnung die tatsächlich vorhandene Walzlage der Walzen darstellt, also die Ränder, die den

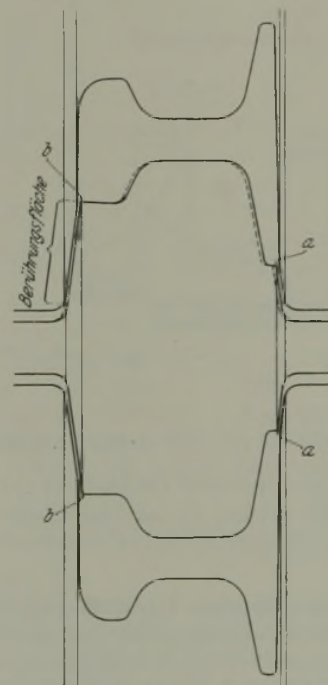


Abbildung 3. Lage der Walzen zueinander in Kaliber 3.

Seitendruck aufnehmen, aneinanderliegend zeichnet; dann liegt die Oeffnung der Walzen nur an den Rändern, die den seitlichen Druck der Walzen nicht aufnehmen; die Walzenzeichnung wird dann so ausgeführt, wie es in *Abb. 3* gestrichelt gezeichnet ist. Werden die Schablonen entsprechend einer solchen Zeichnung angefertigt, also auch genau entsprechend dem tatsächlich gewalzten Profil, dann muß beim Herunterschneiden in der Walzendreherei selbstverständlich daran gedacht werden, daß die den Seitendruck aufnehmenden Ränder ohne seitliches Spiel gedreht werden.

Durch den Seitendruck der beiden zusammenarbeitenden Walzen aufeinander, vor allem aber durch die ungleiche Umfangsgeschwindigkeit der beiden sich aneinander abwickelnden zusammengepreßten Berührungsflächen (*vgl. Abb. 3*), tritt nun ein starker seitlicher Verschleiß dieser Berührungsflächen auf, der selbstverständlich mit der Dauer der Walzung immer größer wird. Je größer dieser Seitenverschleiß ist, um so mehr verändert sich das in dem Kaliber gewalzte Profil, selbst wenn die Walzen in den Kalibern nicht abnutzen würden. Bei Schienenprofilen würde z. B. der indirekt gewalzte Kopfteil kleiner (schwächer), der Fußteil größer (stärker) werden. Dieser durch den Walzenrandverschleiß bedingten Kaliberänderung kann man bei der Kalibrierung in gewissem Maße derart Rechnung tragen, daß man das eingedrehte Kaliber im Fußteil schwächer und im Kopfteil stärker dreht. Durch den eintretenden Seitenverschleiß wird dann allmählich mit fortschreitender Walzung der indirekt gewalzte Fußteil immer stärker, bekommt in der Hälfte der Walzung seine normale Stärke und wird dann übernormal stark. Neben diesem Mangel in der Kaliberänderung tritt aber noch ein zweiter auf. Je stärker der seitliche Verschleiß wird, um so größer

wird die Oeffnung der Walzen an dem Kaliberteil, der mit dem größeren Seitendruck bearbeitet wird, bei der Schienenwalzung also am Fuße. Dadurch wird die Gefahr des Austretens von Eisen an dieser Oeffnung immer größer, es tritt leicht Nahtbildung und damit Ueberwalzung ein. Bei der Walzung von Schienen ist man ja auch oft gezwungen, mit fortschreitender Walzung den Fuß tiefer zu stechen, um die Nahtbildung zu verhindern. Die beiden angeführten Mängel zwingen häufig dazu, wegen des Verschleißes der Berührungsflächen die Walzen auszubauen, selbst wenn die Kaliber an sich noch gut sind und ein Weiterwalzen zulassen würden.

Wenn nun nach der Walzung in der ersten Kaliberreihe das Vierwalzensystem angewandt wird, d. h. wenn sofort nach der Walzung Ober- und Unterwalze umgebaut werden und eine neu gedrehte zweite Mittelwalze hinzugefügt wird, dann werden zwar die Mängel, die bei der Walzung der letzten Stäbe in der ersten Kaliberreihe vorhanden waren, nicht gänzlich aufgehoben, wohl aber zum Teil durch die Hinzufügung der unabgenutzten zweiten Mittelwalze um die Hälfte verringert. Theoretisch könnten dann, wenn in der ersten Kaliberreihe z. B. 500 t gewalzt worden wären, ehe es nötig wurde, die Walzen auszubauen, noch 250 t nach dem Umbauen gewalzt werden, bevor der Seitenverschleiß wieder die gleiche Größe angenommen hätte. Praktisch wird sich aber eine viel geringere Menge ergeben, da sich der glatte Walzenrand der zweiten Mittelwalze viel schneller durch das Abwickeln an den bereits verschlissenen und daher sehr rauhen Walzenrändern der Ober- und Unterwalze abnutzen wird.

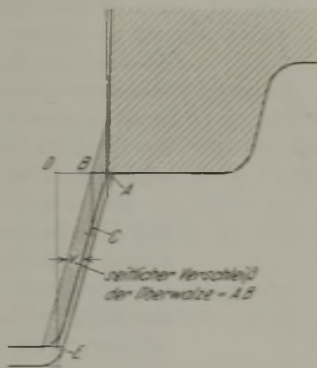


Abbildung 4. Seitlicher Verschleiß der Walzenränder.

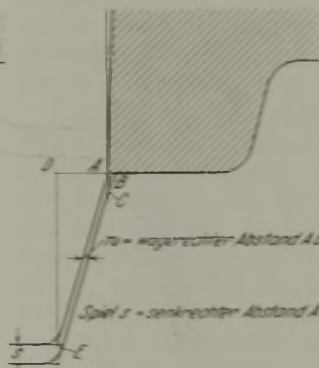


Abbildung 5. Abhängigkeit der Oeffnung.

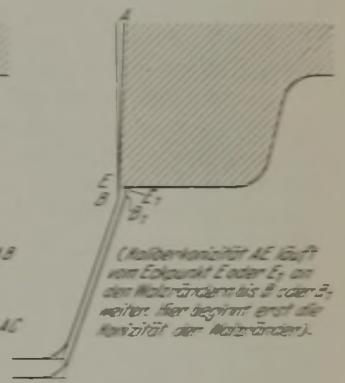


Abb. 6. Auslaufen der Kaliberkonizität an den positiven und negativen Walzrändern.

Und wenn nur ein Drittel der in der ersten Kaliberreihe gewalzten Menge in der zweiten Reihe gewalzt werden kann, so wird die Anwendung des Vierwalzensystems unwirtschaftlich. Die Belastung der Selbstkosten durch die Walzenkosten in diesem angenommenen Falle wird zwar gleich der ohne Ausnutzung der toten Kaliber bleiben, die Selbstkosten werden jedoch durch das häufigere Umbauen ansteigen.

Die theoretische Möglichkeit, durch Anwendung des Vierwalzensystems die Walzenkosten zu verringern, hat nun zu einem praktischen Abdreh- und Kalibrierungsverfahren³⁾ geführt, das die mit dem Vierwalzensystem verbundenen Mängel ausschaltet und die Wirtschaftlichkeit des Verfahrens noch erhöht. Wenn mit einem Trio nach Abb. 1 gewalzt worden ist, dann muß dieses Trio um ein gewisses Maß x abgedreht werden, damit sowohl die abgenutzten Kaliber als auch die verschlissenen Ränder wiederhergestellt werden. Um das gleiche Maß x müßten die nach dem Vierwalzensystem gedrehten Walzen nach Abb. 2 abgedreht werden, wenn nach diesem Verfahren mit seinen geschilderten Nachteilen gewalzt werden würde. Das neue Verfahren wendet nun das Vierwalzensystem so an, daß nach dem Walzen in der ersten Kaliberreihe nicht sofort die Ober- und Unterwalze umgetauscht, sondern die

Walzen erst auf die Bank genommen und nur um die Hälfte von x abgedreht werden. Durch dieses Abdrehen um $\frac{x}{2}$, also durch ein Eindringen des Drehmeißels von $\frac{x}{4}$, soll der Verschleiß an den Berührungsflächen aufgehoben werden, damit, wenn jetzt die Walzen wieder eingebaut werden (Ober- als Unter-, und Unter- als Oberwalze), in vollkommen einwandfreien Kalibern gewalzt werden kann. Die Kaliber 1, 2, 3, 4, 5 der ersten Kaliberreihe sind durch dieses Abdrehen um $\frac{x}{2}$ erst zur Hälfte wiederhergestellt. Wenn aber nach dem Walzen in der zweiten Kaliberreihe die Walzen abermals um $\frac{x}{2}$ zur Herstellung der zum zweiten Male abgenutzten Berührungsflächen abgedreht werden, dann sind die Kaliber der ersten Kaliberreihe um insgesamt x mm nachgedreht, so daß jetzt wieder in ihnen gewalzt werden kann. Als Mittelwalze dient nun wieder die erste

Mittelwalze, die inzwischen gleichfalls um x mm abgedreht worden ist. Es ist also möglich, den Verschleiß der Berührungsflächen von Ober- und Unterwalze durch ein Abdrehen von nur $\frac{x}{2}$ mm aufzuheben, und zwar durch die Wahl einer höheren Konizität der Berührungsflächen.

Nehmen wir einmal ein praktisches Beispiel an: Der bei der Walzung in einem Trio nach Abb. 1 insgesamt auftretende seitliche Verschleiß sei 0,45 mm und die angewandte Konizität k der Berührungsfläche 6%. Um diesen seitlichen Verschleiß durch das Abdrehen aufzuheben, muß der Drehmeißel um $\frac{x}{2}$ mm eindringen, wobei sich $\frac{x}{2}$ aus der Beziehung (s. Abb. 4, die den in Abb. 3 angeklammerten Teil in vergrößertem Maßstabe wiedergibt) seitlicher Verschleiß (AB): Eindrehmaß (BC) = A D : D E : A D : D E = Konizität k ergibt mit: $0,45 : \frac{x}{2} = 0,06$ oder $\frac{x}{2} = 7,5$ mm, d. h. die Walzen müssen um $2 \times 7,5$ mm = 15 mm abgedreht werden.

Wenn nun der Verschleiß an den Berührungsflächen durch ein Eindringen von nur $\frac{x}{4} = 3,75$ mm aufgehoben werden soll, dann muß die Konizität 12% werden, da $k = 0,45 : 3,75 = 0,12$.

Was bedeutet aber nun die Anwendung einer vergrößerten Konizität der Berührungsflächen? Ein notwen-

³⁾ D. R. P. und Ausl.-Patente.

diger Sprung von 5 mm verlangt, damit die Walzen vor dem Eintritt des Walzgutes um 5 mm näher zusammenliegen können, eine Oeffnung = Größe des Walzenschlusses = dem wagerechten Abstand w (Abb. 5) der Berührungsflächen, der sich ergibt aus der Beziehung: wagerechter Abstand w : Spiel (s) = $A D : D E$ = Konizität. Bei 6 % Konizität ergibt sich der wagerechte Abstand aus $w_6 : 5 = 0,06$ mit $w_6 = 0,3$ mm und bei 12 % Konizität aus $w_{12} : 5 = 0,12$ mit $w_{12} = 0,6$.

Ein solcher wagerechter Abstand ist praktisch zulässig, dreht man doch die Walzen, selbst wenn der Abstand bei geringerer Konizität kleiner sein könnte, stets mit diesem Maß.

Diese Rechnung bedingt, daß die Konizität der Berührungsflächen unmittelbar am Eckpunkt des Kalibers beginnt. Bekanntlich kalibriert man nun aber die Walzen so, daß man aus walztechnischen Gründen die Kaliberkonizität um 1 bis 2 mm an den Berührungsflächen beibehält und dann erst mit der eigentlichen Konizität der Berührungs-

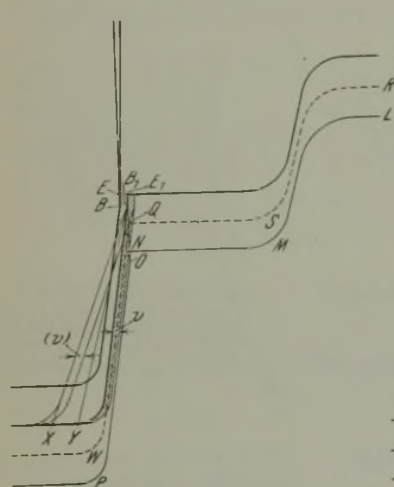


Abbildung 7. Die verschiedenen Konizitäten der Walzränder.

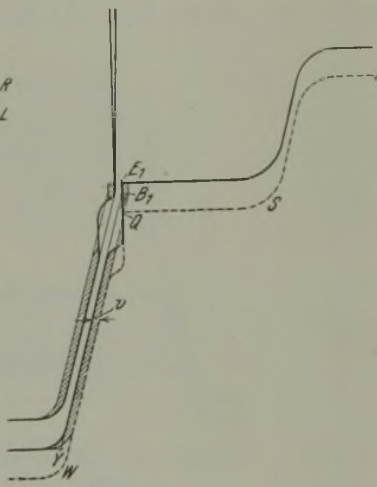


Abbildung 8. Form der Walzränder zur Vermeidung einer zu großen Konizität.

flächen beginnt (Abb. 6). Man tut dies vor allem aus Gründen der Einstellmöglichkeit beim Walzen, um die Walzen entsprechend heben zu können, ohne bereits ein Profil zu bekommen, das zum Teil schon von der großen Konizität der Berührungsfläche begrenzt wird. Bei Beibehaltung der Kaliberkonizität werden nun die Verhältnisse etwas verwickelter. Nehmen wir an, dieses Auslaufmaß betrage 1,5 mm, der seitliche Verschleiß 0,39 mm, die Kaliberkonizität 2 % und die Konizität der Berührungsfläche einmal 6 %, das andere Mal 12 %. Läßt man jetzt den Drehmeißel zunächst um das Auslaufmaß 1,5 mm eindringen, so hebt man hierdurch, da die Konizität auf diesen 1,5 mm 2 % beträgt, $1,5 \cdot 0,02 = 0,03$ mm des Verschleißes auf. Der Drehmeißel muß also nach der obigen Beziehung weiter um $(0,39 - 0,03) : y = 0,06$; $y = 6$ mm, oder insgesamt um $x_6 = y + 1,5 = 7,5$ mm eindringen. Die gleiche Rechnung für 12 % Konizität durchgeführt ergibt $(0,39 - 1,5 \cdot 0,02) : y = 0,12$; $y_{12} = 3$ mm; $x_{12} = 4,5$ mm, d. h. man muß, trotzdem doppelt so große Konizität gewählt wurde, doch den Drehmeißel um mehr als die Hälfte von x_6 eindringen lassen, so daß man eines Teiles des großen Vorteiles des Verfahrens verlustig gehen würde. Es müßte erreicht werden, daß ein Eindringen um $\frac{1}{2} x_6 = 3,75$ mm genügt, um den seitlichen Verschleiß von 0,39 mm aufzuheben.

Ein einfaches Mittel wäre ja nun, einfach die Konizität noch größer als 12 % zu machen. Das wäre aber nicht an-

gebracht, da hierdurch der wagerechte Abstand w noch größer wird. War er doch schon bei einer Konizität von 12 % von seinem Mindestmaß 0,3 mm bei 6 % auf das praktische Mindestmaß von 0,6 mm angewachsen.

Die Verhältnisse werden immer ungünstiger, je größer das Auslaufmaß ist. Bei 3 mm Auslaufmaß müßte der Drehmeißel bei den gleichen oben angenommenen Größen des seitlichen Verschleißes und der Kaliberkonizität bei 6 % Konizität der Walzränder 8,5 mm und bei 12 % Konizität der Walzränder 5,75 mm eindringen.

Bei 12 % Konizität der Walzränder und einem Auslaufmaß von 0 mm braucht der Drehmeißel nur 0,5mal so tief, bei 1,5 mm Auslaufmaß schon 0,6mal so tief, und bei einem Auslaufmaß von 3 mm muß der Drehmeißel schon 0,67mal so tief eindringen als unter gleichen Verhältnissen bei 6 % Konizität der Walzränder.

Je größer also das Auslaufmaß, um so größer muß die Konizität der Walzränder werden, wenn die volle Ausnutzung des Verfahrens und damit seine höchste Wirtschaftlichkeit erreicht werden soll. Im Betriebe wird sich zwar zeigen, daß der Verschleiß an den Walzrändern bei gleichem Seitendruck um so kleiner werden wird, je größer die Konizität der Walzränder ist. Denn der Seitendruck wird sich nach dem Parallelogramm der Kräfte an dem Walzrand zerlegen, wobei die auf den Rand drückende Kraft um so kleiner werden wird, je größer die Konizität des Randes ist.

Wenn also das beschriebene Verfahren, das sich durch ein zwischen dem Walzenumtausch eingeschaltetes Nachdrehen der Walzen und durch die Wahl einer entsprechend vergrößerten Konizität der Walzränder auszeichnet, nach dem Gesagten nur in den Fällen anwenden ließe, wo die durch die notwendige starke Konizität der Walzränder bedingte Größe der Oeffnung das praktisch zulässige Maß nicht überschreitet, so könnte seine Anwendung beschränkt sein. Die weitere Ausbildung des Verfahrens umgeht aber

diese Beschränkung durch eine geeignete Kalibrierung der Walzränder. Man kalibriert diese nämlich so, daß man sie nach dem Auslaufen der Kaliberkonizität, also von den Punkten B und B₁ der Abb. 6 ab, zunächst in nichtparallelem Bogen vorlaufen läßt und sie erst später wieder parallel zueinander führt.

Diese Verhältnisse sollen an Abb. 7 näher erklärt werden. In dieser Zeichnung ist E B und E₁ B₁ wieder das Auslaufmaß, also das Stück des Walzrandes, an dem die Konizität des Kalibers beibehalten worden ist. Der bei der Walzung eingetretene seitliche Verschleiß sei v . Der Einfachheit wegen und um die Uebersichtlichkeit der Abbildung nicht zu stören, sollen die Verhältnisse nur an der Mittelwalze gezeigt werden, weshalb der seitliche Verschleiß auch nur für die Mittelwalze gezeichnet worden ist. Für Ober- und Unterwalze sind die gleichen Ueberlegungen maßgebend. Um nun den seitlichen Verschleiß aufzuheben, muß die Mittelwalze bis zu dem Linienzug L M N O P, also um E₁ N abgedreht werden. Durch dieses Abdrehen werden nun auch die verschlissenen Kaliber wieder einwandfrei, da eben infolge der praktischen Erfahrung die Konizitäten so gewählt sind, daß durch dieses Abdrehen sowohl der Verschleiß der Kaliber als auch der Ränder aufgehoben wird. Wenn nun die toten Kaliber ausgenutzt werden sollen, dann muß ein Abdrehen um die Hälfte von E₁ N = E₁ Q bis zum gestrichelt gezeichneten Linienzug R S Q W ge-

nügen, um den Verschleiß aufzuheben. Das ist aber nur möglich, wenn der Walzrand die gezeichnete Konizität $B_1 X$ erhält, da die Verschleißlinie dann durch Q geht. Diese Konizität ist aber größer als die praktisch zulässige größte Konizität $B_1 Y$. Wenn aber nun keine stärkere als die Konizität $B_1 Y$ gewählt werden darf, dann müßte dafür gesorgt werden, daß an dem Punkt Q überhaupt kein Verschleiß eintreten kann. In Abb. 8 ist Abb. 7, jedoch nur mit dieser Konizität $B_1 Y$, nochmals eingezeichnet. Die Kaliberkonizität ist über den Punkt B_1 hinaus an der Mittelwalze beibehalten und erst dann allmählich im Bogen auf die eigentliche Walzrandkonizität übergeleitet. Der Walzrand der Oberwalze ist gleichfalls an dieser Stelle ausgespart. Der seitliche Verschleiß wird also jetzt durch ein Abdrehen bis auf den Linienzug R S Q W bei der Mittelwalze restlos aufgehoben. Es ist erreicht worden, daß die Konizität der Berührungsflächen nur noch allein von ihrem eigenen Verschleiß abhängig ist.

Bei dem oben gewählten Zahlenbeispiel mußte der Meißel bei einer Konizität von 12 % und einem Auslaufmaß von 1,5 mm 4,5 mm eindringen. Es hätte aber ein Eindringen von 3,75 mm genügen müssen, was eine Konizität von 16 % und damit eine Oeffnung von 0,8 mm bedingt hätte. Jetzt genügt eine Konizität von $0,39 : 3,75 = 10,4$ %.

Gegenüber dem alten Verfahren ohne Ausnutzung der toten Kaliber, bei dem eine Konizität von 6 % vorausgesetzt worden war, braucht die Konizität also noch nicht einmal doppelt so groß zu werden; trotzdem wird der Verschleiß aufgehoben durch ein Abdrehen um die Hälfte des Maßes, das notwendig wäre, um den Verschleiß bei 6 % Konizität auszuschalten.

Bei der Konizität von 10,4 % wird der wagerechte Abstand w bei 5 mm Spiel $w : 5 = 0,104$, demnach $w = 0,52$, was also praktisch durchführbar ist.

Es ist in den obigen Ausführungen angenommen, daß nach dem jedesmaligen Abdrehen die beim letzten Walzen nicht eingebaute Mittelwalze eingelegt wird. In den meisten Fällen wird es nun aber sogar möglich sein, auch noch die zweite Mittelwalze zu ersparen. Bei dem Profil der Formeisen und Schienen und bei den benötigten Vorkalibern wird die Neigung der in der Mittelwalze gewalzten Flansche stets so stark gewählt, daß der Kaliberverschleiß der Mittelwalze gegenüber dem Kaliberverschleiß von Ober- und Unterwalze schon aufgehoben sein würde, wenn die Mittelwalze nur um halb soviel abgedreht würde wie Ober- und Unterwalze. Man mußte aber bisher die Mittelwalze stets ebenso stark abdrehen wie Ober- und Unterwalze, damit sie in ihrem Durchmesser zu dem der wiederhergestellten Ober- und

Unterwalze paßte. Da nun aber nach dem neuen Verfahren mit Ober- und Unterwalze bereits wieder in der anderen Kaliberreihe gewalzt werden kann, wenn diese Walzen nur

um $\frac{x}{2}$ abgedreht werden, so paßt zu ihnen eine gleichfalls

um $\frac{x}{2}$ abgedrehte und dadurch wiederhergestellte Mittel-

walze, womit das alte mit den beschriebenen Mängeln behaftete Vierwalzensystem, bei dem zwei Mittelwalzen erforderlich waren, wieder zum einfachen Dreiwalzensystem mit Ausnutzung der toten Kaliber wird.

Die Beobachtung, die man bei Hartgußwalzen gemacht hat, daß nämlich die Härte der Walze durch das Walzen steigt, kann man sinngemäß auch auf Formeisenwalzen anwenden. Während man aber diese Steigerung der Härte, die natürlich nur an oder dicht unter der Walzenoberfläche vorhanden ist, bei Polierwalzen beibehält, da man diese Walzen nur um ein geringes abschleifen muß, muß man bei Formeisenwalzen die harte Schale immer wieder abdrehen, um die Kaliber wiederherzustellen. Wenn es aber nun durch das neue Verfahren möglich wird, viel weniger zur Wiederherstellung der Kaliber der Mittelwalze abzudrehen, so wird die Walzenhaltbarkeit der Mittelwalze und die Verschleißfestigkeit der Ränder steigen.

Wenn bisher ein 750er Trio bis auf 675 mm Dmr. abgedreht werden konnte und jedesmal der Durchmesser um 15 mm verringert werden mußte, so konnte das Trio mit den Durchmessern 750, 735, 720, 705, 690, 675, im ganzen also sechsmal eingebaut werden. Mit dem neuen Verfahren kann das Trio fünfmal mehr, im ganzen also elfmal eingebaut werden, wenn eine Vergrößerung des ersten Durchmessers um 7,5 oder eine Verkleinerung des letzten Durchmessers um weitere 7,5 mm nicht auch noch möglich sein sollte. Meist wird das eine oder andere der Fall sein, so daß im Durchschnitt das Trio doppelt so oft eingebaut werden kann.

Die Wirtschaftlichkeit des Verfahrens liegt ohne weiteres auf der Hand. Die Fertigwalzenkosten werden um etwa die Hälfte verringert. Haben sie bisher z. B. 1,50 \mathcal{R}/t betragen, so werden sie sich auf etwa 0,75 \mathcal{R}/t verringern. Auch die relativen Drehkosten je Tonne ermäßigen sich

Zusammenfassung.

Es wird, ausgehend von dem bekannten Vierwalzensystem, ein neues Abdreh- und Kalibrierungsverfahren beschrieben, durch das die toten Kaliber an Triowalzen ausgenutzt werden können, ohne daß die mit dem Vierwalzensystem verbundenen Nachteile noch auftreten.

An den Vortrag schloß sich folgende Aussprache an.

F. W. Weber, Bochum: Ich möchte auf einen Umstand hinweisen, der mir in Abb. 1 aufgefallen ist. Man sieht auf diesem Bilde eine gewöhnliche Walzenkalibrierung mit zwei Vorstichen und drei Fertigstichen. Wenn man die alte Faustregel der Walzenkalibrierer beachtet, die Ränder so breit wie hoch zu wählen, so ergibt sich aus der Zeichnung, daß das Eindrehen der Kaliber nach der hier dargestellten Weise nicht geht. Die Ränder werden viel zu schwach. Die toten Kaliber müssen die Ränder stützen. Bei dem vorliegenden Kalibrierungsverfahren müßten also die Ränder breiter geschnitten werden, und somit würde ein Verlust an Ballen für die Arbeitskaliber auftreten. Auf Kosten dieser Ballenverluste, wenn ich mich so ausdrücken darf, könnte man aber auch die Kaliber anders gestalten; man könnte z. B. die bekannte Kalibrierung mit einer scharfen Neigung wählen, bei der die Kaliber wechselseitig oben und unten geöffnet sind. Man würde dadurch — die Ergebnisse sind ja wohl

bekannt — ganz erheblich mehr beim Abdrehen der Walzen sparen als bei einer gewöhnlichen Kalibrierung. Wenn man bei einer gewöhnlich kalibrierten Walze etwa 12 mm abdrehen muß, so würden bei einer Konstruktion mit schräg gelegten Kalibern nach meinen Erfahrungen 4 mm unter sonst gleichen Umständen genügen. Auf diesem bekannten Wege könnte man also gleiche Ersparnisse erzielen, wenn es möglich ist, einen Ballenverlust mit in Kauf zu nehmen. Ferner hätte man noch bei dieser Art den Vorteil, daß die Vorkaliber bis zuletzt die gleiche Höhe behalten, während sie bei gewöhnlicher Kalibrierungsart, also auch bei der vorgetragenen, zu hoch werden, je mehr die Walze abgedreht wird. In diesem Falle muß man sich durch alle möglichen Künste während der Walzung helfen, um ein brauchbares Fertigprofil zu erhalten. Wenn man schon auf Kosten des Ballens eine bessere Ausnutzung der Walzen zu erreichen sucht, so bietet die oben erwähnte bekannte schrägliegende Kalibrierung mindestens ebenso viele Möglichkeiten, mit der man dasselbe, d. h. eine bessere Ausnutzung der Walzen, erreichen könnte.

Spanien als Eisen erzeugendes Land.

Von Dr.-Ing. Wilhelm Harnickell in Oberhausen.

[Bericht Nr. 99 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute*].

(Kohlen- und Eisenerzvorkommen Spaniens, seine Hütten- und Stahlwerke. Außenhandel Spaniens in Erz und Eisen. Preisentwicklung von Bilbao-Erzen.)

Ohne zu übertreiben kann man Spanien als eines der an Bodenschätzen reichsten Länder, wahrscheinlich sogar im Verhältnis zu seiner Bodenfläche das reichste Land der Erde nennen, nicht nur nach Mannigfaltigkeit, auch hauptsächlich nach der Mächtigkeit der Vorkommen¹⁾. Es sei nur an die Kupferkiese von Río Tinto erinnert, an das Blei- und Silbervorkommen von Peñarroya in der Sierra Morena und nicht zuletzt an die Bilbao-Erze. Während die Kupfer- und Bleierzergungen Spaniens mitbestimmend für die

bedingungen für eine glänzende Entwicklung, wie Vorkommen von Kohle und Erz und günstige Lage zur See, in einer Weise gegeben sind, die ihresgleichen sucht.

Da Kohle und Eisen unzertrennliche Wirtschaftsbegriffe sind, mögen auch die wichtigsten Steinkohlenvorkommen erwähnt werden. In den Pyrenäen befinden sich einige Steinkohlenlager, die aber nur untergeordnete Bedeutung haben. Das größte und bedeutendste Steinkohlengebiet erstreckt sich über das ehemalige Königreich Asturien



Abbildung 1. Erzvorkommen und Industriegebiete in Spanien.

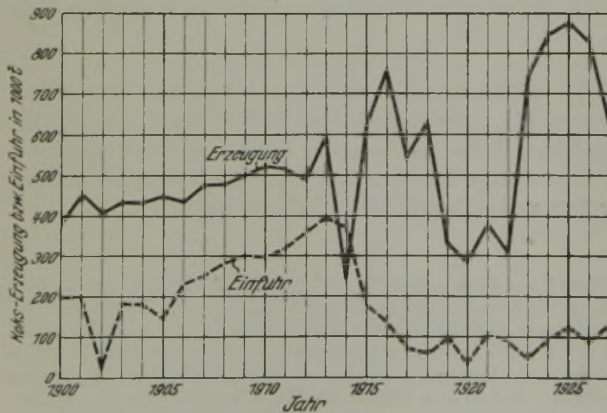


Abbildung 2. Spaniens Koks-erzeugung und -einfuhr.

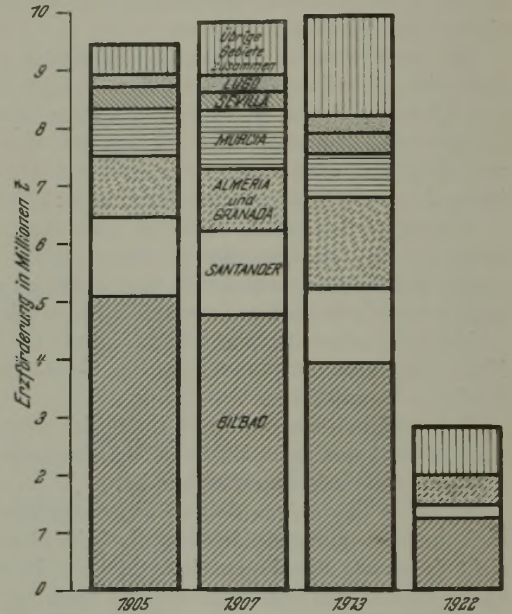


Abbildung 3. Anteil der einzelnen Bezirke an der spanischen Erzförderung.

im Norden Spaniens, die heutige Provinz Oviedo, bis nach Altkastilien in die Provinz León hinein (Abb. 1). Außerdem ist im Süden Spaniens in der Sierra Morena bei den Städten Ciudad Real und Córdoba ein Vorkommen von einiger Bedeutung. Die Förderung des Jahres 1918, eine Spitzenleistung, verteilt sich auf die einzelnen Bezirke wie folgt:

Norden		
Asturien	3 409 000 t	52,0 %
León und Valencia	1 396 000 t	22,0 %
Süden		
Sierra Morena	1 474 000 t	22,5 %
Uebrigte Gebiete	233 000 t	3,5 %
	6 512 000 t	100 %

Die Kohlenvorräte Spaniens betragen schätzungsweise 8 bis 9 Milliarden t; sie reichen also vollkommen aus, um auf lange Sicht einer blühenden einheimischen Industrie als Grundlage zu dienen.

Die asturischen Flöze enthalten alle Kohlenarten vom Anthrazit bis zu den jüngeren Kohlen, vor allem aber, was für den Hüttenmann von Belang ist, recht gute Koks-kohle. Die Flöze sind nicht sehr mächtig; der Abbau erfolgt in dem stark gebirgigen Asturien vorwiegend im Stollen-betrieb, und zwar in Etagen, die miteinander durch Brems-berge verbunden sind. Die Kohlen sind leider sehr bröcklig, so daß der Entfall an Feinkohle übermäßig groß ist; in manchen Gruben steigt er bis auf 65 % und darüber. Da für

*) Erstattet in der Arbeitsausschußsitzung des Hochofenausschusses am 27. Sept. 1928. — Sonderabdrucke sind zu beziehen vom Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Schließfach 664.

¹⁾ Vgl. hierzu F. Schumacher: Uebersicht über die nutzbaren Bodenschätze Spaniens (Leipzig: C. L. Hirschfeld 1926); E. Fernández-Miranda Gutierrez: La industria siderúrgica en España. Madrid.

die Feinkohle keine ausreichende Verwendung besteht, wird aus den Wäschern ein großer Teil in die Flüsse gelassen. So sollen z. B. im Nalón jährlich etwa 80 000 t Kohlen wegschwimmen; ein kleiner Teil wird am Unterlauf des Flusses wieder von Kohlenfischern aufgefangen und findet als minderwertiger Hausbrand und in Feldbrandziegeleien Absatz. Große Werte gehen auf diese Weise verloren; man ist sich dessen zwar bewußt, wartet jedoch auf eine wirtschaftliche Verwendungsmöglichkeit und hofft diese vielleicht in einem brauchbaren Schwelverfahren zu finden. Da der Koks nur aus Feinkohlen hergestellt wird, enthält er natürlich auch viel Asche; asturischer Koks hat meistens 14 bis 16 % Asche und 1,5 bis 1,6 % S. Seine mechanische Beschaffenheit ist gut, es läßt sich sogar bei Verwendung der geeigneten Kohlen und sorgfältiger Mischung ein vorzüglicher Koks herstellen. Der Preis des Kokses ist entsprechend dem Kohlenpreis hoch. Die Gesteungskosten müssen trotz Abzug eines angemessenen Betrages für den Wert der im Rohgas enthaltenen Nebenerzeugnisse mit etwa 50 Pta, gleich 35 *R.M.*, eingesetzt werden. Natürlich lassen sich diese Kosten in einer leistungsfähigen, neuzeitlichen Kokerei drücken, jedoch nicht wesentlich, da der Einsatz je t Koks bereits rd. 46 Pta = 32 *R.M.* ausmacht. Diese Angaben gelten wohlbemerkt für Asturien.

In Abb. 2 ist die Erzeugung, Ein- und Ausfuhr von Koks in den Jahren 1900 bis 1927 schaubildlich wiedergegeben. Die Zahlen enthalten sämtlichen Koks sowohl von Kokerien als auch von Gasanstalten und Meilern.

Noch besser als mit Kohlen ist Spanien mit guten Eisenerzen bestell. Auch heute noch steht an erster Stelle die Baskenprovinz Bilbao. Gewissermaßen das Urvorkommen in diesem Bezirk ist

1. der Spateisenstein (Carbonato), von dem man zwei Sorten, die weiße und graue, unterscheidet. Der graue Spat enthält mehr Rückstand und Pyrite, ist daher minderwertiger. Durch Verwitterung hat sich der Spat verwandelt in
2. Campanilerz, einen selbstgehenden Roteisenstein höchster Oxydationsstufe; leider ist er fast ganz abgebaut. Ferner ist aus dem Spat das
3. Venaerz entstanden, ein hochwertiger, weicher Roteisenstein etwas erdiger Natur; es ist auch fast abgebaut. Die Jahresförderung an Campanil und Vena beträgt keine 100 000 t. Der Spat ist weiter verwittert in
4. Rubio, den bekannten Brauneisenstein, und in
5. Chirta, wohl Trümmer von Rubio, die in Lehm eingebettet vorkommen und daher gewaschen werden müssen.

Die Erze sind alle im Tagebau leicht zu gewinnen und können oft unmittelbar von der Grube aus oder doch meistens durch Seilbahn in Seeschiffe verfrachtet werden.

Weiter westlich in der Provinz Santander findet sich ein dem Rubio ähnliches Bohnerz, das jedoch ebenfalls gewaschen werden muß. Die Santander-Erze weisen einen etwas höheren Phosphorgehalt als die Bilbao-Erze auf; auch Asturien ist sehr reich an Eisenerzen. Am bedeutendsten ist ein riesiges Vorkommen von Roteisenstein mit hohem Phosphorgehalt. Das Erz hat das Aussehen und die mechanische Beschaffenheit des Wabana-Erzes, besitzt jedoch leider einen etwas höheren Rückstandsgehalt; es hat etwa 48 % Fe, 17 % SiO_2 und 0,8 % P. Seit das Puddelverfahren in Asturien eingestellt ist, findet das Erz nur geringen Absatz.

Auch die Landschaft Galicien in der Nordwestecke hat bedeutende Eisenerzvorkommen; es sei an Vivero an der Nordküste erinnert, ferner an Monforte mit Verschiffungs-

hafen Vigo. Die Erze sind ebenfalls hoch phosphorhaltig, stellenweise haben sie 1 bis 1,10 % P bei 48 bis 50 % Fe. Es scheint für die Erze der Nordküste eine gesetzmäßige Wechselbeziehung zwischen Phosphorgehalt und geologischem Alter zu bestehen, und zwar derart, daß die Erze von Osten nach Westen zu in immer älteren geologischen Schichten vorkommen und entsprechend an Phosphor reicher werden. So stehen die phosphorarmen Bilbao-Erze in der oberen Kreide an, die Santander-Erze in der unteren Kreide, Asturiens Roteisenstein mit 0,8 % P im Devon und schließlich Galiciens Erze mit 1 % P im Silur.

Immer mehr an Bedeutung gewinnen die südspanischen Erzgebiete. Sehr bekannt sind in Andalusien die Vorkommen von Rio Tinto, ferner Cala nordwestlich von Sevilla und die Gegend um Sevilla selbst. Sehr bedeutend ist das Hinterland von Almeria mit seinem Alquife-Erz, einem sehr hochwertigen, aber viel Fein enthaltenden Roteisenstein. Großzügig angelegt sind die Verschiffungseinrichtungen im Hafen Almeria. Weiter östlich liegt Cartagena, das neben einem guten Roteisenstein ein Erz mit 30 % Fe und 15 % Mn abbaut.

In Ostspanien nach dem Mittelmeer zu ist besonders die Sierra Menera mit einem hochwertigen Roteisenstein

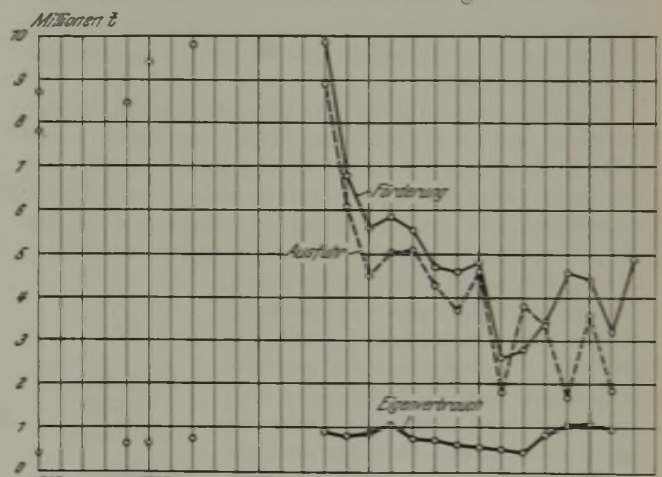


Abbildung 4. Spaniens Förderung, Ausfuhr und Eigenverbrauch an Eisenerzen.

mit 2 % Mn hervorzuheben. Schließlich sei auch noch ein bedeutendes Vorkommen in der Provinz Sarrajoza, das einen Roteisenstein mit 55 % Fe, 2 bis 3 % SiO_2 und 0,01 % P liefert, erwähnt. Leider beträgt die Bahnverbindung bis zum nächsten Hafen 250 km, so daß bei den derzeitigen hohen Frachtsätzen das Erz zu teuer wird.

Abb. 3 zeigt die Verteilung der Erzgewinnung auf die einzelnen Provinzen.

Zahlreich und zum Teil auch nicht unbedeutender sind die Vorkommen, die bei diesem kurzen Ueberblick nicht erwähnt wurden. Viele liegen im Innern des Landes und sind noch gar nicht aufgeschlossen.

Abb. 4 gibt die Entwicklung des Eisenerzmarktes Spaniens in den Jahren 1913 bis 1927 wieder. Wenn in manchen Jahren der Eigenverbrauch nebst Ausfuhr die Erzeugung übersteigt, so waren große Vorräte auf den Gruben und in den Häfen vorhanden. Die Ausfuhrkurve, natürlich auch die Erzeugungskurve fallen seit dem Kriege sehr stark ab, ein Beweis dafür, welch bedeutender Abnehmer Deutschland war, das sich inzwischen mehr auf die Schwedenerze eingestellt hat. Das Jahr 1928 wird aber wieder eine Spitze in der Ausfuhr bringen. Die Preiskurve für die erste Sorte Bilbao-Rostspat und -Rubio (Abb. 5) ist

auf den ersten Blick erschreckend. Die stetig zunehmende Preissenkung in Pta hängt jedoch vornehmlich mit dem Anziehen der spanischen Währung zusammen. Die Erze werden eif Rotterdam oder englischen Hafen in £ gehandelt. In den letzten Jahren ist jedoch der Wert des Peseta von 0,50 auf 0,70 *R.M.* gestiegen, also um rd. 40 %, so daß die

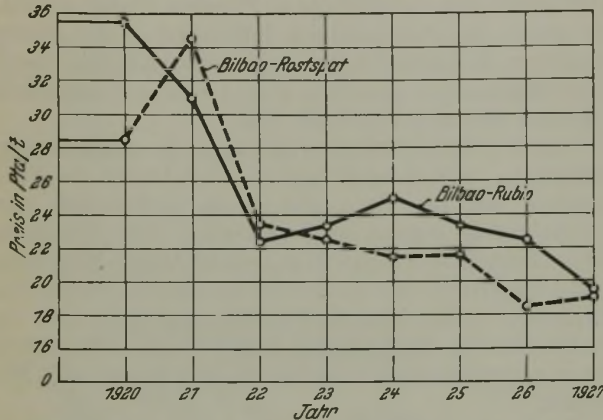


Abbildung 5. Preisbewegung für Bilbao-Rostspat und Bilbao-Rubin.

Gruben, die ihre Gehälter, Löhne usw. in spanischer Währung zahlen müssen, tatsächlich bei diesem Danaergeschenk schlecht abschließen.

Nach einer Statistik aus dem Jahre 1924 besaß Spanien 16 Koks- und 18 Holzkohlenhochöfen; von diesen waren 1926 12 Kokshochöfen und 7 Holzkohlenöfen im Betrieb. Die Roheisenerzeugung Spaniens in den letzten Jahren, desgleichen sein Außenhandel in Roheisen ist aus Abb. 6 ersichtlich. Die Einfuhr ist gering; sie beschränkt sich bei den hohen Einfuhrzöllen natürlich nur auf Sondereisen wie Ferrolegierungen, ferner Roheisensorten mit sehr geringem Phosphorgehalt für den Betrieb saurer Siemens-Martin-Oefen einiger staatlicher Werke. So wurde bis vor kurzem für eine Geschützfabrik ein Roheisen mit weniger als 0,045 % P zu ansehnlichem Preis aus England bezogen. Dieses Roheisen wird heute in Spanien hergestellt. Die ersten Versuche, die auf der Fábrica de Mieres gemacht wurden, scheiterten an dem hohen Phosphorgehalt des Kokes. Die Ausfuhr Spaniens an Roheisen ist unbedeutend, es wird sich dabei wohl hauptsächlich um Holzkohleneisen handeln.

Das bedeutendste Hüttenwerk Spaniens ist die S. A. Altos Hornos de Viscaya. Auf sie entfallen ungefähr 300 000 t, das sind über 60 % der gesamten Roheisenerzeugung. Die Gesellschaft hat in drei verschiedenen Betrieben neun Hochöfen, von denen die größten eine Tageserzeugung von etwa 200 t haben. In der weiter westlich gelegenen Provinz Santander stehen zwei Hochöfen der S. A. Nueva Montaña in Santander mit je 120 t Tageserzeugung. Asturien hat drei Hochofenbetriebe: in der Hafenstadt Gijón die S. A. Industrial Asturiana mit einem Ofen von 55 bis 60 t Leistung, in Felguera die S. A. Duro-Felguera mit zwei 60- bis 70-t-Oefen und schließlich die S. A. Fábrica de Mieres mit zwei Oefen, von denen der eine z. Zt. im Betrieb befindliche etwa 70 t erzeugt, während der andere

im Umbau befindliche 120 t erzeugen soll, wenn die bestehenden Gebläsemaschinen den nötigen Wind hergeben.

Abb. 7 zeigt einige Profile spanischer Hochöfen, zuerst das alte und neue Profil des Ofens III in Mieres. Leider war es nicht möglich, das Gestell noch mehr zu erweitern, da das vorhandene gußeiserne Hochofengerüst daran hinderte. Immerhin ist es gelungen, durch gleichzeitiges Erhöhen des Ofens ein einigermaßen brauchbares Profil zu erhalten, das sich auch neben dem Profil des neuesten spanischen Hochofens, des von Sagunto, sehen lassen kann.

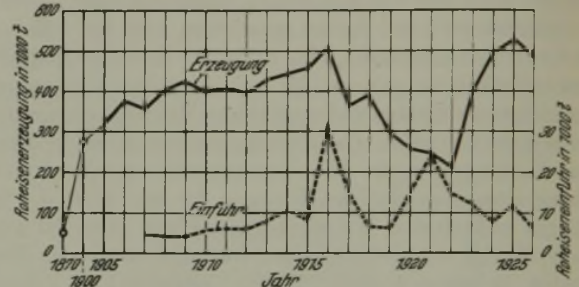


Abbildung 6. Spaniens Erzeugung und Einfuhr von Roheisen.

Im Süden Spaniens befindet sich in Málaga ein Hochofen von 150 t Tageserzeugung, der jedoch seit Jahren stillliegt. Dagegen ist in Sagunto östlich von Valencia in den letzten Jahren ein Werk entstanden, das besondere Beachtung verdient; es ist dies die Compañía Siderúrgica de Mediterráneo. Bemerkenswert ist, daß weder Kohlen noch Eisenerze in unmittelbarer Nähe vorkommen. Die Erzgrundlage gibt die bereits erwähnte, weiter nördlich liegende Sierra Minera ab, die mit einer eigenen etwa 210 km langen Bahn mit dem

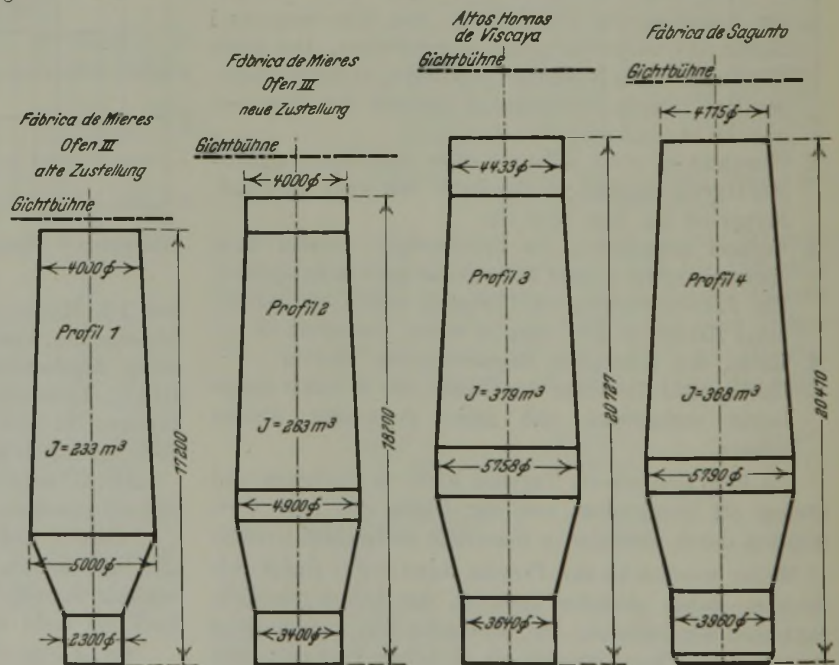


Abbildung 7. Profile einiger spanischer Hochöfen.

Hafen Sagunto verbunden ist. Beim Bau der Hütte war der Gedanke leitend, daß diese dank dem Frachtvorsprung gegenüber den nordspanischen Hütten den südspanischen Markt beherrschen, sodann auch die reichen Erze von Ojo negro und Setiles in der Sierra Menera, die leicht im Tagebau zu gewinnen sind, verhütten sollte. Koks wollte man zur See beziehen, wobei die Schiffe als Rückfracht Eisenerze erhalten sollten. Sagunto eignete sich vorzüglich zu solch einer Anlage, da es über einen gut ausgebauten Hafen ver-

fügte. Das Werk hat heute zwei Hochöfen, von denen aber bisher nur einer im Betrieb ist, soll aber auf vier Oefen ausgebaut werden. Die Anlage ist ganz neuzeitlich und nach amerikanischen Plänen gebaut; die Oefen sollten angeblich je 450 t leisten, bringen es aber, wie ich hörte, nur auf 250 t.

Damit sind die wichtigsten Hochofenbetriebe erwähnt. Weit zahlreicher sind die spanischen Stahlwerke. Im Jahre 1927 waren im Betrieb 35 Siemens-Martin-Oefen, 2 Bessemerbirnen, 15 Elektroöfen und noch 7 Puddelöfen. Das Thomasverfahren wird bisher noch nicht ausgeübt. Die Siemens-Martin-Oefen haben vorwiegend basische Zustellung, nur einige staatliche Betriebe arbeiten mit sauren Oefen. Die Rohstahlerzeugung verteilt sich auf die einzelnen Verfahren wie folgt:

	1923	1926
Bessemer	145 000 t	174 000 t
Siemens-Martin	306 000 t	424 000 t
Elektrostahl	12 000 t	10 000 t
Puddeleisen	13 000 t	5 000 t
	476 000 t	613 000 t

Der Löwenanteil dieser Erzeugung, ungefähr 340 000 t, entfällt wieder auf das Werk Altos Hornos de Viscaya.

Zur Kennzeichnung des spanischen Außenhandels in Halb- und Fertigerzeugnissen dienen einige Angaben in *Zahlentafel 1*. Der spanische Markt wird auch bei weiterem Ausbau der heimischen Industrie aufnahmefähig bleiben und so bald keine Uebersättigung erfahren. Nach spanischer Quelle aus dem Jahre 1924 betrug der Verbrauch an Eisen

Zahlentafel 1. Spaniens Außenhandel in Halb- und Fertigerzeugnissen.

Erzeugnis	1923		1925		1926		1927	
	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t	Einfuhr t	Ausfuhr t
Stabeisen, Bleche	64 000	9 03	52 000	54	39 000	15	34 500	29
Träger, Schienen	34 000	8	22 000	41	9 000	1	6 600	3
Blöcke, Knüppel	15 000	—	35 000	—	20 000	—	17 300	9
Schrot	63 000	40	93 000	50	56 000	22	101 700	300
gesamt	175 000	951	202 000	145	124 000	38	160 100	341

in Spanien auf den Kopf der Bevölkerung nur etwa 20 kg, dagegen in Deutschland 270 kg und in Nordamerika sogar 350 kg.

Zusammenfassung.

Spanien besitzt ansehnliche Kohlenvorkommen, besonders in der Provinz Oviedo. Zwar sind die Kohlenpreise infolge der beim Abbau entstehenden großen Verluste hoch, so daß der Preis des Kokes auch beträchtlich ist, jedoch ist seine Eignung für Hochofen- und Gießereibetrieb gut. Bedeutender als die Kohlenvorkommen ist der riesige, vielleicht ungeahnte Reichtum an hochwertigen Erzen, deren hauptsächlich Lagerstätten kurz angeführt werden. Trotzdem kann die einheimische Eisenindustrie, die erst in den letzten Jahren ausgebaut und leistungsfähiger wurde, die Bedürfnisse des eigenen Landes nur zum Teil decken und noch nicht auf den Weltmarkt treten.

Umschau.

Nachteile der paarweise verbundenen Winderhitzer.

Der Betrieb paarweise verbundener Winderhitzer, von dem kürzlich berichtet wurde¹⁾, ist nichts anderes als die Anwendung des Pfoser-Strack-Stumm-Verfahrens für Hochofenanlagen, die bereits vier Winderhitzer mit noch in gutem Zustande befindlichen Besatzsteinen haben und deshalb die Kosten einer neuen Ausgitterung, etwa mit Schiffer-Strack-Steinen, ersparen wollen. Die P.-S.-S.-Gesellschaft hat dieses Verfahren in ihren gedruckten Werbeschriften bereits vor dem Kriege empfohlen; auf dem Stummschen Hochofenwerk in Ueckingen wurden schon vor dem Kriege solche hintereinander geschaltete Winderhitzer in Betrieb genommen. Da ihre Betriebsergebnisse jedoch wesentlich ungünstiger waren als die von Winderhitzern, die nach dem P.-S.-S.-Schnellheizverfahren betrieben wurden, aber mit Steinen von geringer Wandstärke und engem Durchströmquerschnitt zugestellt waren, hat man diese Bauart bald wieder verlassen.

Theoretisch läßt sich sagen, daß bei gleichen Abgasverlusten die Strahlungsverluste von zwei Winderhitzern, die hintereinander geschaltet sind, ungefähr doppelt so groß sind wie die Strahlungsverluste eines gleich großen Winderhitzers, der vermöge seiner besseren Zustellung nur dieselben Abgasverluste aufweist wie die beiden hintereinander geschalteten Winderhitzer. Dieses Ergebnis muß deshalb eintreten, weil in beiden Fällen die Verbrennungstemperatur des Heizgases gleich hoch ist und im gleichen Verhältnis von dieser Höhe bis zur Temperatur der Abgase sinkt. Die mittlere Temperatur der strahlenden Winderhitzer ist also in beiden Fällen gleich hoch, wenn Aufheizung und innerer Ausbau nach Art des Mantelmauerwerks und der Isolierung gleich sind. Zwei hintereinander geschaltete Winderhitzer haben aber eine doppelt so große strahlende Fläche wie der einzelne Winderhitzer; folglich müssen auch ihre Strahlungsverluste doppelt so groß sein.

Diese Strahlungsverluste haben eine sehr beachtliche Größe. In Neunkirchen wurden 1913 die Strahlungsverluste von vier Winderhitzern, die auf einen Ofen arbeiteten, mit 17 % des Heizgasverbrauches festgestellt. Für einen Winderhitzer der Charlottenhütte, der nach dem P.-S.-S.-Verfahren betrieben wurde, fand man sogar 21,7 %²⁾; diese Zahl ist allerdings ungewöhnlich hoch und hat ihren Grund in dem dünnen Mantelmauerwerk und in der niedrigen Belastung des betreffenden

Cowpers. In den „Anhaltszahlen“³⁾ werden die Strahlungsverluste für isolierte und gut belastete Winderhitzer zu 7 bis 15 % angegeben; dabei gelten wohl 7 % für Winderhitzer, die beschleunigt aufgeheizt werden, und die Zahlen bis zu 15 % für Vier-Winderhitzer-Betrieb. In dem zuvor angezogenen Bericht¹⁾ sind sie zu 20 % für den bisherigen Betrieb und zu 14,5 % für paarweise hintereinandergeschaltete Winderhitzer angegeben. A. Killing⁴⁾ fand in Hörde 6,2 % für Winderhitzer, die nach dem P.-S.-S.-Verfahren arbeiten und mit verbesserten Röhrensteinen zugestellt, aber nicht isoliert sind; für einen mit Sterchamol geschützten, sonst gleichen Winderhitzer ergaben sich die Strahlungsverluste zu nur 2,2 %.

Es muß aber weiter hervorgehoben werden, daß sich die Vorteile der neuen dünnwandigen Steine mit engem Durchströmquerschnitt gegenüber den paarweise gekuppelten Winderhitzern mit den früher üblichen Zustellungsarten nicht nur auf die Verminderung der Strahlungsverluste beschränken. Sie erstrecken sich auch auf die Verminderung der Abgasverluste und auf die Vergrößerung der Leistungsfähigkeit der Winderhitzer. Das liegt daran, daß die Heizfläche eines Winderhitzers durch den Einbau verbesserter Steine, wie etwa des Schiffer-Strack-Steines, mehr als verdoppelt wird und das Gitterwerk vorbildlich der Ausnutzung des Wärmegefälles angepaßt ist.

Aufschlußreich ist ferner ein Vergleich der Betriebsergebnisse in Differdingen und Hörde (*Zahlentafel 1*).

Wegen der Abgasverluste muß bei diesen Ergebnissen noch berücksichtigt werden, daß der isolierte Winderhitzer in Hörde mit 30 bis 40 % Luftüberschuß arbeitet, dadurch allerdings die Abgasverluste etwas erhöht, aber auch die Kuppeltemperatur auf höchstens 1250° beschränkt und die Ausbesserungen an den Besatzsteinen praktisch beseitigt sind; für die vorderen der hintereinander geschalteten Winderhitzer in Differdingen werden dagegen ausdrücklich die volle Aufheizung und die Erhaltungs- und Wiederherstellungsarbeiten bestätigt. Die Kosten hierfür werden zwar nicht angegeben, jeder Hochofner weiß aber, daß sie auch bei vorgereinigtem Gas erheblich sind. Die mit zunehmender Verschlackung des ersten Apparates schlechter werdende Leistung ist auch noch nicht berücksichtigt; infolge der verringerten Auf-

¹⁾ Iron Coal Trades Rev. 117 (1928) S. 79/80; vgl. St. u. E. 48 (1928) S. 1783/4.

²⁾ Mitt. Wärmestelle V. d. Eisenh. Nr. 82 (1926) S. 12.

³⁾ Anhaltszahlen für den Energieverbrauch in Eisenhüttenwerken. Hrsg. von der Wärmestelle Düsseldorf des Vereins deutscher Eisenhüttenleute. 2. Aufl. (Düsseldorf: Verlag Stahleisen m. b. H. 1925) S. 12.

⁴⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 71.

Zahlentafel I. Vergleich der Betriebsergebnisse der Winderhitzer in Differdingen und Hörde.

	Differdingen ¹⁾		Hörde ²⁾	
	alter Vier-Winderhitzer-Betrieb	paarweise verbundener Winderhitzer	nicht isolierter Winderhitzer	isolierter Winderhitzer
Strahlungsverluste .%	20	14,5	6,2	2,2
Abgasverluste .. %	26—27	13	10,4	10,4

¹⁾ Nach Iron Coal Trades Rev. 117 (1928) S. 80.

²⁾ Nach St. u. E. 49 (1929) S. 71. — Zur Ausgitterung wurden verbesserte Röhrensteine (7-Loch-Steine) verwendet.

nahmefähigkeit der verschlackten Steine steigt die Abgastemperatur und sinkt der Wirkungsgrad. Selbst bei nur einmaliger Reinigung und Instandsetzung des ersten Winderhitzers im Jahre muß eine Gruppe von zwei gekuppelten Apparaten als Rückhalt vorgesehen werden, da Abkühlung, Instandsetzung und Wiederaufheizung wenigstens 8 Tage erfordern, meist noch mehr.

Winderhitzer mit engem Besatz, nach dem P.-S.-S.-Verfahren mit Reingas beheizt, erfordern fast keine Ausbesserung, wenn sie richtig betrieben werden; darüber liegen genug Erfahrungen aus der Praxis vor. Das Wichtigste aber scheint mir zu sein, daß große Leistungen von 1000 t Roheisen täglich, wie sie heute von Thomasöfen verlangt werden, wirtschaftlich doch nur mit Winderhitzern geleistet werden können, die das günstigste Verhältnis von Heizfläche zu Steingewicht bei bester Isolierung aufweisen.

A. Wefelscheid.

Beiträge zur Eisenhüttenchemie.

(Oktober bis Dezember 1928.)

1. Allgemeines.

Untersuchungen von H. v. Wartenberg mit Br. Strzelczyk und G. Borris¹⁾ über das Pulvern harter Stoffe führten zu dem Ergebnis, daß beim Pulverisieren bis zur Unfühbarkeit (< 0,1 mm Korngröße) möglichst heftige Einzelschläge in einem Diamantmörser aus zähem, nicht splitterndem 12prozentigen Manganstahl etwa 30 % Ausbeute eines vom Mörserwerkstoff praktisch freien Pulvers geben. Reibschalen verunreinigen das Pulver unter allen Umständen. Will man aber zur Erhöhung der Ausbeute oder muß man bei unhomogenen kristallinen Proben eine Reibschale benutzen, so erweist sich verchromter Stahl den wolframhaltigen Hartmetallen als praktisch ebenbürtig und empfiehlt sich wegen der leichten Entfernbarkeit oder Bestimmbarkeit des Chroms für analytische Zwecke gegenüber den viel zu weichen Achatmörsern.

2. Apparate und Einrichtungen.

Um die Ungenauigkeiten, die in den für volumetrische Analysen gebräuchlichen Büretten durch Berührung der Flüssigkeit mit dem Gummi des Quetschhahnes oder mit dem Hahnfett eintreten können, zu beseitigen, schlägt N. Ketow²⁾ eine neue Bürettenart ohne Gummi und ohne Glashahn vor. Das Ausfließen der Flüssigkeit wird mittels eines besonderen Stöpselhahnes geregelt, der im oberen Teil der Bürette angebracht ist.

Beim Titrieren macht sich oft der Uebelstand bemerkbar, daß die scharfe Einstellung auf den Umschlagpunkt die Aufmerksamkeit und Geduld des Analytikers übermäßig beansprucht. Die Aufgabe ist weitgehend erleichtert, wenn man einen Teil der zu titrierenden Flüssigkeit von der Hauptmenge abtrennt und für das Ende der Titration in Reserve hält. J. Lindner³⁾ schlägt zu diesem Zweck einen Titrierkolben mit Nebenbehälter vor, der leicht eine Uebertitration vermeiden läßt. Durch einfaches Neigen des Kolbens kann ein Teil der Flüssigkeit in den seitlichen, fingerähnlichen Ansatz und auch wieder zurück in den Hauptraum des Kolbens gebracht werden und schließlich der Nebenbehälter mit dem Kolbeninhalt restlos nachgespült werden, wobei die Handlichkeit des Gefäßes gegenüber einem Erlenmeyerkolben kaum eine Einbuße erleidet.

Für Extraktionszwecke ist die elektrische Heizung besonders angebracht. Hierfür sind schon mancherlei Heizapparate vorgeschlagen worden, die aber in bezug auf Regelbarkeit und Feuer-sicherheit noch nicht den zu stellenden Anforderungen entsprechen. Bei einem beschriebenen, neuen elektrischen Heizapparat

für Extraktionen u. dgl.⁴⁾ ist die Heizung in acht Stufen regelbar; die Schalteinrichtung ist durch eine Schutzkappe abgedeckt, der Schutzkasten mit Öffnungen versehen, die mit Metallgaze zum Luftumlauf und zum Ausschluß von Feuersgefahr abgedeckt wird. Zur Aufnahme der Kolben dienen Schalen, so daß beim Bruch die Flüssigkeit in die Schale fließt. Jede Abteilung des Apparates ist für sich beliebig ein- und auszuschalten.

Ein neues von E. László⁵⁾ beschriebenes Viskosimeter entspricht in seiner äußeren Bauart dem bekannten Engler-Viskosimeter, ist jedoch mit verschiedenen Verbesserungen ausgestattet, die sich im Laufe vieler Jahre im praktischen Gebrauch ergeben haben. Als grundlegende Neuerung hat das Viskosimeter ein doppelreihiges Radiatorensystem. Dies macht den Gebrauch eines Rührers vollständig überflüssig und bewirkt eine völlig gleichmäßige Wärmeverteilung, wie sie bisher mit keinem Apparat erzielt worden ist. Weiterhin ist der Deckel des Viskosimeters doppelwandig, um Temperaturveränderungen im Oelbehälter zu vermeiden. Als Verschluss der Ausflußöffnung dient ein Metall-Kugelschlußstift, der sich besonders bewährt hat. Das Flüssigkeitsbad ist zur Vermeidung von Wärmeverlusten nach außen mit Asbest isoliert. Der Heizring ist durchbrochen, so daß der Meßkolben ohne Schrägneigung bequem untergestellt und entfernt werden kann. Außerdem befindet sich am Außenbehälter ein Entleerungshahn zum bequemen Entleeren des Wasserbades. Auf Wunsch wird das Viskosimeter auch noch mit Senklot zur genauen Senkrechthaltung oder mit einer Libelle zur Wagerechthaltung ausgerüstet.

A. Hock⁶⁾ hat einen Apparat zur reihenweisen Bestimmung von kohlen-sauren Kalk gebaut, was durch eine mechanische Schüttelvorrichtung und das Inangsetzen der Reaktion mit einem Handgriff, Ausfließen der Salzsäure, erreicht wird. Der Grundgedanke des Apparates ist der Wolfsche Kalkprüfer. Die Eichung des Auffanggefäßes ist nicht in Prozenten, sondern in Kubikzentimetern vorgenommen. Mit Hilfe einer Zahlentafel oder einer Kurve kann der Prozentgehalt unmittelbar abgelesen werden. Die Apparatur leistet für reihenweise Kalziumkarbonatbestimmungen wertvolle Dienste; es fällt dabei vor allem das Handschütteln, die Erwärmung des Entwicklungsgefäßes durch die Handtemperatur weg; ferner ist die Apparatur auf fester Grundplatte so befestigt, daß auf kleinstem Raum und doch übersichtlich und handlich angeordnet mehrere Bestimmungen innerhalb kurzer Zeit ohne nennenswerte Bedienung unter ganz gleichen Bedingungen erledigt werden können. So ist es leicht möglich, daß eine Person 50 bis 100 Bestimmungen an einem Tag ausführt.

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

Unter den maßanalytischen Verfahren der Phosphorsäurebestimmung spielen diejenigen eine bedeutende Rolle, die darauf beruhen, daß bei der Reaktion zwischen den Silber- und Phosphat-Ionen tertiäres Silberphosphat gebildet wird. Geht man in geeigneter Weise vor, so kann man nach Untersuchungen von M. Hegedüs⁷⁾ die Phosphate durch Ermitteln der bei der Bildung tertiären Silberphosphats entstehenden Säuremenge bestimmen, ohne daß anwesende Halogene, Carbonate oder Sulfate stören. Man versetzt die zu untersuchende, Dihydrophosphat enthaltende Lösung im Ueberschuß mit einer Lösung von Silberazetat und filtriert den entstandenen Silberphosphat-Niederschlag ab. Im Filtrat wird das überschüssige Silber mit Kochsalz gefällt; die zwei Äquivalente Essigsäure werden unter Anwendung von Phenolphthalein mit 0,1 n-Natron-lauge titriert. Die Maßflüssigkeit muß auf etwa 0,1 g Kaliumdihydrophosphat eingestellt werden. Ammoniumsalze sind vor der Bestimmung zu zerstören; Erdalkalien und Erden stören.

Zur Bestimmung und Trennung von Chrom, Eisen, Aluminium und Phosphor hat K. K. Järvinen⁸⁾ verschiedene Verfahren der Oxydation des Chromi-Ions zu Chromat geprüft und miteinander verglichen. Dabei wurde gefunden, daß die Oxydation mit Brom unter bestimmten Versuchsbedingungen wohl am schnellsten und besten zum Ziele führt. Will man durch einmalige Fällung das Chromat von den übrigen Bestandteilen trennen, so können diese wegen Okklusion nicht als Hydroxyde gefällt werden. Fällt man dieselben aber in Gegenwart von Phosphorsäure als Phosphate, so wird kein Chromat mitgerissen, und die Trennung ist vollständig. Järvinen schlägt ein neues Verfahren zur Bestimmung des Eisens vor, das praktisch und zu-

⁴⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 869.

⁵⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 869.

⁶⁾ Chem. Fabrik 1928, S. 548.

⁷⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 111/20.

⁸⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 1/16.

¹⁾ Chem. Fabrik 1928, S. 617/9.

²⁾ Ann. Inst. polytechn. Ural 6 (1927) S. 355/7; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2042.

³⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 868/9.

verlässig scheint. Die beliebig verdünnte Ferrisalzlösung wird mit Kaliumjodid versetzt und das durch Kochen frei gewordene Jod in Natronlauge aufgefangen, worin es nach dem Ansäuern mit Thiosulfat titriert wird. Hierzu muß eine besondere Apparateanordnung ohne irgendwelche Schlauch- oder Schliffverbindungen benutzt werden.

Sind etwa 0,1 g Chrom und ebensoviel oder mehr Eisen und Aluminium und etwas Phosphorsäure in etwa 100 bis 200 cm³ Lösung, so oxydiert Järvinen erst das Chromion mit Brom. Man löst 1 bis 2 cm³ Brom in der Lösung und fügt langsam unter Schütteln 2 n-Natronlauge in kleinem Überschuß hinzu. Nach $\frac{1}{4}$ h wird der Niederschlag in möglichst wenig Salzsäure gelöst und wieder langsam alkalisch gemacht. Nach einiger Zeit wird auf dem Wasserbade erwärmt und nach dem Ansäuern und Verdünnen auf etwa 200 bis 300 cm³ mit 50 bis 100 cm³ Wasser das Brom fortgekocht. Als Reagens benutzt man feuchtes Kaliumjodid-Stärkepapier. Zu der heißen Lösung setzt man eine wenigstens dem Eisen- und Aluminiumgehalt äquivalente Menge (10 bis 20 cm³) 2 n-Ammoniumphosphat und fällt tropfenweise mit konzentriertem Ammoniak. Die gekühlte Lösung füllt man auf 200 bis 500 cm³ auf und filtriert. Die Hälfte des Filtrats säuert man stark mit Schwefelsäure an, so daß etwa 5 cm³ konzentrierte Säure auf 100 cm³ kommen, und titriert kalt mit 0,1 n-Natriumthiosulfatlösung, von der 1 cm³ 1,733 mg Chrom entspricht. Den Niederschlag, den man nicht auszuwaschen braucht, kann man zur Bestimmung des Eisens benutzen; jedoch kann man dazu auch einen neuen Anteil der Lösung nehmen. Der Niederschlag wird in Salzsäure gelöst, die anhaftenden kleinen Mengen von Chromat werden mit möglichst wenig Natriumbisulfid reduziert, das Eisen wird mit einigen Kubikzentimetern Bromwasser oxydiert und das überschüssige Brom fortgekocht. Die 100 bis 200 cm³ betragende Lösung wird in eine 500-cm³-Retorte ohne Tubulus gebracht und mit 1 bis 2 g Kaliumjodid versetzt. Das Jod wird in eine Vorlage, die 50 cm³ Wasser und 10 cm³ 2 n-Natronlauge enthält, mit 50 bis 100 cm³ Wasser überdestilliert. Man destilliert noch 5 bis 10 min, nachdem die violetten Dämpfe verschwunden sind. Das Retortenrohr muß die ganze Zeit in die Lösung eintauchen, so daß kein Verlust an Jod entsteht. Ist alles Jod in etwa $\frac{1}{4}$ h überdestilliert, wird die Vorlage abgekühlt, der Inhalt angesäuert und das Jod mit 0,1 n-Thiosulfatlösung titriert. 1 cm³ davon entspricht 1,861 mg Eisen. Die Phosphorsäure bestimmt man in einem Anteil der Lösung gesondert und berechnet das Aluminium aus der Differenz. Hierzu fällt man alle Bestandteile in einem besonderen Anteil mit Ammoniak oder nach dem Nitritverfahren und erhält so die Summe der Oxyde und Phosphate der Metalle.

In einem Beitrag zur analytischen Chemie des Wolframs bringt V. Spitzin⁹⁾ Bemerkungen zu dem Verfahren der Bestimmung des Wolframs als Merkurowolframat. Hiernach liefert dieses Verfahren in neutraler wolframsaurer Lösung bei Fällung mit einer ohne Zusatz von Salpetersäure bereiteten Merkuronitratlösung quantitative Werte, ohne jede nachträgliche Behandlung des Niederschlages. Nach dem Ausfällen von Merkurowolframat in saurer Lösung kann auch ein Alkalischemachen keine quantitative Ausscheidung von Wolframsäure herbeiführen. Die Ursache dieser Erscheinung ist anscheinend die Tatsache, daß der Merkurowolframatniederschlag durch die Säure zersetzt wird, wobei sich lösliches Quecksilbermetawolframat und freie Wolframsäure bildet.

In einem zweiten Beitrag über das gleiche Arbeitsgebiet bringen V. Spitzin und L. Kaschtanoff¹⁰⁾ eine quantitative Analyse von Wolframverbindungen auf trockenem Wege. Auf Grund ihrer Untersuchungen kann das Glühen bestimmter Wolframverbindungen im Wasserstoff- oder Chlorwasserstoffstrom für die quantitative Analyse dieser Verbindungen nutzbar gemacht werden, und zwar kann durch geeignete Verbindung des Glühens von Wolframat und Wolframbronzen im Wasserstoff- und Chlorwasserstoffstrom eine quantitative Bestimmung von Wolfram, Natrium und Sauerstoff, d. h. eine vollständige quantitative Analyse, ausgeführt werden. Weiterhin stellt das Glühen metallischen Wolframpulvers im sauerstofffreien Chlorwasserstoffstrom bei 550 bis 600° ein empfindliches Bestimmungsverfahren von Wolframoxiden im metallischen Wolfram dar.

Zu den raschesten Bestimmungen des Molybdäns in Stahl gehört die Reduktion der Molybdänsäure durch Zink. Nachprüfungen von J. Kassler¹¹⁾ über dieses vielfach abgelehnte Verfahren ergaben, daß die Reduktion der Molybdänsäure mit Zink pulv. gross. (Merc's) empfohlen werden kann. Bei Ver-

wendung von 10 g dieses Zinkmetalles und 30 cm³ freier Schwefelsäure (1 : 1) bei 300 cm³ gesamtter Flüssigkeitsmenge wird in 15 min eine quantitative Reduktion erzielt. Allenfalls vorhandenes Vanadin ist unschädlich, da es mit dem Eisen gleichzeitig ausgefällt wird. Das Wolfram muß vor der Ausfällung des Eisens abgeschieden werden. Chrom und Nickel können vorhanden sein. Chloride und Sulfate sind zulässig, Nitrate müssen ausgeschlossen bleiben. Die Dauer einer Bestimmung beträgt 50 bis 60 min; sie eignet sich infolge der leichten Durchführbarkeit und leichten Ueberwachung sowohl für Einzelanalysen als auch besonders für Reihenanalysen.

Das von A. T. Etheridge¹²⁾ angegebene Verfahren zur Vanadinbestimmung im Stahl besteht in der Entfernung des Eisens und anderer störender Metalle, so daß eine Vanadinlösung zurückbleibt, in der Vanadin durch Titration mit Kaliumpermanganat bestimmt wird. Dies kann in zwei Arbeitsgängen ausgeführt werden: Entfernung des Eisens als Chlorid durch die Aetherausschüttelung und daran anschließend die Fortschaffung des Restes der störenden Metalle durch Elektrolyse über einer Quecksilberkathode. Nach der bekannten Aetherausschüttelung enthält die Lösung neben Vanadin etwas Eisen und mit Ausnahme von Molybdän alle Legierungsmetalle des Stahles. Zur Oxydation irgendwelchen organischen Stoffes von der Aetherbehandlung werden wenig Salpetersäure und dann 25prozentige Schwefelsäure zugegeben und bei einer möglichst niedrigen Temperatur bis zum Auftreten von Dämpfen eingedampft. Nach dem Abkühlen werden die Sulfate in 100 cm³ Wasser gelöst, die Kieselsäure durch Abfiltrieren entfernt, mit Ammoniak neutralisiert und mit 15 Tropfen 25prozentiger Schwefelsäure angesäuert. Die Flüssigkeit wird dann in den elektrolytischen Behälter eingebracht, 1 g Hydrzinsulfat zugegeben und die Elektrolyse bei 4 A mit rotierender Platinnetz-Anode ausgeführt. Chrom ist das am schwersten zu entfernende Metall. Es ist festgestellt worden, daß 0,75 g der größte Betrag ist, der in einem Tag entfernt werden kann. Während der Elektrolyse ist es notwendig, die gebildete Säure mit Ammoniak zu neutralisieren, doch darf nicht zu viel Ammoniak angewandt werden. Die Elektrolyse dauert 6 h. Dann wird die Lösung abgehoben und Spuren von gelöstem Quecksilber mit Schwefelwasserstoff entfernt. Hierauf folgt dann die eigentliche Titration.

Ein von B. S. Evans und S. G. Clarke¹³⁾ mitgeteiltes neues Fällungsverfahren zur Bestimmung von Vanadin und seine Anwendung zur Analyse von Stahl beruht auf der Fällung des Vanadins als Ferrozyanid, die quantitativ erfolgt. Der Niederschlag ist strohgelb, flockig, erscheint auf dem Filter bräunlich und ist unlöslich in Mineralsäuren. Das Verfahren erfordert, mit Ausnahme des Nickels, nicht die Abscheidung irgendeines anderen Grundstoffes, da diese die Ausfällung des Vanadins nicht behindern. Das Verfahren ist bei 5 g Einwaage genau bis hinab auf etwa 0,1% V. Unterhalb dieser Menge (0,005 g) werden die Ergebnisse ungenau, was aber unwesentlich ist, da solch geringe Mengen meist ohne praktischen Wert sind. Bei der Ausarbeitung des Verfahrens gelang auch die quantitative Ueberführung des Eisens aus dem Ferrizustand in den Ferrozustand durch Reduktion, z. B. mit Natriumsulfid, in alkalischer Zitratlösung und in Gegenwart eines Zyanids.

Bei der kolorimetrischen Bestimmung von Titan nach dem Wasserstoffsuperoxyd-Verfahren kann nach F. G. Germuth¹⁴⁾ bei Gegenwart von Phosphaten eine leichte Verfärbung eintreten, so daß man Korrekturen einsetzen muß. Gibt man bei Temperaturen zwischen 20 und 50° 1 cm³ 0,1prozentige Uranazetatlösung auf je 0,1 mg Titan zu der sauren Lösung, so tritt die Verfärbung nicht ein; diese Schutzwirkung ist unabhängig von der vorhandenen Menge Phosphorsäure oder Phosphat.

W. Kuebler, W. Shaneman, J. Gallagher und B. Ingram¹⁵⁾ geben die Analyse korrosionsbeständiger Stähle bekannt. Der Gesamtkohlenstoff wird durch Verbrennung mit Bleioxyd bestimmt. Zur Manganbestimmung löst man bei Stählen mit viel Chrom und wenig Nickel in Schwefelsäure (1 : 4), bei Stählen mit viel Chrom und viel Silizium in Schwefelsäure (1 : 4) unter zeitweisem Zusatz von wenig Flußsäure und bei Stählen mit viel Chrom und viel Nickel unter Zusatz von 10 cm³ konzentrierter Salpetersäure und zeitweise einigen Tropfen Flußsäure. Man wählt zur Manganbestimmung je nach

¹²⁾ Analyst 53 (1928) S. 423/8; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2044/5.

¹³⁾ Analyst 53 (1928) S. 475/86; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2270.

¹⁴⁾ J. Am. Chem. Soc. 50 (1928) S. 1910; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 1131.

¹⁵⁾ Chemist Analyst 17 (1928) S. 6/8; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2044.

⁹⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 433/40.

¹⁰⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 440/57.

¹¹⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 457/66.

dem Gehalt eine Einwage von 1 bis 2,5 g, oxydiert mit Salpetersäure, verdünnt, neutralisiert fast mit Soda und vollständig in einem Meßkolben mit aufgeschlämmtm Zinkoxyd, verdünnt bis zur Marke und schüttelt gut durch. Ein Teil wird abfiltriert und nach dem Persulfatverfahren untersucht. Zur Phosphorbestimmung löst man 2 g in 75 cm³ Salpetersäure (1 : 1), gibt zeitweise einige Tropfen Flußsäure hinzu und stellt fest, ob alles Chrom in Lösung ist. Hierauf wird mit Wasser verdünnt, mit Kaliumpermanganat oxydiert, reduziert und in bekannter Weise der Phosphor gefällt. Zur Silizium-, Nickel- und Wolframbestimmung werden 1 bis 2 g der Probe in 50 cm³ Salzsäure (1 : 1) gelöst, zur Trockne eingedampft, mit konzentrierter Salzsäure aufgenommen, mit Salpetersäure oxydiert und schließlich die Kieselsäure ermittelt. Bei Wolfram muß die Lösung zuerst oxydiert und dann zur Trockne eingedampft werden. Nickel wird im Filtrat mit Dimethylglyoxim bestimmt. Zur Chrombestimmung werden 0,5 bis 1 g in 40 cm³ Schwefelsäure (1 : 4) gelöst, mit Salpetersäure oxydiert und bis zum Ausschleiden von Salzen eingedampft. Nach dem Abkühlen wird mit 250 cm³ Wasser aufgenommen, gekocht, 10 cm³ Silbernitratlösung und dann Ammoniumpersulfat zugegeben. Ist die Oxydation beendet, so wird nach Zusatz von 5 cm³ Salzsäure (1 : 1) durch 5 min langes Kochen reduziert. Hierauf wird mit Ferrosulfat titriert. Vanadin wird elektrometrisch ebenfalls mit Ferrosulfat bestimmt. Zur Kupferbestimmung wird der Stahl wie bei der Chrombestimmung gelöst und nach starker Dampfentwicklung Natriumthiosulfat zugegeben. Molybdän läßt sich am besten als Bleimolybdat bestimmen. Die angegebenen Verfahren sind solche, wie sie täglich im Betriebslaboratorium ausgeführt werden.

Nach einer Uebersicht über die früheren, die Bestimmung des Kaliums als Kaliumperchlorat behandelnden Arbeiten gibt A. Torstensen Dalsgaard¹⁶⁾ auf Grund eigener Versuche folgendes Verfahren als das geeignetste an: Die zu prüfende Probe wird mit dem 1/2fachen der theoretischen Menge etwa 20prozentiger Ueberchlorsäure auf freier Flamme ungefähr zur Trockne gebracht, der Rückstand nach dem Abkühlen in Wasser, das mit etwa 1 cm³ 20prozentiger Ueberchlorsäure versetzt ist, gelöst und abermals zur Trockne gebracht. Darauf wird der Rückstand 15 bis 30 min mit absolutem Alkohol verrührt, die Flüssigkeit durch ein Jenaglasfilter dekantiert, mit wenig 0,2 Volumprozent einer 60- bis 70prozentigen Ueberchlorsäure enthaltendem 96prozentigem Alkohol behandelt, die Flüssigkeit ebenfalls abdekantiert, der Niederschlag in wenig Wasser gelöst, zur Trockne gebracht und mit Hilfe von Ueberchlorsäure und Kaliumperchlorat enthaltendem Alkohol auf das Filter gebracht. Die Trocknung erfolgt in 30 bis 45 min bei 150 bis 200°.

Nach Untersuchungen von W. R. Kerr und E. B. Read¹⁷⁾ ist durch direktes Aufschließen mit Bisulfat eine sehr schnelle Bestimmung von Eisen und Titan in feuerfesten Tonen möglich, jedoch ist das Verfahren nicht bei kieselsäurereichen und gebrannten Tonen anwendbar. Ein schnelles, genaues und bei allen Arten genannter Stoffe brauchbares Verfahren besteht in der Behandlung der Probe mit Flußsäure und Schwefelsäure mit nachfolgendem Lösen in Salzsäure. Sodann wird mit Ammoniak gefällt, der Rückstand mit Kaliumbisulfat aufgeschlossen und Eisen und Titan titrimetrisch bestimmt.

G. E. F. Lundell und J. I. Hoffman¹⁸⁾ haben eine Nachprüfung der Einzelheiten der Analyse von Bauxit und feuerfesten Stoffen mit hohem Aluminiumgehalt vorgenommen und festgestellt, daß eine genaue Analyse dieser Stoffe weit schwieriger ist, als allgemein angenommen wird. Als Fehlerquellen wurden ungeeignetes Trocknen von Bauxit und die Schwierigkeit des Inlösungbringens von gebrannten feuerfesten Stoffen herausgefunden. Die Forscher geben ein Schiedsverfahren zur Bestimmung von Kieselsäure, Tonerde, Phosphorsäure, Chromoxyd, Vanadinpentoxyd, Eisenoxyd, Titansäure, Zirkonerde, Kalk und Magnesia bekannt. 2 g der getrockneten Probe werden in Schwefelsäure, Salpetersäure und Flußsäure gelöst und ein noch vorhandener Rückstand mit wenig Natriumkarbonat aufgeschlossen. Die Schmelze wird in Schwefelsäure gelöst und die Lösung mit dem Hauptfiltrat vereinigt. Die Gesamtlösung wird in drei aliquote Teile geteilt, und in einem Teil werden Tonerde, Eisenoxyd, Titansäure, Zirkonerde, Phosphorsäure, Vanadinpentoxyd und etwa vorhandenes Chromoxyd mit Ammoniak gefällt, im zweiten Eisenoxyd, Titansäure, Zirkonerde und Vanadinpentoxyd mit Kupferron gefällt, und im dritten wird schließlich die Phosphorsäure bestimmt. Die Tonerde wird dann durch Unterschiedsrechnung gefunden.

4. Metalle und Metallegierungen.

In schwach ammoniakalischer Lösung kann man das Blei mit Hilfe einer wässrigen oder alkoholischen Lösung von Oxychinolin ausfällen. Nach Versuchen von V. Marsson und L. W. Haase¹⁹⁾ ist diese Bestimmung gut verwendbar bei größeren Konzentrationen; bei sehr geringen Mengen können die auftretenden Fehler infolge der beachtlichen Löslichkeit des Bleioxichinolats selbst bei Zimmertemperatur und Gegenwart eines Ueberschusses von Oxichinolin ziemlich erheblich sein, wodurch die einwandfreie Bestimmung sehr geringer Mengen in Frage gestellt wird.

Das Ziel einer umfangreichen Arbeit von E. Brennecke²⁰⁾ war die Ermittlung der Umstände, unter denen sich eine genaue schnellelektrolytische Trennung von Kadmium und Zink aus schwefelsaurer Lösung sicher ausführen läßt. Es liegen bisher im Schrifttum zwar eine Anzahl Anweisungen vor, um diese Metalle aus schwefel-, essig- oder salzsaurer Lösung oder auch aus der komplexen Oxalat- oder Zyanidlösung schnellelektrolytisch zu trennen, aber sie sind auf mehr oder weniger empirischem Wege gefunden worden, ohne genaueres Eingehen auf die Fällungsbedingungen. In der vorliegenden Arbeit wurde deshalb die schwefelsaure Lösung der Sulfate für die Trennung bevorzugt, weil in einer solchen die Abscheidungsverhältnisse am einfachsten sind. Auf Grund der erhaltenen Ergebnisse ist die Kadmiumabscheidung aus schwefelsaurer Lösung, sowie auch aus essigsaurer und Zyanidlösung, nie ganz vollständig. Der in der Lösung bleibende Kadmiumrest kann durch Zusatz von konzentriertem Ammoniak unmittelbar vor dem Auswaschen auf 0,4 bis 0,8 mg erniedrigt werden. Trotz dieses Restes ist der gefundene Kadmiumwert meist etwas zu hoch. Dies ist einerseits auf oxydierende Verunreinigungen des gewöhnlichen Aethers zurückzuführen und anderseits wahrscheinlich auf Oxydation des feuchten Kadmiums an der Luft. Durch Anwendung von amalgamierten Messingdraht- oder mit Kupferamalgame überzogenen Platindraht-Netzelektroden läßt sich weder die Kadmiumabscheidung vervollständigen, noch die Oxydation verhindern. Für die Bestimmung von Zink aus Ammoniumsulfat enthaltender Lösung sind Kupferamalgamelektroden nicht brauchbar, da sich an diesen leicht zersetzliches Ammoniumamalgame bildet. Auch die Abscheidung des Zinks aus Zinkatlösung mit verkupferter Kathode gibt keine zuverlässigen Werte. In Gegenwart von Ammoniumsulfat läßt sich Zink am besten aus Azetatlösung abscheiden. Kohlenstoff ist in den so erhaltenen Niederschlägen nicht nachweisbar. 0,2 g Kadmium lassen sich von einer gleich großen Zinkmenge aus einer Lösung, die auf 100 cm³ 10 cm³ 2 n-Schwefelsäure enthält, mit 3,00 und 2,80 V in 2 bzw. 25 min befriedigend trennen, wenn auch nicht vollständig. Das Kadmium enthält meist eine geringe Menge Zink, und in der Zinklösung läßt sich stets etwas Kadmium nachweisen. Beide Reste können durch eine entsprechende Korrektur berücksichtigt werden. Sind 0,05 g Kadmium von etwa 0,16 g Zink zu trennen, so empfiehlt es sich, entweder nach Zusatz von 12 cm³ 2 n-Schwefelsäure nur mit 2,80 V Badspannung 25 min oder aber nach Zusatz von 10 cm³ 2 n-Schwefelsäure mit 2,80 V 6 min und mit 2,70 V 35 min zu elektrolysieren. Um 0,05 g Kadmium von 1 g Zink zu trennen, elektrolysiert man am besten nach Zusatz von 12 cm³ 2 n-Schwefelsäure mit 2,74 V 10 min und mit 2,70 V 20 min. Bei Kadmiummengen von etwa 0,4 g wird leicht zu wenig Kadmium gefunden, da es sich in diesem Falle lockerer abscheidet und dadurch die Ueberspannung des Wasserstoffs zu niedrig wird, außerdem aber auch mehr Säure während der Elektrolyse entsteht als bei 0,1 bis 0,2 g Kadmium.

Die Bestimmung und Trennung des Wismuts mittels Kupferron kann nach A. Pinkus und J. Dernies²¹⁾ in neutralen und sauren Lösungen vorgenommen werden, wobei das Wismut als gelblichweißer, flockiger, schwerer Niederschlag ausfällt. Der Niederschlag zeigt nur eine geringe Löslichkeit in Wasser. Salzsäure und Salpetersäure. Die im Ueberschuß des Fällungsmittels noch weniger lösliche Verbindung von der wahrscheinlichen Formel (C₆H₅O₂N₂)₂ Bi geht bei mäßigem Glühen in Wismuttrioxyd, Bi₂O₃, über. Zur Wismutbestimmung fällt man die nicht mehr als 1 Grammäquivalent Salzsäure oder Schwefelsäure im Liter enthaltende Wismutlösung mit dem 1,5fachen der theoretischen Menge eintropfender 5prozentiger wässriger Kupferronlösung, filtriert, wäscht mit 0,1prozentiger Kupferronlösung aus, erhitzt im Tiegel allmählich auf 700° bis zum Verschwinden allen Kohlenstoffs, versetzt zur Auflösung metallischer Wismutteilchen mit wenig Salpetersäure, glüht nochmals bei etwa

¹⁶⁾ Dansk Tidsskr. Farmaci 2 (1928) S. 257/73; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2269/70.

¹⁷⁾ J. Am. Ceram. Soc. 11 (1928) S. 845/50.

¹⁸⁾ Bur. Standards J. of Research 1 (1928) S. 91/104.

¹⁹⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 993/5.

²⁰⁾ Z. anal. Chem. 75 (1928) S. 321/71.

²¹⁾ Bull. Soc. chim. Belg. 37 (1928) S. 267/83; nach Chem. Zentralbl. 99 (1928) Bd. II, S. 2670.

700° und wägt als Wismuttrioxyd. Mit diesem Verfahren ist Wismut praktisch quantitativ zu trennen von allen Kationen, die durch Kupferron in Gegenwart starker Säuren nicht gefällt werden, d. i. Silber, Quecksilber, Blei, Kadmium, Zink, Arsen, Antimon, Aluminium, Chrom, Mangan, Nickel, Kobalt. Blei und Kadmium werden durch Kupferron in neutraler Lösung quantitativ gefällt.

Das von H. Krug²²⁾ beschriebene Verfahren zur Schnellanalyse von normalem Rotguß (Bronze, Messing u. dgl.) bietet die Möglichkeit, rasch und zuverlässig zu analysieren, ohne schnellelektrolytisch arbeiten zu müssen. Der Vorteil des Verfahrens ist darin zu erblicken, daß, nach der Abscheidung des Zinns als Zinnsäure in einer größeren Einwaage, die anderen Metalle, Blei, Kupfer, Eisen, Mangan und Zink, in Teilen der Stammlösung nebeneinander festgestellt werden können. Durch entsprechendes Ineinander- und Nebeneinanderarbeiten während der Ausführung der einzelnen Bestimmungen gelingt es leicht, einen normalen Rotguß in 5 bis 6 h zu analysieren. Ferner gestattet das geschilderte Verfahren nicht nur allein die rasche Durchführung der Gesamtanalyse, vielmehr können nach der Abtrennung des Zinns als Zinnsäure bequem einzelne bestimmte Legierungsbestandteile ermittelt werden, ohne daß mit Ausnahme des Zinks langwierige Trennungen notwendig werden.

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

Das bekannte Verfahren von Eschka zur Bestimmung des Gesamtschwefels in Kohle, das im Schrifttum dauernd im Vordergrund steht, eignet sich gut für Kohlen mit kleinerem Gehalt an Gesamtschwefel. Es hat aber einige Nachteile, die im Schrifttum teils gar nicht, teils nicht genügend erwähnt werden. Vor allem gibt es zu niedrige Werte. Das macht sich bei kleineren Schwefelgehalten nicht besonders bemerkbar, wohl aber sehr stark, wenn es sich um hohe oder gar ungewöhnlich große Schwefelgehalte handelt. Auf der Suche nach einem auch für schwefelreichste Kohlen geeigneten Verfahren prüfte O. Hackl²³⁾ die Anwendung der für die Schwefelbestimmung in Sulfiden benutzten Sinteroxydation mit Soda und Permanganat auf Kohle, was mit bestem Erfolg gelang. Nach mehrfachen verschiedenen Abänderungsversuchen wurde folgendes Verfahren beibehalten. 1 g Kohlenpulver wird im Eisentiegel ohne Deckel mit 8 g einer Mischung aus gleichen Teilen Soda und Permanganat gut gemischt, worauf man noch mit etwa 2 bis 3 g der Mischung überschichtet. Dann wird hoch über einer kleinen Flamme einige Zeit getrocknet, schwach erhitzt, darauf nur langsam die Temperatur gesteigert, weil sonst zu leicht ein plötzliches Verpuffen und ein Verlust eintritt, und schließlich etwa $\frac{1}{2}$ h lang geglüht. Nach dem Erkalten extrahiert man mit etwa 100 bis 150 cm³ heißem Wasser (bei etwaiger Färbung von noch vorhandenen Mangansäuren unter Zusatz von einigen Tropfen Alkohol), filtriert und wäscht mit wenig Soda enthaltendem Wasser sulfatfrei aus. Hierzu ist ein Blaubandfilter zu empfehlen. Trotzdem ist manchmal ein wiederholtes Aufgießen wegen Trübung des Filtrats notwendig; ein gesondertes Auffangen des Waschwassers ist deshalb ratsam. Filtrat samt Waschwasser werden dann mit Salzsäure schwach angesäuert und der Schwefel mit Bariumchlorid gefällt.

K. Bunte und W. Zwieg²⁴⁾ haben eine große Zahl von Versuchen zur Bestimmung der Heizwertzahl von Gaskohlen nach dem Verfahren von Geipert ausgeführt, um die Brauchbarkeit dieses Verfahrens zu prüfen. Zu diesen Versuchen wurden in den meisten Fällen Kohlenproben verwendet, die bereits betriebsmäßig entgast worden waren. Auf diese Weise mußte sich am zuverlässigsten feststellen lassen, ob das Verfahren Werte ergibt, die den im Ofenbetrieb erhaltenen gleich sind oder zum mindesten ausreichend nahekommen. Geipert²⁵⁾ entgast unter Verwendung einer aus Quarz gefertigten senkrechten Retorte in einem auf genau 1100° geheizten und gegen Wärmeabstrahlung gut isolierten Ofen dreimal je 10 g zu Tabletten gepreßte Kohle, fängt nach Abfiltrieren des Teeres in Glaswolle oder Watte das bei den drei Entgasungen erzeugte Gas in je einem in Sperrwasser eintauchenden Meßkolben auf und bestimmt nach Ueberleiten des Gases in eine 12 l fassende Meßflasche dessen Heizwert mit dem Junkers-Kalorimeter. Gasausbeute und Heizwert sind bekanntlich durch den Grad der Zersetzung des Teeres und der Kohlenwasserstoffe des Gases bedingt, und dieser ist von der Temperatur des Entgasungsraumes, von dem Weg, den das Rohgas in diesem Ueberhitzungsraum zurückzulegen hat, und von der Geschwindigkeit der Gasentwicklung ziemlich stark abhängig. Geipert hat diese Verhältnisse so gegeneinander abge-

stimmt, daß sie den Verhältnissen im Gaserzeugungsbetrieb entsprechen. Die absolut genaue Einhaltung der von Geipert festgelegten Versuchsbedingungen ist allerdings die unerläßliche Voraussetzung für die Erzielung gleichmäßiger und richtiger Ergebnisse. Auf Grund der bei ihrer Nachprüfung gesammelten Erfahrungen sagen Bunte und Zwieg aus, daß sich das Geipertsche Verfahren bei genauer Einhaltung der Arbeitsweise als eine zuverlässige Bestimmung für die Heizwertzahl einer Gaskohle erweist.

So begrüßenswert an sich das Bestreben der Vereinheitlichung und Präzisierung der Prüfverfahren und Prüfapparaturen ist, so darf dieses Bestreben doch nicht dahin führen, daß an Stelle bisher schon benutzter Verfahren oder Prüfgeräte neue, verwickeltere gesetzt werden, deren Anwendung zwar mit erhöhten Kosten verknüpft ist, mit denen sich aber genaue Prüfwerte nicht erreichen lassen. M. Friedebach²⁶⁾ unterzieht unter diesen Gesichtspunkten die Schlüterschen Vorschläge zur Vereinheitlichung der Oelprüfungsverfahren, und zwar über die Einführung eines neuen Flammpunktprüfers²⁷⁾ einer kritischen Prüfung und kann sich nicht in allen Punkten mit ihnen einverstanden erklären. Friedebach streitet nicht ab, daß vielfach bei Flammpunktprüfungen, die an dem gleichen Oel von verschiedenen Prüfstellen vorgenommen wurden, außerhalb des Prüffehlers von $\pm 2,5^\circ$ liegende Werte erhalten wurden. Diese unzulässigen Abweichungen lagen seiner Ansicht nach aber nicht in der Apparatur begründet, vorausgesetzt, daß die gleiche Art von Apparaten verwandt wurde, sondern hing von der Sorgfalt ab, mit der die Prüfung vorgenommen wurde. Zu bemerken ist hierbei allerdings noch, daß bei der Prüfung die mittlere Temperatur des in dem Tiegel befindlichen Oeles und nicht die einer willkürlich herausgegriffenen Schicht mit ungewöhnlich hoher oder tiefer Temperatur zu messen war. Dieses letzte ist aber seit Jahren vom Staatlichen Materialprüfungsamt gemacht worden, und auch die Oelindustrie hat dieses Verfahren zum Teil gebilligt. Das Materialprüfungsamt stellte die Quecksilberkugel des Thermometers 2 mm vom Boden und von der Wand entfernt auf und bekam so andere, und zwar höhere Werte als andere Stellen, bei denen die mittlere Oeltemperatur gemessen wurde. Nachdem man sich nun kürzlich im deutschen Verband für die Materialprüfungen der Technik dahin geeinigt hat, die Festlegung des Abstandes der Thermometerkugel mit 2 mm von Tiegelboden und -wand fallen zu lassen und dafür 5 mm vorzuschreiben, entfällt jeglicher Grund für die von Schlüter geforderte Festlegung der Thermometerstellung und damit auch für die Einführung des von ihm entworfenen Flammpunktprüfers. Wie nämlich zu wiederholten Malen durch Versuchsreihen festgestellt wurde, entspricht die im Abstände von 5 mm von Tiegelboden und -wand gemessene Temperatur etwa der mittleren Oeltemperatur. Diese mittlere Oeltemperatur ist aber, abgesehen von den äußersten Wand-, Boden- und Oberflächenschichten, in der gesamten Oelmenge praktisch gleich. Hiermit erübrigt sich die auf Millimeter genaue Festlegung der Thermometerstellung, und somit werden auch die damit unmittelbar in Zusammenhang stehenden von Schlüter hervorgehobenen Verbesserungen des Flammpunktprüfers hinfällig. Ueberflüssig wird das Einstellen des Abstandes der Thermometerkugel mit der Lehre. Ueberflüssig wird auch das Festklemmen des Thermometers in der Metallhülse, eine Handhabung, die häufig bei etwas zu festem Anziehen der Befestigungsschraube seinen Bruch während der Prüfung herbeiführt. Die Bedenken, die Schlüter gegen eine senkrecht oder schräg nach unten brennende Zündflamme hat, teilt Friedebach nicht ganz. Die Gewähr, daß bei dieser Flamme durch Schwankungen des Gasdruckes eine Verlängerung der Zündflamme und damit die Möglichkeit einer örtlichen Ueberhitzung des Oeles gegeben ist, besteht in gleicher Weise bei der wagerecht gelagerten Flamme. Diese Schwierigkeit läßt sich aber umgehen, wenn man die Zündflamme aus einem Laboratoriumsgasometer speist, der ein Einhalten eines gleichbleibenden Gasdruckes sicherstellt.

Bei allen Flammpunktprüfungen ist es, um einheitliche Ergebnisse zu erzielen, notwendig, bei der Prüfung Sorgfalt auf genaue Einhaltung des vorgeschriebenen Temperaturanstiegs von 2 bis 5° je min während des Erhitzens, die richtige Einstellung der Zündflammenlage und die Festlegung der Stellung der Zündflamme zu legen. Die Erfüllung der ersten Forderung ist völlig von der Geschicklichkeit und Sorgfalt der die Prüfung vornehmenden Person abhängig. Gleichbleibende Größe der Zündflamme ist bei Regelung des Gasdruckes durch einen Laboratoriumsgasometer gewährleistet. Zweckmäßig wäre hier noch eine Vorschrift über die Größe des Gasdruckes, da bei verschiedenen

²²⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 842.

²³⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 933/4.

²⁴⁾ Gas Wasserfach 71 (1928) S. 629/31.

²⁵⁾ Gas Wasserfach 69 (1926) S. 861; 70 (1927) S. 15.

²⁶⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 964/6.

²⁷⁾ Chem.-Zg. 52 (1928) S. 261; vgl. St. u. E. 48 (1928) S. 1554.

Drücken die Flamme leicht infolge der Wärmeströmungen der Luft verschieden stark nach oben abgelenkt wird, und somit auch wieder voneinander abweichende Prüfungsergebnisse die Folge wären.

6. Sonstiges.

G. Scheibe und A. Neuhäusser²⁸⁾ führten Versuche aus über die Schnellbestimmung von Legierungsbestandteilen in Eisen durch quantitative Emissionsspektalanalyse. Sie kommen zu der Feststellung, daß technische Analysen mit genügender Genauigkeit nach dem spektrographischen Verfahren ausgeführt werden können, wobei die geringe Zeit und der Verbrauch von sehr wenig Probegut ins Gewicht fallen. Für die Siliziumbestimmung in Eisen z. B. beträgt die benötigte Zeit vom Einspannen der Elektroden bis zum Endergebnis 15 bis 20 min. Bei Reihenanalysen verringert sich die Zahl noch erheblich. Die Genauigkeit beträgt $\pm 0,1\%$ für Gehalte von 0,8 bis 4%. Unterhalb 0,8% ist sie noch größer. Durch das Auswerten mehrerer Linienpaare, die bei einer Aufnahme gleichzeitig gewonnen werden, wird die Genauigkeit noch weiter gesteigert.

Die bisherigen Verfahren zur schnellen Bestimmung der Gesamthärte von Wasser beruhen auf der gemeinsamen Titration der Härtebildner mit Seifenlösung, mit einer Lösung von fettsauren Salzen oder mit einer Soda-Aetznatron-Lösung. In vielen Fällen mag es genügen, die Gesamthärte allein zu ermitteln, oft jedoch ist eine getrennte Bestimmung von Kalk- und Magnesiaehärte erforderlich. Als Schnellverfahren hierfür erscheint K. v. Luck und H. J. Meyer²⁹⁾ die Verbindung der maßanalytischen Kalziumbestimmung mit der Fällung des Magnesiums im Filtrat der Oxalatfällung mit Oxochinolin nach R. Berg³⁰⁾ und nachfolgender jodometrischer Titration als der zur Zeit sicherste Weg. Abweichend von dem üblichen maßanalytischen Kalziumbestimmungsverfahren, wobei das Kalzium in ammoniakalischer, ammoniumsalzhaltiger Lösung mit Ammonoxalat gefällt wird, halten v. Luck und Meyer eine Fällung mit Kaliumoxalatlösung allein in neutraler Lösung für günstiger. Diese Art der Kalziumfällung hat vor der heute üblichen Fällung mit Ammonoxalat und Ammoniumchlorid den Vorzug, daß der Kalziumoxalatniederschlag bei den in Trink- und Flußwässern vorkommenden Mengenverhältnissen niemals Magnesiumsalze in praktisch ins Gewicht fallenden Mengen einschließt, ganz gleich, ob Magnesium- oder Kalksalze im Überschuß vorhanden sind. Hinzu kommt, daß ein Zusatz von größeren Mengen Ammoniumsalzen bei der Fällung des Magnesiums mittels Oxochinolins unerwünscht ist. Das Kalzium wird maßanalytisch mit Kaliumpermanganat bestimmt. Ueber das inzwischen genügend weit abgekühlte Filtrat schichtet man dann 2 cm³ einer 2prozentigen alkoholischen Oxochinolinlösung, indem man die Pipette an die Wand des Becherglases anlegt. Nach Verlauf von 5 min erhitzt man zum Sieden. Verschwindet hierbei die gelbe Färbung der über dem Niederschlag stehenden Flüssigkeit, so gibt man möglichst auf einmal weitere Oxochinolinlösung hinzu, bis die überstehende Flüssigkeit deutlich die gelbe Farbe behält. Nach ganz kurzem Aufkochen läßt man erkalten, und etwa nach 1 h wird der Niederschlag abfiltriert. Das Becherglas wird mit 2½prozentigem Ammoniakwasser gut ausgespült und der mit der gleichen Flüssigkeit dreimalig ausgewaschene Niederschlag auf dem Filter mit kalter 8- bis 10prozentiger Salzsäure gelöst und das Magnesium jodometrisch bestimmt. Das an Lösungen nachgeprüfte Verfahren ergab stets gut brauchbare Werte. Nach diesem Verfahren sind durchschnittlich in 1½ h sechs Kalk- und sechs Magnesiaehärten zusammen bestimmt worden. Bei längerer Übung wird man diese Zahl gut auf das Doppelte steigern können. Durch Addition der beiden Härten läßt sich die Gesamthärte errechnen, die auf diesem Wege schnell und sehr genau bestimmt wird. A. Stadeler.

Verfahren zur näherungsweise Bestimmung gewisser physikalischer Eigenschaften nitrierter Schichten.

G. M. Eaton geht in seiner Arbeit¹⁾ von dem Gedanken aus, daß für die Brauchbarkeit einer nitrierten Schicht, besonders für ihren Widerstand gegen Verschleiß, neben großer Härte eine gewisse Zähigkeit erforderlich ist, und erörtert verschiedene Verfahren, nitrierte Schichten auf ihre Härte und Zähigkeit hin zu prüfen. Da beide Eigenschaften innerhalb einer nitrierten Schicht in verschiedenen Abständen von der Oberfläche verschieden sind, ermittelt man die Härtetiefenkurve zweckmäßig an einem Schrägschliff.

Die einfache Feilenprobe ist wegen der raschen Abnutzung der Feile ungenau und gibt keine meßbaren Werte. Auch das Skleroskop gibt keine genaue Messung der Härte und keinen Anhalt über die Zähigkeit des Werkstoffs. Die Brinellkugel aus härtestem Stahl plattet sich auf nitrierten Schichten ab und gestattet keinen Rückschluß auf die Zähigkeit. (Mit der Brinell-

probe mißt man außerdem die durchschnittliche Härte derjenigen Schichten, in welche die Kugel eindringt. Außerdem wird der Wert noch durch die Härte der tiefer liegenden Schichten beeinflusst. Der Berichtersteller.) Die Rockwell-C-Prüfung erstreckt sich bei Belastungen von 150 und 160 kg auf Schichten beträchtlicher Dicke, zeigt aber durch Auftreten von Rissen unter Umständen eine gewisse Sprödigkeit an. Eaton vermutet, daß man keine Unterschiede zwischen harten und spröden Schichten mehr feststellen kann, wenn man auf eine geringe Belastung von etwa 10 kg heruntergeht, um die Härte genauer zu erfassen. Auch Ritzverfahren sind wegen ihrer Umständlichkeit und der mangelnden Umrechnungsmöglichkeit auf bekannte Härtezahlen ungeeignet. Der Herbert-Pendelprüfer mit Diamantkugel eignet sich gut zur Härtemessung nitrierter Schichten, ist jedoch ziemlich schwierig zu handhaben und gibt keinen Anhalt für die Zähigkeit. Als die beste Härteprüfmaschine empfiehlt Eaton diejenige von Vickers. Sie hat zwar auch den Nachteil, daß man den Durchschnitt der Härte aller derjenigen Schichten mißt, in welche die Diamantspitze eindringt. Da der Eindruck jedoch viel weniger tief ist als bei der Brinell- oder Rockwell-C-Probe, so ist die Messung, wenn auch nicht absolut, so doch für praktische Zwecke genau genug. Es wurden an nitrierten Stücken Härten bis zu 1300 Einheiten nach Vickers festgestellt.

Während frühere Versuche Eatons zur Bestimmung der Zähigkeit nitrierter Schichten durch Zerreißversuche nitrierter Proben in Form dünner Drähte, Blechstreifen oder dünnwandiger Rohre sowie Biegeversuche mit dünnen Blechstreifen zu keinem brauchbaren Ergebnis führten, erwies sich die Vickersmaschine geeignet, spröde und zähe Schichten zu unterscheiden, da bei spröden Schichten die Ränder des Eindruckes ausbrechen, während bei zähen, plastisch verformbaren Proben in der Nähe des Eindruckes symmetrische Fließfiguren auftraten.

Ueber die Zusammensetzung der geprüften Stähle, die Versuchsbedingungen bei der Nitrierung und die Abhängigkeit des Verschleißwiderstandes von Härte und Zähigkeit macht Eaton keinerlei Angaben.

In dem anschließenden Meinungsaustausch berichtete V. T. Malcolm u. a. über ausgezeichnete Bewährung von Nitrierstahl für Ventilteller und -sitze bei Temperaturen von 485° und hohen Drücken.

A. Fry.

5. Deutsche Gießereifachaussstellung Düsseldorf 1929.

Der Verein Deutscher Eisengießereien, Gießereiverband, veranstaltet unter Mitwirkung des Vereins deutscher Gießereifachleute in Verbindung mit seiner Hauptversammlung vom 4. bis 22. September 1929 nach vierjähriger Pause in Düsseldorf wieder eine Gießereifachaussstellung unter dem Leitgedanken „Sparsame Wirtschaft im Gießereibetrieb“.

Die Ausstellung wird wie im Jahre 1925 aus einer Lehrausstellung und einer Firmenausstellung bestehen. In der Lehrausstellung soll die Frage der Verbilligung des Gießereibetriebes planmäßig durch Gegenüberstellung von veralteten und neuzeitlichen Verfahren in folgenden einzelnen Betriebsabteilungen dargestellt werden:

- | | |
|--|--|
| I. Betriebswirtschaft. | IV. Metallurgie des Eisens. |
| 1. Organisation der Gießereien. | 1. Rohstoffe. |
| 2. Arbeitsrationalisierung. | 2. Schmelzöfen. |
| 3. Ausbildung des Nachwuchses. | 3. Nachbehandlung (Ueberziehen) der Gußstücke. |
| II. Gießereianlagen und Maschinenwirtschaft. | 4. Glühen und Tempern. |
| 1. Die Entwicklung der Gießerei in geschichtlicher, technischer u. wirtschaftlicher Beziehung. | V. Metallurgie der Nichteisenmetalle. |
| 2. Förderanlagen. | 1. Rohstoffe. |
| 3. Kraftwirtschaft. | 2. Angewandte Metallkunde. |
| 4. Abfallwirtschaft. | VI. Werkstoffabteilung. |
| III. Formgebung. | 1. Werkstoffprüfung. |
| 1. Modellbau einschließlich Holzbearbeitungsmaschinen. | 2. Konstruktion von Gußstücken. |
| 2. Formstoffe. | 3. Gußeisen als Werkstoff. |
| 3. Formerei. | 4. Temperguß. |
| 4. Trocknung der Formen. | 5. Nichteisenmetalle. |
| 5. Putzerei. | |

Im Rahmen der Lehrausstellung wird auch eine „Gießerei im Betrieb“ unter Gegenüberstellung veralteter und neuzeitlicher Einrichtungen gezeigt werden.

Um diese Lehrausstellung soll sich, wie in früheren Jahren, die Firmenausstellung gruppieren.

Zu einem regen Besuch der Ausstellung durch die Fachwelt dürfte die Tatsache beitragen, daß außer dem Verein Deutscher Eisengießereien, Gießereiverband, verschiedene in- und ausländische Fachverbände, darunter das Institute of Metals und der Reichsverband der deutschen Industrie, während der Ausstellung ihre Tagungen in Düsseldorf abhalten.

Die Ausstellung findet in dem geräumigen Kunstpalast und der daran anschließenden Maschinenhalle von 100 m Länge und 36 m Breite statt.

Auskünfte erteilt die Hauptgeschäftsstelle des Vereins Deutscher Eisengießereien, Gießereiverband, Düsseldorf, Breite Str. 29, an die auch Anmeldungen zu richten sind.

²⁸⁾ Z. angew. Chem. 41 (1928) S. 1218/22.

²⁹⁾ Z. angew. Chem. 41 (1928) S. 1281/4.

³⁰⁾ Z. anal. Chem. 71 (1927) S. 23; vgl. St.u.E. 47 (1927) S. 2084.

³¹⁾ Trans. Am. Soc. Steel Treat. 15 (1929) S. 1/35.

Patentbericht.

Deutsche Patentanmeldungen¹⁾.

(Patentblatt Nr. 15 vom 11. April 1929.)

Kl. 1 c, Gr. 14, G 69 350; mit Zus.-Anm. G 71 322 und 71 545. Verfahren zur Aufbereitung von Erzen. Dr. Carl Goetz, Berlin W 15, Xantener Str. 20.

Kl. 7 a, Gr. 12, A 51 108. Bandwalzwerkseinrichtung. Engelhardt Achenbach sel. Söhne, G. m. b. H., Buschhütten (Kr. Siegen i. W.).

Kl. 7 a, Gr. 26, K 109 376. Hin- und hergehendes Fördermittel mit Hub- und Senkbewegung, insbesondere zum Abtragen der auf dem Sammelrost geordneten Walzstäbe bei Kühlbetten. Fried. Krupp, Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau.

Kl. 7 a, Gr. 26, M 104 613. Vorrichtung zum Querfördern von Walzgut. Maschinenfabrik Sack, G. m. b. H., Düsseldorf-Rath.

Kl. 7 b, Gr. 12, E 36 003. Vorrichtung zum Gießen von hohlen Werkstücken, die nach dem Innenziehverfahren ausgestreckt werden sollen. Dr.-Ing. E. H. Heinrich Ehrhardt, Zella-Mehlis.

Kl. 7 b, Gr. 12, P 48 377; Zus. z. Pat. 440 647. Warmziehbank mit auswechselbaren Dornstangen. Preß- und Walzwerk, A.-G., Reisholz.

Kl. 7 f, Gr. 1, E 37 299. Verfahren zur Herstellung von Bandagen. Eisen- und Stahlwerk Hoesch, A.-G., Dortmund.

Kl. 10 a, Gr. 11, O 15 983. Beschickungsvorrichtung für Kammeröfen, insbesondere Koksöfen. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., Bochum, Christstr. 9.

Kl. 10 a, Gr. 17, O 16 494. Einrichtung zum selbsttätigen Löschen von glühendem Koks in einem fahrbaren Löschwagen. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., Bochum, Christstr. 9.

Kl. 10 a, Gr. 35, C 36 997. Verfahren und Vorrichtung zum Schwelen und Verkoken von Brennstoff. Ernst Chur, Köln, Steinfeldergasse 19.

Kl. 10 a, Gr. 36, M 94 996; mit Zus.-Anm. M 97 619. Verfahren zum Verschwelen wasserreicher Brennstoffe unter vorangehender Trocknung. Metallgesellschaft, A.-G., Frankfurt a. M.

Kl. 12 e, Gr. 5, M 101 786. Verfahren zur Abreinigung von Flächen, insbesondere Rohrflächen, von Niederschlägen durch Abstreifer, z. B. zur Abreinigung der Elektroden elektrischer Gasreiniger. Metallgesellschaft, A.-G., Frankfurt a. M., Bockenheimer Anlage 45.

Kl. 18 b, Gr. 10, R 69 752. Verfahren zum Herstellen reinen Eisens. Dr. Hermann van Royen, Hörde, Mühlenberg 17.

Kl. 18 b, Gr. 20, B 129 405. Stahllegierung, insbesondere für Kaltschlag- oder Druckwerkzeuge. Max Baeke, Berlin NW 21, Stromstr. 23.

Kl. 21 h, Gr. 18, D 50 617. Induktionsschmelzofen. Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 24 e, Gr. 11, G 66 300; Zus. z. Anm. B 109 187. Gaserzeuger mit Drehrost. Gesellschaft für Industrie-Ofenbau m. b. H., Dresden.

Kl. 31 c, Gr. 18, B 130 788. Verfahren zum Gießen von Schleudergußrohren in dünnwandigen Kokillen, deren symmetrische Formänderungen durch Rollenlagerung o. dgl. aufgehoben werden. Heinrich Burchartz, Gelsenkirchen, Hohenzollernstr. 95.

Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

(Patentblatt Nr. 15 vom 11. April 1929.)

Kl. 7 a, Nr. 1 069 223. Walzprofilstab für die Herstellung von Radreifen. Eisen- und Stahlwerk Hoesch, A.-G., Dortmund.

Kl. 10 a, Nr. 1 069 157. Koksöfentür. Dr. C. Otto & Comp., G. m. b. H., Bochum, Christstr. 9.

Kl. 20 d, Nr. 1 068 850. Bandage, insbesondere für Laufräder. Eisen- und Stahlwerk Hoesch, A.-G., Dortmund.

Kl. 31 c, Nr. 1 068 799. Misch- und Reinigungsvorrichtung für flüssiges Schmelzgut. Paul Moser, Kahla i. Th.

Deutsche Reichspatente.

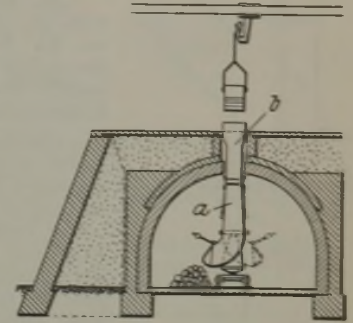
Kl. 10 a, Gr. 1, Nr. 466 752, vom 15. Oktober 1925; aus- gegeben am 23. Januar 1929. Dr. C. Otto & Co., G. m. b. H., in Bochum. *Senkrechter Kammerofen.*

Die nur an einer Stirnseite der Kammer angeordneten Regeneratoren, die in zwei miteinander im Zugwechsel arbeitenden Reihen übereinanderliegen, sind durch das den gemeinsamen Abhitze kanal umgebende Mauerwerk voneinander getrennt, und jedes im Zugwechsel zusammenarbeitende Regeneratorpaar

steht mit der zugehörigen Heizwand einerseits und durch Ab- sperrorgane entweder mit dem Abhitze kanal oder mit der Gas- leitung oder auch Außenluft andererseits derart in Verbindung, daß die Verbrennungsstoffe einen C-förmigen Weg in einer durch die Heizwand gelegten senkrechten Ebene zurücklegen.

Kl. 80 c, Gr. 2, Nr. 468 289, vom 1. Oktober 1926; ausgegeben am 9. November 1928. Ed- mund Jeenicke in Dortmund. *Vorrichtung zum Beschicken von Ring- öfen mit Kalksteinen.*

Um das Aufwirbeln von Staub zu vermeiden und um die Handarbeit auf ein Mindestmaß zu beschränken, erfolgt die Beschickung durch einen auf Gleisen fahrbaren so- wie heb- und senkbaren Fülltrichter b, der durch Öffnungen im Ofengewölbe beschickbar ist und dessen Auslaufschauze a nach jeder Richtung gedreht werden kann.

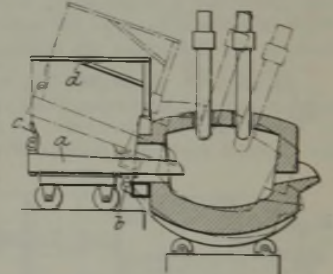


Kl. 40 c, Gr. 16, Nr. 468 426, vom 24. Dezember 1926; aus- gegeben am 13. November 1928. Hirsch, Kupfer- und Messingwerke, A.-G., in Messingwerk bei Eberswalde. (Erfinder: Otto Apel in Heegermühle.) *Verfahren zum Beschicken von eisenlosen Induktions-Schmelzöfen.*

Die Beschickung wird vor dem Einsetzen in ein metallisches Gefäß möglichst dicht gelagert, unter Vermeidung von Luft- zwischenräumen eingebracht und zusammen mit diesem Gefäß in den heißen Ofen eingesetzt. Das Gefäß kann aus demselben Metall bestehen, das geschmolzen werden soll.

Kl. 18 b, Gr. 15, Nr. 468 706, vom 1. März 1927; ausgegeben am 17. November 1928. Demag, Akt.-Ges., in Duisburg. *Beschickungsvorrichtung für kippbare Schmelzöfen, beson- ders Elektroöfen.*

Die mit ihrem Aus- laufende in die Ofentür ein- geschobene Schurre a wird mit dem Ofen derart ver- bunden, daß durch das Kippen des Ofens die Schurre in die zur Entleerung erfor- derliche Schrägstellung ge- bracht wird. Dies kann durch unterhalb der Ofen- tür angebrachte Mitnehmer b und einen weiteren Mitnehmer c erfolgen, der an einem über der Ofentür angeordneten Aus- leger d hängt.

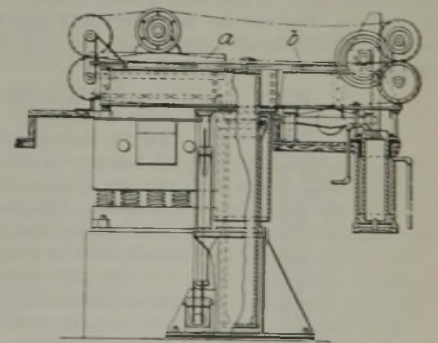


Kl. 31 b, Gr. 10, Nr. 468 711, vom 3. Juni 1927; aus- gegeben am 28. No- vember 1928. Ame- rikanische Priori- tät vom 17. No- vember 1926. Wil- fred Lewis in Ha- verford, Penns., V. St. A. *Rüttel- formmaschine mit Umroll- und Ab- hebevorrichtung für die Umrollplatte.*

Die Umrollplatte a führt außer der Umrollbewegung gleich- zeitig eine Querbewegung auf dem Rahmen b aus. Dieser auf der Hubvorrichtung liegende Rahmen b, auf dem sich die Um- rollplatte quer bewegt, liegt zweckmäßig wagerecht oder geneigt.

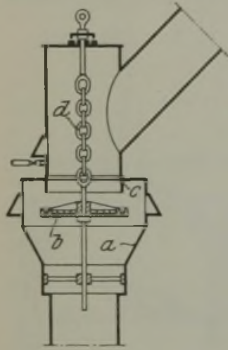
Kl. 18 c, Gr. 8, Nr. 468 752, vom 8. Dezember 1926; aus- gegeben am 17. November 1928. Fried. Krupp, Akt.-Ges., in Essen (Ruhr). (Erfinder: Dr.-Ing. Franz P. Fischer in Essen.) *Verfahren zum Erhöhen der Streckgrenze bei Stahllegierungen, denen durch Vergüten allein eine besondere Erhöhung der Streckgrenze nicht erteilt werden kann, besonders bei austenitischen Stahllegierungen.*

Die Stahllegierungen werden durch Warmverarbeitung, z. B. warmes Schmieden oder Walzen, und Drehen in die Form von Rotationskörpern gebracht, und alsdann werden die Rotations-



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

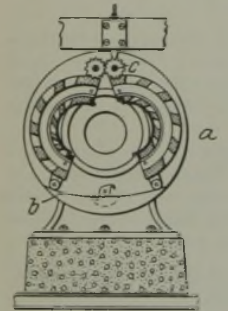
körper mittels einer Schleudervorrichtung bei so hohen Umdrehungszahlen gedreht, daß die dabei auftretende Beanspruchung die ursprüngliche Streckgrenze überschreitet und erhöht. Eine besonders große Erhöhung der Streckgrenze erzielt man, wenn man an den zu schleudernden Rotationskörpern Zusatzgewichte anordnet, die die Rotationskörper beim Schleudern belasten und so die auf sie wirkende Beanspruchung steigern.



Kl. 18 a, Gr. 15, Nr. 468 760, vom 25. Januar 1927; ausgegeben am 20. November 1928. Albert Daub in Wissen, Sieg. *Gasabsperrentil, insbesondere für Gichtgasleitungen an Hochöfen.*

Unterhalb des durch den Ventildeckel b zu verschließenden Rohrstutzens c ist das Ventilgehäuse erweitert, so daß die Gase bei geöffnetem Ventildeckel zwischen Deckelrand und Gehäusewand a auch bei einer geringen Verschiebung des Deckels durchzuströmen vermögen. Dem Verbiegen der Ventilstange ist durch Zwischensetzen einzelner gelenkiger Glieder d über dem Ventildeckel vorgebeugt.

durch Zwischensetzen einzelner gelenkiger Glieder d über dem Ventildeckel vorgebeugt.

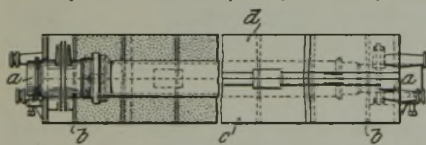


Kl. 31 c, Gr. 18, Nr. 468 764, vom 4. Februar 1926; ausgegeben am 23. November 1928. Richard James Leary in Burlington und Walter James Stecker in Roebling, New Jersey, V. St. A. *Schleuderfußmaschine für Rohre mit einer aus zwei Hälften gelenkig zusammengesetzten Kokille.*

Beide Kokillenhälften a werden durch eine gemeinsame Antriebsvorrichtung gleichzeitig zum Ausschwingen gebracht und während ihres Ausschwingens auf einer kreisförmigen Bahn b gleitbar unterstützt. An jeder Kokillenhälfte sind Zahnräder c angebracht, wobei jedes Zahnrad der einen Hälfte mit einem Zahnrad der anderen Hälfte kämmt, so daß bei Drehung der Zahnräder die Kokillenhälften ausschwingen.

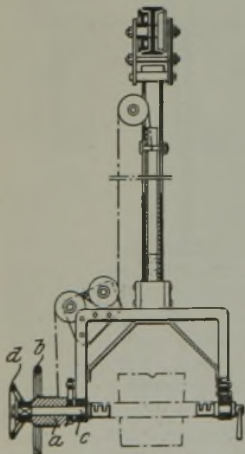
sind Zahnräder c angebracht, wobei jedes Zahnrad der einen Hälfte mit einem Zahnrad der anderen Hälfte kämmt, so daß bei Drehung der Zahnräder die Kokillenhälften ausschwingen.

Kl. 31 c, Gr. 19, Nr. 468 765, vom 12. September 1926; ausgegeben am 22. November 1928. James Ransom Mc Wane in Birmingham, Alabama, V. St. A. *Formkasten mit gegen den Auftrieb durch das flüssige Metall gesichertem Kernrohr zum Gießen langer Rohre in liegender Stellung.*



Das Kernrohr a ist an jedem Ende des Kastens doppelt eingespannt, und zwar durch eine innere Einspannung bei b zwischen den Kastenhälften c, d und eine äußere Einspannung am Ende des Kernrohres. Der auf die Kernrohrmitte wirkende Auftrieb wird durch die Gegenkraft aufgehoben, die durch die Einspannung erzeugt wird.

Das Kernrohr a ist an jedem Ende des Kastens doppelt eingespannt, und zwar durch eine innere Einspannung bei b zwischen den Kastenhälften c, d und eine äußere Einspannung am Ende des Kernrohres. Der auf die Kernrohrmitte wirkende Auftrieb wird durch die Gegenkraft aufgehoben, die durch die Einspannung erzeugt wird.



Kl. 31 c, Gr. 27, Nr. 468 766, vom 9. Februar 1927; ausgegeben am 22. November 1928. Siemens-Schuckertwerke, A. - G., in Berlin-Siemensstadt. *An einer Laufkatze hängende Gießvorrichtung mit schwenkbarer, in der Höhenlage veränderlicher Gießpfanne.*

Die zur Höhenverstellung dienende Seiltrommel a mit dem Handrad b ist unmittelbar auf der Schwenkspindel c der Pfanne gelagert, die gleichzeitig das Handrad d zum Kippen der Gießpfanne trägt.

Kl. 47 f, Gr. 21, Nr. 468 770, vom 8. Dezember 1925, ausgegeben am 19. November 1928. Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung in Düsseldorf. *Mannlochboden für durch Innendruck beanspruchte Behälter.*

Der Mannlochrand hat eine nach innen gerichtete Krempe und die unmittelbar an die Krempe anschließende Zone des

Bodens ist flach nach außen gewölbt, wodurch eine günstige Kräfteverteilung bei inneren Druckbeanspruchungen erreicht wird.

Kl. 80 b, Gr. 12, Nr. 468 798, vom 24. Juli 1924; ausgegeben am 22. November 1928. Dynamidon-Werk Engelhorn & Co., G. m. b. H., in Mannheim-Waldhof. *Verfahren zur Herstellung von Schamottewaren.*

Schwer schmelzbare Tone oder Kaoline werden aufs feinste vermahlen, hoch gepreßt und dicht gebrannt (gesintert); hierauf wird die erkaltete Masse zerkleinert und in Körnerform als Grundmasse und in fein zermahlener Form als Bindemittel verformt und gebrannt. Das Verfahren ist für alle hochschmelzbaren Tone anwendbar, mögen sie reine Tonsubstanz darstellen oder Quarz oder Sand als Beimengung enthalten.

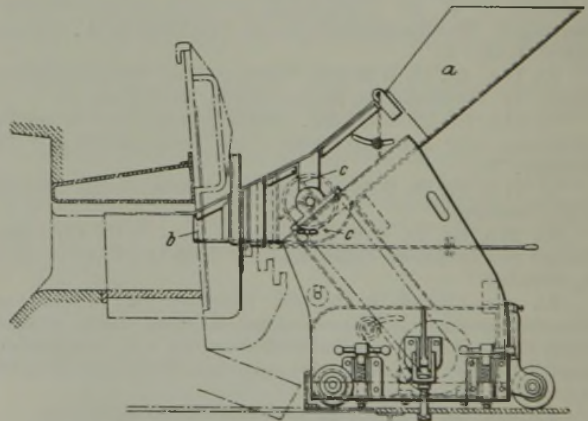
Kl. 7 b, Gr. 15, Nr. 468 803, vom 22. Juli 1927; ausgegeben am 20. November 1928. Schweizerische Priorität vom 11. Juni 1927. Maurice Arthur Borel in Pontarlier, Frankreich. *Verfahren zur Herstellung rechtwinkliger Rohre.*

Das noch nicht fertiggestellte Rohr wird durch ein Zieheisen geführt, dessen Durchgangsquerschnitt von rechtwinkliger Form ist und das Ausdehnungskammern hat, in die der überflüssige Werkstoff, der nach dem Ziehen entfernt wird, ausweichen kann, so daß Einbuchtungen der Rohrwandungen nicht entstehen.

Kl. 31 c, Gr. 15, Nr. 468 829, vom 16. Dezember 1925; ausgegeben am 22. November 1928. Emil Kötteritzsch in Berlin-Neukölln. *Verfahren zum Füllen von Gußformen mit mehreren Eingußöffnungen von der Seite.*

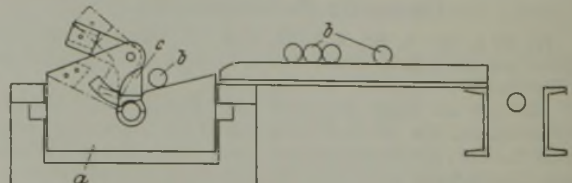
Der Tiegel wird an der Außenwand der Form derart entlang geführt, daß sein Ausguß ständig in der gleichen Entfernung vom steigenden Metallspiegel bleibt und dabei die in der Form angebrachte Eingußöffnung dem Ansteigen des Metallspiegels entsprechend abteilungsweise geschlossen wird. Das geschmolzene Metall wird auf diese Weise allmählich schichtenweise in die Form eingebracht und stört das eingegossene Metall beim Erstarren nicht.

Kl. 18 b, Gr. 15, Nr. 468 898, vom 28. Oktober 1926; ausgegeben am 3. Dezember 1928. Britische Priorität vom 11. August 1926. Cammell Laird & Company Limited, James McNeal Allan und Henry Croxton Loving in Sheffield, England. *Vorrichtung zum Beschicken von Oefen, insbesondere metallurgischen Oefen.*



Zwischen der Schrägrinne a und dem Speisekanal b sind drehbare Arme, Schaufeln oder Schläger c angeordnet, die sich um eine Achse drehen; diese verläuft senkrecht zur Achse des Speisekanals b. Die Vorrichtung ist zweckmäßig auf einem Rollwagen angebracht, der einen Elektromotor zum Antrieb der Arme trägt.

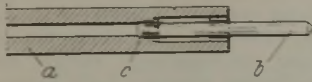
Kl. 7 b, Gr. 12, Nr. 468 928, vom 29. Februar 1924; ausgegeben am 26. November 1928. Preß- und Walzwerk, A. G., in Reisholz. *Schaft- oder Dornführungsstück für Rohrziehbänke, Rohrwalzwerke u. dgl.*



Der Abschlußkörper des zur Aufnahme des Schaftes oder des Dornes dienenden Ausschnittes d des Führungsstückes a ist als Pendel c ausgebildet, das unter der Einwirkung der einzu-

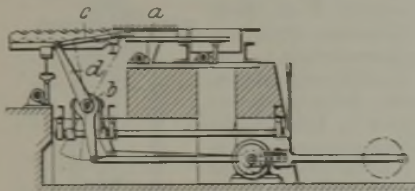
legenden Schaft- oder Dornstange b den Ausschnitt d freilegt und darauf selbsttätig in die Verschlusslage zurückkehrt. Auf diese Weise wird jede besondere Bedienung beim Einlegen der Dornstangen erspart.

Kl. 7 b, Gr. 10, Nr. 468 940, vom 11. September 1927; ausgegeben am 26. November 1928. Zusatz zum Patent 433 091. Hydraulik, G. m. b. H., in Duisburg und Oswig Schlenstedt in Mülheim (Ruhr)-Speldorf. *Hydraulische Strangpresse zur Herstellung von Rohren.*



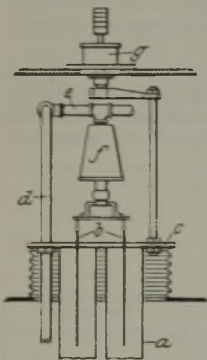
Der Dorn b trägt einen Bund c mit Ausschnitten, und das vordere Preßstempel-Ende ist so ausgebildet, daß der Dorn b in den Stempel a eingeführt und durch eine Teildrehung daran gehindert werden kann, beim Preßgang aus dem Stempel a wieder herauszutreten.

Kl. 7 a, Gr. 26, Nr. 468 971, vom 21. Oktober 1926; ausgegeben am 27. November 1928. Fried. Krupp, Grusonwerk, A.-G., in Magdeburg - Buckau. (Erfinder: Gerhard Rudzki in Magdeburg.) *Kühlbett mit Sammelrost.*

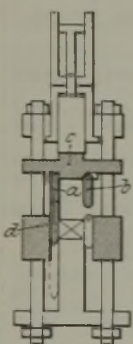


Der Antrieb der Sammelrostförderer a besteht aus zwei auf der das Schubgestänge der Sammelrostförderer tragenden Welle b drehbar gelagerten, versetzt zueinander angeordneten Schwinghebeln c, d mit verschiedenem Ausschlag, die wahlweise mit den Sammelrostförderern kuppelbar sind, wobei beide Schwinghebel gemeinsam oder jeder Hebel für sich angetrieben werden kann.

Kl. 12 e, Gr. 5, Nr. 468 972, vom 26. Februar 1924; ausgegeben am 28. November 1928. „Elga“, Elektrische Gasreinigungsgesellschaft m. b. H., in Kaiserslautern. *Elektrische Gasreinigungsanlage, bei der Niederschlags- und Ausströmelektroden jeweils von einem und demselben Klopffammer gereinigt werden.*

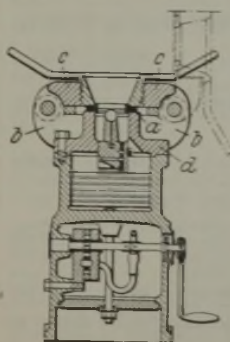


Die Niederschlags- und Ausströmelektroden a, b sind durch Platte c und Gestänge d, e zu einem geschlossenem gegenseitigen Bewegung zwischen beiden Elektrodenarten ausschließenden System vereinigt, in welchem der Tragisolator f für die Ausströmelektroden b den Erschütterungsschlägen des Klopffammers g nur mittelbar ausgesetzt ist.



Kl. 49 h¹, Gr. 11, Nr. 469 046, vom 21. Oktober 1925; ausgegeben am 30. November 1928. Fritz Menne in Weidenau-Sieg. *Presse.*

Eine Backe oder beide Backen a, b sind an dem Stempel c beweglich, z. B. um einen Drehpunkt schwingend, angeordnet, so daß das Öffnen der Form ermöglicht wird. Eine der Backen a weist Verlängerungen d auf, die soviel Öffnung lassen, daß durch sie bei Hochstellung des Preßstempels mit einer Zange o. dgl. hindurchgefaßt und das Preßgut auf dem Amboß bis an die Verlängerung herangezogen werden kann. Diese Preßform ermöglicht die Bearbeitung des Preßgutes (z. B. der Schrottpakete) in einem geschlossenen Kaliber.

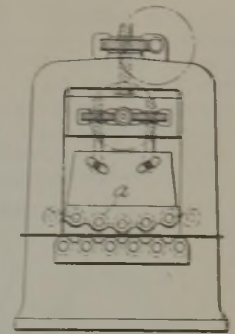


Kl. 42 k, Gr. 20, Nr. 469 058, vom 15. Februar 1927; ausgegeben am 1. Dezember 1928. René Guillery in Aubervilliers, Seine, Frankreich. *Maschine zum Prüfen von Blechen auf Festigkeit beim Tiefziehen.*

Zwischen den die Spannbacken a tragenden Teilen sind zwei einen Winkel von etwa 90° einschließende Anschlagflächen senkrecht zu den Spannflächen an den Gabellagern b angebracht; durch diese und durch Scharnierbolzen ist das Querhaupt o sowie die Stoßführung d miteinander verbunden.

Kl. 7 e, Gr. 1, Nr. 469 075, vom 15. Februar 1928; ausgegeben am 30. November 1928. Karl Fuchs in Bürbach bei Siegen. *Blechrict- und Spannmaschine.*

Die Richtrollen a sind kreisförmig gelagert, so daß eine oder zwei nebeneinander liegende, mit Ballenstufen versehene Richtrollen zum Richten oder Spannen eingesetzt werden können.

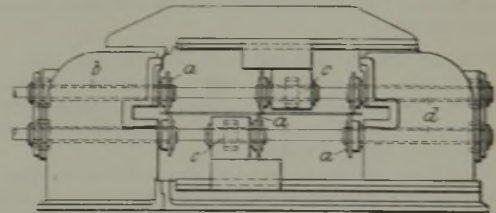


Kl. 31 b, Gr. 10, Nr. 469 089, vom 24. Dezember 1927; ausgegeben am 6. Dezember 1928. Amerik. Priorität vom 5. November 1927.

John T. Ramsden in Philadelphia, Penns., V. St. A. *Handrührer mit Wende- und Abbevorrichtung zur Herstellung von Kernen von Formen für Gußstücke o. dgl.*

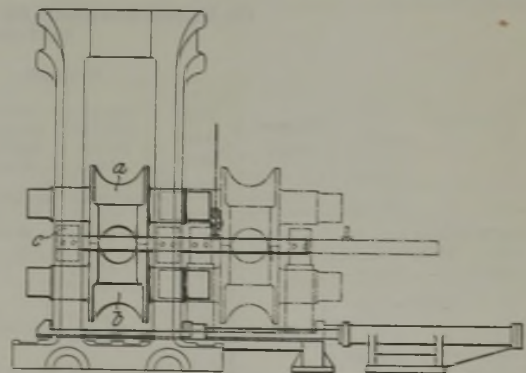
Die Wendevorrichtung ist mit einer Einrichtung verbunden, bei der die Modellabbevorrichtung zusammen mit der Wendeplatte vereinigt ist und bei der die Nivellier Vorrichtung als Greifer ausgebildet ist, der die Ablegeplatte mit dem fertigen Kern oder der Form trägt.

Kl. 49 e, Gr. 12, Nr. 469 098, vom 14. Juni 1927; ausgegeben am 1. Dezember 1928. Demag, A.-G., in Duisburg. *Schere zum Besäumen und Teilen von Blechtafeln.*



Die den äußeren Messerpaaren a zugeordneten weiteren Messerpaare sind fliegend auf Wellen b, c, d angeordnet, die von den auch die äußeren Messerpaare antreibenden durchgehenden Wellen angetrieben werden. Hierdurch kann der Messerwechsel in einfacher Weise durchgeführt werden.

Kl. 7 a, Gr. 22, Nr. 469 121, vom 1. Juni 1927; ausgegeben am 4. Dezember 1928. Demag, A.-G., in Duisburg. *Vorrichtung zum Ein- und Ausbau der Walzen von Pilgerschrittwalzwerken.*



Zur Abstützung der Oberwalze a auf die Unterwalze b wird ein Zwischenbock c verwendet, der vor dem beabsichtigten Ausbringen der Walzen aus dem Ständer so zwischen beide Walzenlagerschalen eingeschoben wird, daß sich die obere Lagerschale auf der unteren abstützt. Die Lagesicherung der Walzen im Gerüst wird durch nachgiebig (drehbar) an der Ausfahrseite des Ständers vorgesehene Halteleisten o. dgl. bewerkstelligt, die durch eine besondere Feststellvorrichtung in ihrer Lage gesichert bleibt.

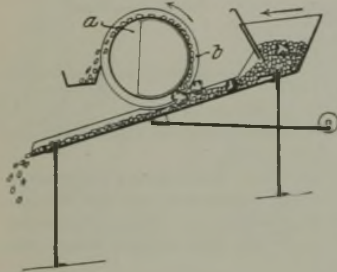
Kl. 7 a, Gr. 23, Nr. 469 122, vom 5. Mai 1927; ausgegeben am 3. Dezember 1928. Mannesmannröhren-Werke in Düsseldorf. *Steuervorrichtung für steuerbare Walzen.*

Die zu steuernde Walze wird von Stelzen beeinflusst, deren eine Stellung der gesenkten Walze und deren andere Stellung der gehobenen Walze entspricht. Eine derartige Hebung und Senkung der Walzen ist z. B. bei Duo-Walzwerken erforderlich, bei denen das Walzgut durch eine mechanische Rückholvorrichtung zwischen Ober- und Unterwalze wieder auf die Anstichseite zurückgebracht wird.

Kl. 10 a, Gr. 13, Nr. 469 124, vom 10. Juli 1927; ausgegeben am 3. Dezember 1928. Firma Karl Still in Recklinghausen. *Koksofenwand mit senkrechten Heizzügen.*

Die zum Aufbau der Ofenwand dienenden Steine werden so bemessen, daß die wagerechten Fugen im mittleren Teil etwas weiter sind als in den äußeren Teilen. Dadurch werden die nachteiligen Wirkungen des Unterschiedes der Temperaturen in den verschiedenen Teilen der Wand und der hierdurch hervorgerufenen Dehnungsbeanspruchungen aufgehoben, da der die Fugen ausfüllende Mörtel bei höheren Temperaturen eine gewisse Nachgiebigkeit unter Druckbelastungen zeigt, die den Wandsteinen fehlt.

Kl. 1 b, Gr. 4, Nr. 469 165, vom 21. Mai 1927; ausgegeben am 4. Dezember 1928. Fried. Krupp, Grusonwerk, A.-G., in Magdeburg - Buckau. *Magnetscheider*.



Die groben Gutsteile werden durch die Magnettrommel oder -walze selbst dadurch entfernt, daß auf dem Mantel der Trommel a eine oder mehrere schraubenförmig verlaufende Rippen b oder auf einem über die Magnetwalze laufenden Ausstragband schräg angeordnete Rippen vorgesehen sind, deren Stirnkanten sich in einem solchen Abstand von der Zuführungseinrichtung befinden, daß nur die von der Trommel nicht haltbaren Stücke, wenn ihre Größe eine gewisse Grenze überschreitet, in seitlicher Richtung abgeschoben werden.

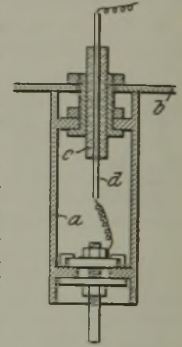
Kl. 10 a, Gr. 33, Nr. 469 168, vom 25. Oktober 1925; ausgegeben am 5. Dezember 1928. Amerik. Priorität vom 6. November 1924. International Combustion Engineering Corporation in New York. *Verfahren zum Verkoken staubförmiger, besonders backender Kohle*.

Die Verkokung erfolgt in zwei Stufen, und zwar wird die Kohle zunächst im Schwebezustand vor dem Verkoken im Gegenstrom mit einer oxydierenden Atmosphäre bei erhöhter, aber niedriger Temperatur, nämlich zwischen etwa 260 und 480° behandelt, so daß im wesentlichen nur Wasserdampf aus der Kohle ausgetrieben wird. In einem anderen Raum findet dann ebenfalls im Gegenstrom durch heiße, inerte Gase die Verkokung bei höheren Temperaturen statt.

Kl. 80 b, Gr. 8, Nr. 469 204, vom 24. Januar 1925; ausgegeben am 5. Dezember 1928. Deutsche Gasglühlicht-Auer-Gesellschaft m. b. H. in Berlin. *Verfahren zur Herstellung von beim Brennen nicht sinternden hochfeuerfesten Gegenständen, insbesondere hochfeuerfesten Steinen aus Zirkonoxyd*.

Reines hochwertiges Zirkonoxyd wird mit einem Zusatz von wenigen Prozenten hochschmelzender, schwer reduzierbarer Metalloxyde gemischt, die Mischung auf etwa 2000° erhitzt und vorgesintert, dann zerkleinert und mit etwa 5 % und darüber an nicht kondensiertem Frischmaterial gemischt, gegebenenfalls gepreßt und bei Temperaturen über 1350° gebrannt. Solche Massen eignen sich z. B. zur Herstellung von feuerfesten Steinen, die sehr hohen Temperaturen standhalten müssen. Auch können daraus Tiegel, Rohre usw. als Heizkörper für elektrische Oefen angefertigt werden.

Kl. 12 e, Gr. 5, Nr. 469 205, vom 29. Januar 1924; ausgegeben am 6. Dezember 1928. Zusatz zum Patent 409 269. Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Siemensstadt. (Erfinder: Dipl.-Ing. Carl Hahn in Berlin-Siemensstadt.) *Anordnung für elektrische Gasreinigungsanlagen*.



Durch die geerdete Befestigungsvorrichtung am Tragisolator a, mit der der Isolator und die Hochspannungselektrode an der Kammerwand b befestigt sind, wird die isolierte Hochspannungszuleitung d durchgeführt. Die Hochspannungszuleitung wird dabei zweckmäßig durch ein Isolierrohr c geschützt, das die Befestigungsvorrichtung durchdringt.

Kl. 31 c, Gr. 8, Nr. 469 292, vom 9. Dezember 1925; ausgegeben am 6. Dezember 1928. Chemische Fabriken Worms, A.-G., in Frankfurt a.M. *Bituminöse Stoffe, z. B. Steinkohlenteer und Schwefel, enthaltende Masse zur Herstellung von Gießereimodellen*.

Die Masse besteht aus einem innigen Gemisch von natürlichen oder künstlichen bituminösen Stoffen sowie mineralischen Stoffen, z. B. Kaolin oder Lehm, in gepulvertem Zustand. Hierzu kommen geringe Mengen von Stoffen, die die Sprödigkeit der Masse vermindern, z. B. Harz oder Wachs.

Statistisches.

Die Rohstahlgewinnung des Deutschen Reiches im März 1929¹⁾.
In Tonnen zu 1000 kg.

Bezirke	Robblöcke						Stahlguß			Insgesamt	
	Thomas-Stahl	Bessemer-Stahl	Basische Siemens-Martin-Stahl	Saure Siemens-Martin-Stahl	Tiegel- und Elektro-Stahl	Schweißstahl (Schweiß-eisen)	basischer	saurer	Tiegel- und Elektro-	1929	1928
März (1929: 25 Arbeitstage, 1928: 27 Arbeitstage)											
Rheinland-Westfalen	528 921		504 394	14 030	13 034		10 148	4 784	510	1 075 837	1 125 665
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	—		27 972	—	—		287			30 759	35 974
Schlesien	—		42 816	—	—		466	656	—	44 123	53 467
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland			58 437		1 764	3 218	2 312	1 044	1 084	95 176	132 373
Land Sachsen	49 946		42 802	—	—		1 325	602		45 769	48 247
Süddeutschland u. Bayrische Rheinpfalz			3 284	—	—		332	205	—	22 659	26 324
Insgesamt: März 1929	578 867	—	679 705	14 030	14 798	3 218	14 870	7 291	1 594	1 314 373	—
davon geschätzt	—	—	12 500	—	930	—	665	650	40	14 685	—
Insgesamt: März 1928	624 045	25	734 522	16 717	12 557	4 477	18 878	9 267	1 562	—	1 422 050
davon geschätzt	—	—	7 500	—	30	—	75	100	—	—	7 705
Durchschnittliche arbeitstägl. Gewinnung										52 575	62 669
Januar bis März ²⁾ (1929: 75 Arbeitstage, 1928: 78 Arbeitstage)											
Rheinland-Westfalen	1 644 703		1 556 438	47 593	39 095		28 815	13 580	1 374	3 331 823	3 422 132
Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	—		89 689	—	—		833	1 882	—	97 651	103 012
Schlesien	—		123 956	—	—		1 329	—	—	129 820	148 429
Nord-, Ost- u. Mitteldeutschland			172 499		3 319	10 072	7 293	2 883	3 161	293 414	369 593
Land Sachsen	163 425		119 590	—	—		4 033	1 698		131 024	91 377
Süddeutschland u. Bayrische Rheinpfalz			12 810	—	—		1 100	627	—	70 065	81 942
Insgesamt: Jan./März 1929	1 808 128	—	2 076 982	47 593	42 414	10 072	43 403	20 670	4 535	4 053 797	—
davon geschätzt	—	—	27 600	—	1 490	—	985	950	40	31 065	—
Insgesamt: Jan./März 1928	1 917 599	25	2 118 919	45 536	40 592	11 882	50 760	26 949	4 223	—	4 216 485
davon geschätzt	—	—	22 500	—	90	—	225	300	—	—	23 115
Durchschnittliche arbeitstägl. Gewinnung										54 051	54 058

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller. ²⁾ Unter Berücksichtigung der Berichtigungen für Januar und Februar 1929 (einschließlich).

**Die Leistung der Walzwerke einschließlich der mit ihnen verbundenen Schmiede- und Preßwerke
im Deutschen Reiche im März 1929¹⁾**

Erzeugung in Tonnen zu 1000 kg.

Sorten	Rheinland und Westfalen	Sieg-, Lahn-, Dillgebiet u. Oberhessen	Schlesien	Nord-, Ost- und Mittel- deutschland	Land Sachsen	Süd- deutschland	Deutsches Reich insgesamt	
	t	t	t	t	t	t	1929	1928
Monat März 1929: 25 Arbeitstage, 1928: 27 Arbeitstage								
A. Walzwerksfertigerzeugnisse								
Eisenbahnoberbaustoffe	91 175	—	8 347	—	7 698	—	107 220	122 397
Formeisen (über 80 mm Höhe) und Universaleisen	44 236	—	15 720	—	9 694	—	69 650	112 941
Stabeisen und kleines Formeisen	202 812	4 397	12 828	24 723	13 353	9 167	267 280	312 882
Bandeisen	51 526	—	2 537	—	620	—	54 683	44 207
Walzdraht	99 265	—	5 220 ²⁾	—	—	2 ³⁾	104 485	109 844
Grobbleche (4,76 mm u. darüber)	65 691	7 201	—	10 505	—	1 045	84 442	86 919
Mittelbleche (von 3 bis unter 4,76 mm)	11 784	1 751	—	2 928	—	709	17 172	20 562
Feinbleche (von über 1 bis unter 3 mm)	14 720	12 436	—	2 760	—	2 294	32 210	42 360
Feinbleche (von über 0,32 bis 1 mm)	18 497	11 694	—	—	—	—	34 867	42 610
Feinbleche (bis 0,32 mm)	4 482	—	1 196	4 ⁴⁾	—	—	5 678	7 720
Weißbleche	—	10 047	—	—	—	—	10 047	12 163
Röhren	68 286	—	—	5 678	—	—	73 964	79 364
Rollendes Eisenbahnzeug	13 190	—	755	—	1 363	—	15 313	16 540
Schmiedestücke	17 918	—	1 483	726	—	771	20 898	22 203
Andere Fertigerzeugnisse	4 332	—	1 654	—	—	362	6 348	5 376
Insgesamt: März 1929	714 405	44 587	30 347	62 617	32 323	19 978	904 257	—
davon geschätzt	7 378	1 050	—	—	—	750	9 178	—
Insgesamt: März 1928	789 267	53 938	38 091	92 355	40 311	25 126	—	1 039 088
davon geschätzt	6 350	—	—	—	—	—	—	6 350
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							36 170	38 485
B. Halbzeug zum Absatz be- stimmt⁵⁾ März 1929								
	103 426	1 619	2 107	4 612	—	374	112 138	—
März 1928	99 836	756	4 327	3 835	—	2 712	—	111 466
Januar bis März 1929: 75 Arbeitstage, 1928: 78 Arbeitstage								
A. Walzwerksfertigerzeugnisse								
Eisenbahnoberbaustoffe	283 782	—	19 775	—	23 603	—	327 160	372 483
Formeisen (über 80 mm Höhe) und Universaleisen	157 325	—	68 490	—	28 529	—	254 344	326 104
Stabeisen und kleines Formeisen .	619 992	13 737	35 803	68 582	43 437	25 174	806 725	881 553
Bandeisen	128 738	—	6 594	—	1 987	—	137 319	136 140
Walzdraht	314 355	—	19 220 ²⁾	—	—	2 ³⁾	333 575	312 561
Grobbleche (4,76 mm u. darüber) .	190 663	29 657	—	28 937	—	5 000	247 257	250 075
Mittelbleche (von 3 bis unter 4,76 mm)	37 209	6 005	—	7 805	—	2 050	53 069	58 604
Feinbleche (von über 1 bis unter 3 mm)	43 141	38 957	—	9 689	—	7 272	99 059	115 281
Feinbleche (von über 0,32 bis 1 mm)	56 110	35 815	—	—	—	—	110 706	116 523
Feinbleche (bis 0,32 mm)	15 636	—	3 200	4 ⁴⁾	—	—	18 836	21 263
Weißbleche	—	33 194	—	—	—	—	33 194	36 093
Röhren	312 856	—	—	19 073	—	—	231 929	216 362
Rollendes Eisenbahnzeug	33 498	—	2 559	—	3 623	—	39 680	49 999
Schmiedestücke	55 229	—	3 870	2 594	—	2 292	63 985	72 579
Andere Fertigerzeugnisse	12 871	—	3 201	—	—	803	17 475	20 671
Insgesamt: Januar/März 1929 . .	2 181 922	139 513	91 383	199 502	103 989	58 004	2 774 313	—
davon geschätzt	20 078	1 050	—	—	—	750	21 878	—
Insgesamt: Januar/März 1928 . .	2 313 644	155 010	103 733	261 227	79 209	74 168	—	2 986 991
davon geschätzt	19 050	—	—	—	—	—	—	19 050
Durchschnittliche arbeitstägliche Gewinnung							36 991	38 295
B. Halbzeug zum Absatz be- stimmt⁵⁾ Januar/März 1929								
	358 689	4 526	7 968	10 837	—	1 463	283 483	—
Januar/März 1928	272 839	3 080	14 713	8 594	—	7 608	—	306 334

¹⁾ Nach den Ermittlungen des Vereins Deutscher Eisen- und Stahl-Industrieller. ²⁾ Einschließlich Süddeutschland und Sachsen. ³⁾ Siehe Sieg-, Lahn-, Dillgebiet und Oberhessen. ⁴⁾ Ohne Schlesien. ⁵⁾ Seit 1. Januar 1929 rechnen auf Grund internationaler Vereinbarungen als „Halbzeug zum Absatz bestimmt“ auch Rohblöcke, Rohrahmen und Rohluppen. Dieses Mal erstmalig auch für die Monate Januar und Februar 1929 berichtigt berücksichtigt.

Die Brikett- und Koks- sowie Eisen- und Stahlerzeugung des Deutschen Reiches im Jahre 1927.

In der Kohlen-, Eisen- und Hüttenindustrie sind innerhalb des Jahres 1927 beträchtliche Erzeugungszunahmen nicht eingetreten. Wohl aber ist die Jahreserzeugung im Vergleich zu der von 1926¹⁾ in nahezu allen Zweigen der Industrie gestiegen. Die stärkste Erhöhung der Erzeugung gegenüber dem Vorjahre ist für die Roheisengewinnung und die Herstellung an Walzwerks- und Gießereierzeugnissen zu verzeichnen. In Abb. 1 ist der Erzeugungsstand der wichtigsten Zweige der Kohlen- und Eisenindustrie im Jahre 1927 im Vergleich zum Vorjahre und zum

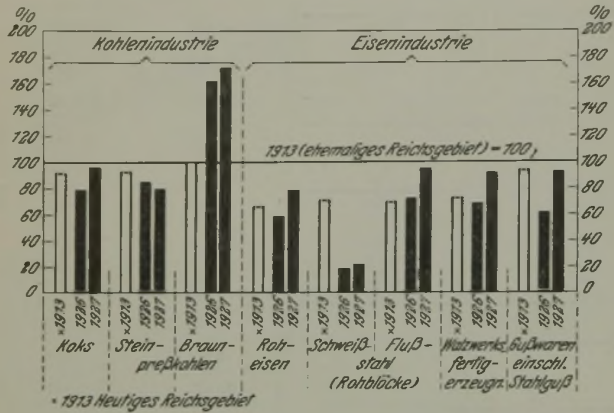


Abbildung 1. Entwicklung der Kohlen- und Eisenindustrie im Vergleich zum Jahre 1913.

Jahre 1913 wiedergegeben. Die Erzeugung innerhalb des jetzigen Reichsgebietes ist durch Verhältniszahlen in Beziehung zu der entsprechenden Erzeugung im früheren Reichsgebiet während des Jahres 1913 gesetzt. Zum Vergleich sind in Abb. 2 die Durchschnittszahlen der in den einzelnen Betriebszweigen beschäftigten berufsgenossenschaftlich versicherten Personen dargestellt.

Die Kohlenindustrie

Während die Steinkohlenförderung gegenüber dem Vorjahre nur um 5,7 % stieg, nahm die Koks-erzeugung (s. Zahlentafel 1) im Berichtsjahr gegen 1926 um 21,8 % zu und überschritt ebenso wie die Gewinnung von Teer und Ammoniak zum ersten Male die Vorkriegserzeugung im jetzigen Reichsgebiet.

Zahlentafel 1. Gewinnung der Kokereien.

	1913 ¹⁾	1926	1927
	in 1000 t		
Koks insgesamt	31 668	27 297	33 242
davon			
Rheinland-Westfalen	28 408	24 325	29 746
Oberschlesien	1 280	1 049	1 239
Niederschlesien	941	895	920
Sachsen	67	177	226
Uebrigtes Deutschland	972	851	1 111
Nebenerzeugnisse:			
Teer und Teerverdickungen	1 026	966	1 187
Ammoniakverbindungen	421	380	458
Benzole	176	245	307
Leuchtgas für den Absatz	151	470	596

¹⁾ Jetziges Reichsgebiet.

Die Ausbeute an Erzeugnissen (ausschließlich Ammoniak) je 1000 t eingesetzter Steinkohle betrug:

Jahr	Koks	Teer- und Teerverdickungen	Benzole	Ammoniak [enthalten in Ammoniakwasser ¹⁾ und Ammoniak-salzen ²⁾]	Leuchtgas für den Absatz
	t	t	t	t	1000 m ³
1913 ³⁾	788,6	25,6	4,4	2,7	3,8
1925	790,2	27,3	6,9	2,8	13,3
1926	788,7	27,9	7,1	2,8	13,6
1927	791,3	28,3	7,3	2,8 ⁴⁾	14,2

¹⁾ Mit 25 % Ammoniakgehalt angenommen. — ²⁾ Bei der Berechnung ist Ammoniumsulfat zugrunde gelegt. — ³⁾ Jetziges Reichsgebiet. — ⁴⁾ Entspricht 10,85 t Ammoniumsulfat.

Die Erhöhung der Ausbeute gegenüber 1913 wurde hauptsächlich durch die fortschreitende Zusammenfassung der Koks-

¹⁾ Vgl. St. u. E. 48 (1928) S. 568/72.

erzeugung in Zentralkokereien und Stilllegung veralteter Anlagen, namentlich solcher ohne Gewinnung der Nebenerzeugnisse, erreicht; durch Inbetriebnahme größerer Oefen und Mechanisierung sind die Kokereien weiter rationalisiert worden. Die Leistung je Koksofen ist gestiegen und gleichzeitig der Anteil der menschlichen Arbeit an der Erzeugung zurückgetreten. Die Rationalisierung und Konzentration in der Kokereiindustrie geht aus Zahlentafel 2 hervor.

Zahlentafel 2. Betriebseinrichtungen und beschäftigte Personen in der Kokereiindustrie.

	1913 ¹⁾	1925	1926	1927
Zahl der Betriebe	182	174	168	160
Durchschnittlich in Betrieb gewesene Koksofen mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse	20 277	16 871	15 369	17 157
ohne Gewinnung der Nebenerzeugnisse	2 094	246	139	98
Durchschnittliche Jahresleistung eines in Betrieb gewesenen Koksofens	1 416	1 659	1 760	1 927
Durchschnittlich beschäftigte berufsgenossenschaftlich versicherte Personen (Belegschaft ²⁾)	27 484	28 448	24 847	26 622
		26 229	23 665	24 789

¹⁾ Jetziges Reichsgebiet. — ²⁾ Mittel aus der im Juni und Dezember jedes Jahres ermittelten Belegschaftszahl.

Der Koksabsatz der Kokereiindustrie betrug im Jahre 1927 33,69 Mill. t gegen 29,46 Mill. t im Vorjahre. Er verteilte sich wie folgt (in 1000 t):

	Inlandsabsatz	davon an Hochofenwerke	Auslandsabsatz	davon Reparationslieferungen
1926	19 101	9 662	10 363	3903
1927	24 898	13 306	8 794	2897

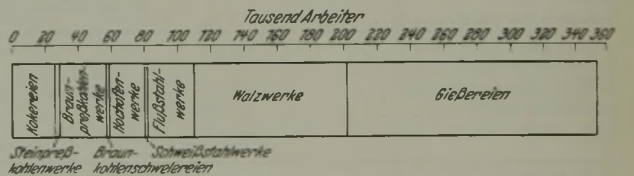


Abbildung 2. Zahl der im Jahre 1927 beschäftigten Arbeiter.

Der Koksabsatz zeigte im Jahre 1927 die gegenüber dem Vorjahre erfolgte Umstellung vom Auslands- auf den Inlandsmarkt. Der Inlandsabsatz nahm um 30 % zu, der Auslandsabsatz (einschließlich Reparationslieferungen) dagegen um 15 % ab. An dem Rückgang der Ausfuhr waren vorwiegend die Hauptabsatzländer von deutschem Koks, die westeuropäischen Eisenländer, beteiligt.

Die Haldenbestände sanken von 875 229 t am Anfang des Jahres auf 425 894 t am Jahresende.

Die deutschen Kokereien (ohne Saargebiet) nahmen im Jahre 1927 32,0 % der im Inland abgesetzten Steinkohle auf, gegenüber 33,7 % im Jahre 1926 und 30,5 % im Jahre 1925.

Die Erzeugung an Steinpreßkohlen betrug im Jahre 1927 rund 5,5 Mill. t, und nahm damit gegenüber dem Vorjahre um etwa 6 % ab. Die Einschränkung der Briketterzeugung hängt mit der zunehmenden Ausdehnung der Kohlenstaubeuerung zusammen.

Die Braunkohlenbrikettfabriken und Schmelzereien verarbeiteten im Jahre 1927 74,4 Mill. t Rohkohle, oder 5,1 Mill. t mehr als im Vorjahre. Ueber die Erzeugung unterrichtet Zahlentafel 3.

Zahlentafel 3. Erzeugung der Braunkohlenindustrie.

Erzeugnis	1913	1925	1926	1927
	1000 t			
Braunpreßkohlen und Naßpreßsteine	21 977	33 663	34 358	36 490
Koks	435	405	445	469
Teer	78,7	74,3	78,3	83,6

Die Eisenindustrie.

In der Eisenindustrie hat sich innerhalb des Jahres 1927 die Erzeugung leicht über den Ende 1926 erreichten Stand erhöht. Etwas stärker war die Zunahme der Erzeugung nur in den Walzwerken und Gießereien. Die Anregung gab ausschließlich die inländische Nachfrage, die insbesondere vom Baumarkt, von der

Maschinen- und Automobilindustrie und den Werften ausging. Auch die Reichsbahn führte seit langem notwendige Erneuerungsarbeiten durch.

Der Erzverbrauch der Eisenindustrie ohne Berücksichtigung des Eiseninhaltes der Erze hat im Berichtsjahr den des Vorjahres um rund 40 % überschritten und damit auch — seit dem Kriege zum ersten Male — den von 1913 (jetziges Reichsgebiet) überholt. Er betrug aber nur rund die Hälfte des Verbrauchs im ehemaligen Reichsgebiet. Der Verbrauch an Schrot, der gegenüber 1926 um 29,3 % zunahm, lag um 56,9 % über dem Vorkriegsstand des jetzigen Reichsgebiets und um 28,8 % über dem des ehemaligen Gebiets (s. *Zahlentafel 4*).

Mit Ausnahme der aus Luxemburg stammenden Erze sind im Berichtsjahr die Erze sämtlicher Herkunftsländer in größeren Mengen als im Vorjahr von der Eisenindustrie verbraucht worden. Die stärkste Zunahme (106 %) wies der Verbrauch spanischer Erze auf. Eine erhebliche Steigerung lag auch bei der lothringischen Minette vor, wie überhaupt gegenüber den Vorjahren der Anteil der französischen Erze an der Versorgung der deutschen Hochofenwerke gestiegen, derjenige der inländischen Erze sowie der schwedischen und norwegischen Erze dagegen gesunken ist.

Der Anteil des Schrots an der Rohstoffversorgung der Eisenindustrie hat sich gegenüber 1913 beträchtlich erhöht, ist aber im Vergleich zu 1926 etwas zurückgegangen. Wird der gesamte Roheisen- und Schrotverbrauch der einzelnen Erzeugungszweige gleich 100 gesetzt, so beträgt der Anteil von

	1913 ¹⁾	1925	1926	1927
Schrot				
Roheisen	23,8	32,4	33,4	32,4
Roheisen	76,2	67,6	66,6	67,6
Schrot	10,5	65,7	75,6	75,3
Roheisen	89,5	34,3	24,4	24,7
Schrot	35,1	39,9	39,7	38,9
Roheisen	64,9	60,1	60,3	61,1

¹⁾ Jetziges Reichsgebiet.
Zahlentafel 4. Erz-, Schrot- und Roheisenverbrauch der Eisenindustrie.

Verbrauchte Rohstoffe	1925	1926	1927
	1000 t		
Eisen und Eisenmanganerze ¹⁾	16 399	14 800	20 870
davon in Hochofenwerken	16 200	14 627	20 596
hiervon aus dem Inland	5 033	4 426	5 855
Frankreich und Luxemburg	1 654	1 855	2 947
Schweden und Norwegen	6 262	6 130	7 675
Manganerze ¹⁾	263	261	322
Schrot	6 977	6 761	8 741
davon in			
Hochofenwerken	637	651	752
Gießereien	997	755	1 081
Schweißstahlwerken	54	31	38
Flußstahlwerken	5 279	5 311	6 863
Roheisen	10 041	9 596	13 066
davon in			
Schweißstahlwerken	28	10	13
Flußstahlwerken	7 937	8 078	10 797
Gießereien	2 076	1 508	2 256

¹⁾ Ohne Berücksichtigung des Metallgehaltes.

Die Hochofen- und Stahlwerke.

Im Gegensatz zu den Vorjahren hat die Roheisenerzeugung im Jahre 1927 im Vergleich zu 1926 verhältnismäßig stärker zugenommen als die Rohstahlgewinnung (s. *Abb. 3 und 4* sowie *Zahlentafel 5*). Von den wichtigsten Stahlsorten wies — wie in den Vorjahren — Siemens-Martin-Stahl mit einer Zunahme um 34,9 % die größte Erzeugungsteigerung auf. Die Gewinnung von Thomasstahl hat mit einer Erhöhung um 26,7 % gegen 1926 die Steigerung in den Vorjahren übertroffen.

Die Walzwerke.

Die Herstellung der Walzwerke an Fertigerzeugnissen hat die des Vorjahres um 32,8 % übertroffen. Die Zunahme betraf alle Fertigerzeugnisse sowie das zum Absatz bestimmte Halbzeug. Die größte Steigerung lag beim rollenden Eisenbahnzeug, das jedoch als einziges Erzeugnis die Vorkriegsleistung des jetzigen Reichsgebietes noch nicht erreicht hat.

Die Gießereien.

Bei den Gießereien war die höchste Erzeugungszunahme (60 %) innerhalb der Eisenindustrie gegen 1926 zu verzeichnen. Dies ist darauf zurückzuführen, daß sich bei den Gießereien —

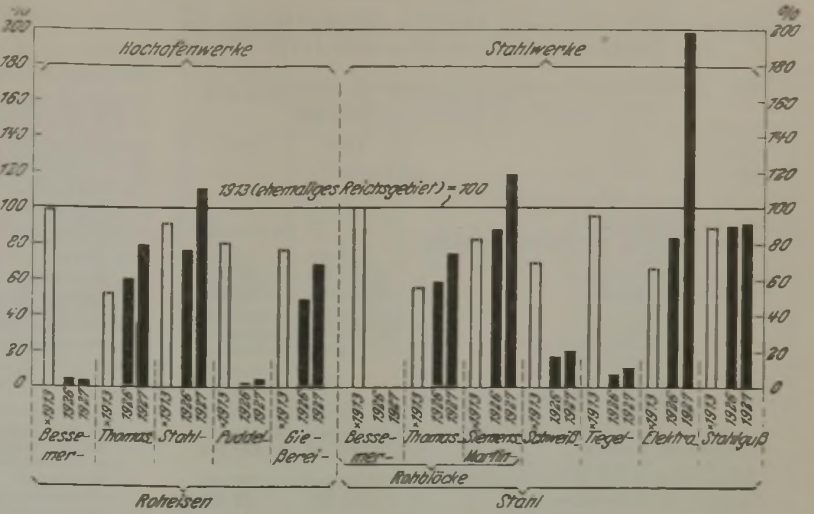


Abbildung 3. Entwicklung der Roheisen- und Stahlerzeugung im Vergleich zum Jahre 1913.

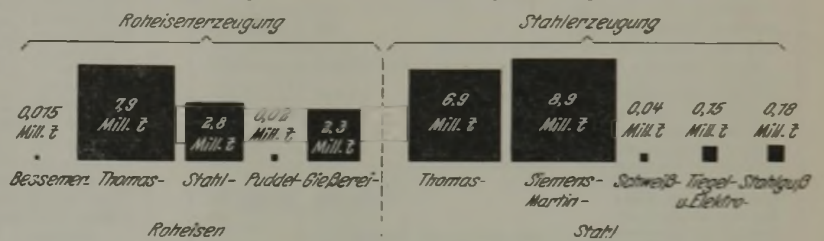


Abbildung 4. Umfang der Roheisen- und Stahlerzeugung nach Sorten.

Zahlentafel 5. Erzeugung der Hochofen- und Stahlwerke.

Betriebszweige und Erzeugnisse	1925	1926	1927
	1000 t		
Hochofenwerke	10 089	9 636	13 089
davon			
Puddelroheisen	22	11	21
Bessemerroheisen	39	16	16
Thomasroheisen	5 942	5 997	7 888
Stahlisen, Spiegeleisen usw.	2 054	1 961	2 842
Gießereiroheisen	1 967	1 650	2 321
Gußwaren erster Schmelzung	65	0	0
Bruch- und Wascheisen	0	1	1
Stahlwerke	12 119	12 264	16 168
davon			
Schweißstahl	68	33	44
Roßblöcke aus Flußstahlwerken	11 866	12 101	15 937
hiervon aus			
Bessemerbirnen	29	—	0
Thomasbirnen	5 111	5 453	6 906
Siemens-Martinöfen	6 607	6 582	8 878
Tiegelöfen	14	6	9
Elektrostahlöfen	112	60	143
Stahlguß	185	125	187

Der Anteil der Wirtschaftsbezirke in Hundertteilen der Gesamterzeugung betrug:

Bezirk	Roheisen		Rohstahl ¹⁾		Roßblöcke aus Siemens-Martin-Öfen	
	1913 ²⁾	1927	1913 ²⁾	1927	1913 ²⁾	1927
	Rheinland-Westfalen	74,8	79,0	82,9	79,9	76,9
Siegerland, Lahn- und Dillbezirk	9,7	6,0	3,6	2,5	6,3	4,3
Oberschlesien	3,5	2,3	3,4	3,6	6,1	6,4
Übriges Deutschland (ohne Saargebiet)	12,0	12,7	10,1	14,0	10,7	15,9

¹⁾ Schweißstahl, Flußstahl ohne Stahlguß. — ²⁾ Jetziges Reichsgebiet.

entsprechend der Eisen verarbeitenden Industrie — der Aufschwung (im Gegensatz zur Eisen schaffenden Industrie) zum größten Teil erst im Jahre 1927 vollzog. Die Herstellung von Gußwaren für industrielle Zwecke ist gegen 1926 am stärksten gestiegen. Gemessen an der Erzeugung von 1913 blieb jedoch sowohl die Herstellung von Maschinenguß als auch von Bauuguß am weitesten zurück, während die Erzeugung der anderen Gußwaren darüber lag.

Die Leistungen der Kohlen- und Eisenindustrie im Jahre 1927³⁾ sind in den nachstehenden Zahlentafeln nochmals zusammenfassend wiedergegeben.

³⁾ Vierteljahrshefte zur Statistik des Deutschen Reiches 37 (1928) Heft 4.

Brikett- und Koks- sowie Eisen- und Stahlerzeugung des Deutschen Reiches im Jahre 1927.

1. Briketts		
	1926	1927
Steinkohlenbriketts		
Zahl der Betriebe	77	71 ¹⁾
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	2 771	2 611
Verarbeitete Steinkohlen t	5 522 262	5 146 974
Erzeugung an Briketts t	5 901 593	5 554 980
Braunkohlen-Briketts und -Naßpreßsteine		
Zahl der Betriebe	210	198
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	28 587	28 507
Verarbeitete Braunkohlen für Briketts . t	67 643 935	72 712 540 ²⁾
Erzeugung an Briketts t	34 232 742	36 409 914
Verarbeitete Braunkohlen für Naßpreßsteine	196 085	123 729
Erzeugung an Naßpreßsteinen t	125 301	79 987
2. Koks		
Zahl der Betriebe	168	160
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	24 847	26 622
Koksöfen am Jahreschluß vorhanden:		
a) mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse	20 840	20 351
b) ohne Gewinnung der Nebenerzeugnisse	261	177
Koksöfen, durchschnittlich im Betriebe:		
a) mit Gewinnung der Nebenerzeugnisse	15 369	17 157
b) ohne Gewinnung der Nebenerzeugnisse	139	98
Eingesetzte Steinkohlen t	34 612 075	42 011 793
Erzeugung an Koks t	27 297 398	33 242 495
Erzeugung an Teer t	965 616	1 187 375
Erzeugung an Benzol t	244 599	306 557
Erzeugung an schwefelg. Ammoniak usw. t	380 444	458 430
Absatz an Leuchtgas Mill. m ³	470,1	595,7
3. Eisen und Stahl		
Hochofenbetriebe		
Zahl der Betriebe	51	48
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	20 560	21 527
Hochöfen am Jahreschluß vorhanden . . .	183	172
Hochöfen durchschnittlich im Betriebe . .	127	134
Gesamtbetriebsdauer dieser Hochöfen . . .	4 456	5 811
Verbrauchte Rohstoffe:		
Eisen- und Eisenmanganerze t	14 627 399	20 596 153
Manganerze (mit über 30 % Mangan) t	261 192	321 925 ³⁾
Kiesabbrände usw. t	1 198 782	1 382 236
Brucheisen t	651 588	752 241
Schlacken und Sinter aller Art t	2 046 512	2 641 526
Zuschläge t	2 273 304	3 156 177
Koks t	9 662 401	13 306 267
Holzkohlen t	—	—
Koksroheisenerzeugung t	—	—
Holzkohlenroheisenerzeugung t	—	—
Gesamte Roheisenerzeugung t	9 636 054	13 088 798
Darunter:		
Gießereirohisen t	1 650 286	2 320 613
Gußwaren I. Schmelzung t	33	57
Bessemerroheisen t	15 524	15 660
Thomasroheisen t	5 997 529	7 888 368
Stahleisen u. Spiegeleisen usw. t	1 961 340	2 841 863
Puddelroheisen t	10 563	21 542
Bruch- und Wascheisen t	779	695
Erzeugung an verwertbaren Schlacken . t	2 798 981	3 567 373
Eisen- und Stahlgießereien, einschl. Kleinbessemerereien		
Zahl der Betriebe	1 557	1 515
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	118 637	152 458
Betriebsvorrichtungen am Jahreschluß vorhanden:		
Kuppelöfen	3 124	3 034
Flammöfen	130	135
Siemens-Martin-Oefen	93	84
Temperöfen	678	646
Tiegelöfen	815	714
Elektrostahlöfen	23	26
Kleinbessemerbirnen	105	103
Verbrauchte Rohstoffe:		
Roheisen t	1 508 247	2 255 817
Schrot t	754 710	1 080 896
Erzeugung an Gußwaren t	2 045 813	3 062 478
Darunter:		
Eisenguß, Temperguß und Stahlguß . . . t	1 965 297	2 943 110
Emallierter oder auf andere Weise verfeinerter Eisenguß t	80 516	119 368

	1926	1927
Schweißstahl- (Puddel-) Werke		
Zahl der Betriebe	11	8
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	714	609 ⁴⁾
Am Jahreschluß vorhandene Oefen	53	36
Davon:		
Puddelöfen	46	31
Schweißöfen	7	5
Verbrauchte Rohstoffe:		
Roheisen t	10 098	12 507 ⁵⁾
Schrot t	31 248	38 029
Zuschläge t	120	—
Erzeugung an:		
Schweißstahl t	38 093	44 027
Raffinier- und Zementierstahl t	116	144
verwertbaren Schlacken t	8 090	6 172
Flußstahlwerke		
Zahl der Betriebe	97	87 ⁶⁾
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	24 792	28 824
Am Jahreschluß vorhandene Betriebseinrichtungen:		
Thomasbirnen	63	62
Bessemerbirnen	11	7
Siemens- (mit bas.) Zu-	395	349
Martin-Oefen (mit saurer) stellung	35	28
Elektrostahlöfen	50	48
Tiegelöfen	87	96
Verbrauchte Rohstoffe:		
Roheisen t	8 078 185	10 796 776 ⁷⁾
Schrot t	5 310 779	6 862 900
Eisenerze t	173 265	274 407
Zuschläge t	1 197 237	1 576 100
Gesamte Erzeugung der Flußstahlwerke t	12 225 523	16 123 323
Davon:		
Rohblöcke t	12 100 846	15 936 567
Darunter aus:		
Thomasbirnen t	5 452 822	6 906 470
Bessemerbirnen t	—	39
Siemens- (mit bas.) Zu-	6 445 396	8 700 682
Martin-Oefen (mit saurer) stellung	136 168	177 697
Elektrostahlöfen t	60 468	142 499
Tiegelöfen t	5 992	9 180
Stahlguß t	124 677	186 756
Schlacken zur Vermahlung zu Thomasmehl bestimmt t		
	1 397 131	1 742 368
Schlacken anderer Art t		
	789 039	1 110 775
Walzwerke (mit oder ohne Schmiede- oder Preßwerke)		
Zahl der Betriebe	156	146 ⁸⁾
Zahl der berufsgen. versicherten beschäftigten Personen	77 612	92 024 ⁹⁾
Verbraucht wurden:		
Rohblöcke t	11 974 891	15 681 367
Flußstahlhalbzeug t	2 288 982	3 241 096
Schweißstahlhalbzeug t	39 801	64 584
Abfallerzeugnisse (Abfallenden usw.) . . t	12 910	7 403
Walzwerke (mit oder ohne Schmiede- oder Preßwerke) (ferner)		
Gesamte Erzeugung der Walzwerke, einschl. der mit ihnen verbundenen Schmiede- und Preßwerke t		
	14 257 717	18 818 232
Davon:		
Halbzeug zum Absatz bestimmt t	2 640 819	3 363 599
Fertigerzeugnisse t	9 016 941	11 970 662
Darunter:		
Eisenbahnoberbauzeug (Schienen, Schwellen, Laschen, Unterlagsplatten und Kleiseisenzeug) t	1 576 968	1 769 344
Träger (Formeisen von 80 mm Höhe und darüber) t	684 423	975 434
Stabeisen u. sonst. Formeisen unter 80 mm Höhe, Universaleisen t	2 699 061	3 774 150
Bandeisen t	379 717	538 465
Walzdraht t	1 049 527	1 163 421
Grobbleche (5 mm u. darüber stark) t	754 524	1 151 351
Feinbleche (unter 5 mm) t	790 598	1 122 611
Weißblech t	97 562	130 315
Röhren t	566 366	661 370
rollendes Eisenbahnzeug (Achsen, Räder usw.) t	117 734	240 132
Schmiedestücke t	193 694	287 951
andere Fertigerzeugnisse t	106 767	156 118
Abfallerzeugnisse (Abfallenden und verwertbare Schlacken) t	2 599 957	3 483 971

¹⁾ Drei Betriebe mit 115 497 t Steinkohlenbriketts geschätzt. — ²⁾ Davon aus eigenen Gruben 72 396 671 t, von anderen inländischen Gruben 315 869 t. — ³⁾ Davon aus Rußland 166 988 t, Rumänien 3984 t, Ungarn 4174 t, Griechenland 1338 t, Asien 117 075 t, Afrika 23 977 t, Amerika 4389 t. — ⁴⁾ Für einen Betrieb sind die Personen bei den Walzwerken nachgewiesen. — ⁵⁾ 127 t stammten aus Luxemburg. — ⁶⁾ Für drei Betriebe sind die Zahlen geschätzt. — ⁷⁾ Davon aus: Skandinavien 19 745 t, Oesterreich 15 358 t, Holland 26 612 t, Schweiz 935 t, Tschechoslowakei 130 t, Südslawien 450 t, Frankreich 209 t, Luxemburg 57 t, Belgien 151 t, Serbien 15 t, England 14 t, Amerika 1175 t. — ⁸⁾ Für zehn Betriebe sind die Zahlen geschätzt. — ⁹⁾ Für einen Schweißstahlbetrieb sind die Personen mit angegeben.

Die Saarkohlenförderung im Februar 1929.

Nach der Statistik der französischen Bergwerksverwaltung betrug die Kohlenförderung des Saargebiets im Februar 1929 insgesamt 1 037 880 t; davon entfallen auf die staatlichen Gruben 1 001 546 t und auf die Grube Frankenholz 36 334 t. Die durchschnittliche Tagesleistung betrug bei 23,95 Arbeitstagen 43 332 t. Von der Kohlenförderung wurden 90 440 t in den eigenen Werken verbraucht, 18 170 t an die Bergarbeiter geliefert und 30 204 t den Kokereien zugeführt sowie 925 060 t zum Verkauf und Versand gebracht. Die Haldenbestände verminderten sich um 25 994 t. Insgesamt waren am Ende des Berichtsmonats 94 369 t Kohle und 2458 t Koks auf Halde gestürzt. In den eigenen angegliederten Betrieben wurden im Februar 1929 21 352 t Koks hergestellt. Die Belegschaft betrug einschließlich der Beamten 63 188 Mann. Die durchschnittliche Tagesleistung der Arbeiter unter und über Tage belief sich auf 812 kg.

Die Ergebnisse der Bergwerks- und Hüttenindustrie Deutsch-Oberschlesiens im Februar 1929¹⁾.

Gegenstand	Januar 1929 t	Februar 1929 t
Steinkohlen	1 826 002	1 681 669
Koks	138 975	125 721
Briketts	29 906	29 347
Rohteer	5 782	5 374
Teerpech und Teeröl	55	50
Rohbenzol und Homologen	2 029	1 815
Schwefelsaures Ammoniak	1 977	1 793
Roheisen	20 763	13 093
Flußstahl	42 891	40 249
Stahlguß (basisch und sauer)	1 174	1 074
Halbzeug zum Verkauf	3 200	2 626
Fertigerzeugnisse	32 899	28 137
Gußwaren II. Schmelzung	2 934	2 387

¹⁾ Oberschl. Wirtsch. 4 (1929) S. 261 ff.

Großbritanniens Roheisen- und Stahlerzeugung im März 1929.

Die Zahl der im Betrieb befindlichen Hochöfen belief sich Ende März auf 145 oder fünf mehr als zu Beginn des Monats. An Roheisen wurden im März 1929 599 900 t gegen 527 900 t im Februar 1929 und 602 100 t im März 1928 erzeugt. Davon entfielen auf Hämatit 192 300 t, auf basisches Roheisen 255 200 t, auf Gießereiroheisen 110 000 t und auf Puddelroheisen 21 600 t.

Frankreichs Roheisen- und Flußstahlerzeugung im Februar 1929.

	Puddel-	Besse- mer-	Gießere- rei-	Thomas-	Ver- schiede- nes	Ins- gesamt	Besse- mer-	Thomas-	Sie- mens- Martin-	Tiegel- guß-	Elektro-	Ins- gesamt	Davon Stahlguß
	Roheisen 1000 t zu 1000 kg						Flußstahl 1000 t zu 1000 kg						
Januar 1929	40	119	709	36 ¹⁾	904 ¹⁾	5	579	240 ¹⁾	1,4	12,6	836 ¹⁾	18	
Februar „	26	113	615	27	781	5,3	502	219	1,7	10,0	738	14	

¹⁾ Berichtigte Zahlen.

Wirtschaftliche Rundschau.

Die Elektrizitätserzeugung in Rheinland-Westfalen.

Nach der letzten Erhebung des Statistischen Reichsamts für die Elektrizitätswirtschaft im Jahre 1927 wurden in Rheinland und Westfalen 33,5 % der in Deutschland gewonnenen elektrischen Energie erzeugt. Auf den Kopf der rheinisch-westfälischen Bevölkerung kamen rd. 677 kWh, auf den Kopf der in Rheinland-Westfalen vorhandenen Arbeiter 1,5 PS Leistung der Stromerzeuger, gegen 325 kWh bzw. 0,8 PS im übrigen Reich.

Die Stromerzeugung der Kraftanlagen entwickelte sich in den letzten Jahren wie folgt:

	1927	1926	1925
	in Millionen kWh		
Rheinland	5 240	4 463	4 282
Westfalen	3 160	2 716	2 613
zusammen	8 400	7 179	6 895
Deutsches Reich	25 134	21 218	20 328

Sowohl im Rheinland als auch in Westfalen wird der weitaus größte Teil des elektrischen Stromes von den Selbstversorgern in Eigenanlagen gewonnen. Diese erzeugten im Rheinland 62 %, in Westfalen 75 %, im übrigen Reichsgebiet 43 % der elektrischen Gesamtenergie. Der Rest entfiel auf die öffentlichen Kraftwerke. Die etwas geringere Selbstversorgung im Rheinland hängt wohl

mit der weitgehenden Verwendung von Braunkohle zusammen, die eine mehr zusammengefaßte Stromerzeugung bedingt. Das Ueberwiegen der Eigenversorgung mit elektrischer Kraft in Rheinland-Westfalen ergibt sich aus dem Vorherrschen der Schwerindustrie, die ihren Strom im wesentlichen aus eigenen Kraftquellen gewinnt. Die Zechen, Kokereien und Hochöfen verwerten hierzu entweder selbst geförderte Kohle oder in eigenen Betrieben anfallendes Gas, Abhitze, Abdämpfe usw. Von den im Jahre 1927 im ganzen in Rheinland-Westfalen erfaßten 1082 Selbstversorgern entfiel auf die Schwerindustrie zwar höchstens ein Drittel, diese erzeugten jedoch rd. 80 % der in allen Eigenanlagen des Gebiets gewonnenen Strommenge.

Die Ergebnisse der polnisch-oberschlesischen Bergbau- und Eisenhüttenindustrie im Februar 1929¹⁾.

Gegenstand	Januar 1929 t	Februar 1928 t
Steinkohlen	2 997 456	2 379 663
Koks	144 549	122 253
Rohteer	6 957	5 612
Teerpech	801	490
Teeröl	431	247
Rohbenzol und Homologen	1 823	1 400
Schwefelsaures Ammoniak	3 058	1 924
Steinkohlenbriketts	27 606	16 354
Roheisen	43 288 ²⁾	33 430
Flußstahl	95 388 ²⁾	78 803
Fertigerzeugnisse der Walzwerke (ohne Röhren)	62 650 ²⁾	50 713

¹⁾ Vgl. Z. Berg-Hüttenm. V. 68 (1929) S. 219 ff.

²⁾ Berichtigte Zahlen.

Belgiens Bergwerks- und Hüttenindustrie im Februar 1929.

	Januar 1929	Februar 1929
Kohlenförderung	2 453 370	2 114 780
Kokserzeugung	520 240 ¹⁾	458 740
Briketherstellung	182 830	159 760
Hochöfen im Betrieb Ende des Monats	56	55
Erzeugung an:		
Roheisen	350 680	302 320
Flußstahl	346 820	293 840
Stahlguß	10 190	8 180
Fertigerzeugnissen	313 600 ¹⁾	266 790
Schweißstahlfertigerzeugnissen	14 990	12 270

¹⁾ Berichtigte Zahlen.

Frankreichs Hochöfen am 1. März 1929.

	Im Feuer	Außer Betrieb	Im Bau oder in Ausbesserung	Insgesamt
1. Januar 1929	153	21	47	221
1. Februar „	157	66		223
1. März „	157	66		223

Zahlentafel 1. Stromerzeugung und Kraftquellen der rheinisch-westfälischen Kraftwerke.

Kraftquellen	Rheinland				Westfalen				Uebriges Deutschland			
	Oeffentl. Elektrizitätswerke		Eigenanlagen		Oeffentl. Elektrizitätswerke		Eigenanlagen		Oeffentl. Elektrizitätswerke		Eigenanlagen	
	Mill. kWh	%	Mill. kWh	%	Mill. kWh	%	Mill. kWh	%	Mill. kWh	%	Mill. kWh	%
Steinkohle	554,8	27,6	980,3	30,4	724,0	90,2	1350,3	57,3	3415,3	36,2	2089,7	28,9
Rohbraunkohle	1390,6	69,5	696,9	21,6	-	-	0,1	-	3312,5	35,1	2658,5	36,8
Braunkohlenbriketts	0,5	-	74,5	2,3	0,1	-	0,9	-	263,3	2,8	250,8	3,5
Mischung fester Brennstoffe	2,1	0,1	21,8	0,7	6,4	0,8	14,1	0,6	179,5	1,9	200,0	2,8
Feste Brennstoffe insgesamt	1948,0	97,2	1773,5	55,0	730,5	91,0	1365,4	57,9	7170,6	76,0	5199,0	72,0
Wasser	54,6	2,7	45,9	1,4	70,6	8,8	34,4	1,4	2241,7	23,5	1358,6	18,8
Gas	-	-	1339,9	41,2	-	-	812,4	34,5	21,2	0,2	537,3	7,4
Öl	2,5	0,1	9,2	0,3	1,1	0,2	7,3	0,3	75,1	0,3	94,9	1,3
Sonstige	-	-	66,6	2,1	0,1	-	138,4	5,9	0,5	-	35,3	0,5
Zusammen	2005,1	100,0	3235,1	100,0	802,3	100,0	2357,9	100,0	9509,1	100,0	7235,1	100,0
	38 %		62 %		25 %		75 %		57 %		43 %	
Leistungsfähigkeit der Stromerzeuger	885 981 kW		965 959 kW		434 157 kW		871 303 kW		4 407 808 kW		2 677 325 kW	

Zahlentafel 2. Stromerzeugung nach Größenklassen (in Millionen kWh).

Größenklassen nach der Leistung der Stromerzeuger	Rheinland				Westfalen				Uebriges Deutschland			
	Oeffentliche Elektrizitätswerke											
	insgesamt	davon aus			insgesamt	davon aus			insgesamt	davon aus		
festen Brennstoffen		Wasser	anderen Kraftquellen	festen Brennstoffen		Wasser	anderen Kraftquellen	festen Brennstoffen		Wasser	anderen Kraftquellen	
bis 100 kW	1,4	0,3	0,9	0,2	0,4	0,2	0,2	-	44,0	2,4	35,3	6,3
101 bis 1 000 kW	13,0	2,7	9,6	0,7	27,3	5,6	20,6	1,1	373,8	42,9	278,6	51,3
1001 „ 5 000 „	24,3	22,7	-	1,6	44,3	10,0	34,3	-	794,8	197,7	568,1	19,0
5001 „ 10 000 „	78,5	63,6	14,9	-	25,7	10,2	15,5	-	562,2	223,0	339,2	-
über 10 000 kW	1888,0	1858,7	29,3	-	704,6	-	-	-	7 744,2	6 703,4	1020,5	-
Zusammen	2005,2	1948,0	54,7	2,6	802,3	730,6	70,6	1,1	9 508,0	7 169,4	2241,7	76,6
Eigenanlagen												
bis 100 kW	20,4	15,6	3,0	1,8	12,3	7,7	2,7	1,9	161,5	97,6	41,7	22,2
101 bis 1 000 kW	164,8	144,1	13,7	7,0	86,7	55,4	15,6	15,7	943,9	710,4	166,7	66,8
1001 „ 5 000 „	461,1	369,0	26,1	66,0	581,1	474,1	8,8	98,2	1 818,1	1 456,6	212,1	149,4
5001 „ 10 000 „	668,2	435,9	3,0	229,3	425,7	317,2	7,3	101,2	920,2	581,9	11,2	327,1
über 10 000 kW	1920,5	808,9	-	1111,6	1252,2	511,1	-	741,1	3 381,2	2 352,3	926,9	102,0
Zusammen	3235,0	1773,5	45,8	1415,7	2358,0	1365,5	34,4	958,1	7 224,9	5 198,8	1358,6	667,5
Insgesamt	5240,2	3721,5	100,5	1418,2	3160,3	2096,1	105,0	959,2	16 732,9	12 368,2	3600,3	764,4

allen in der Eisenindustrie, die etwa 75 % ihres selbsterzeugten Stromes aus ihnen gewann.

Die öffentlichen Elektrizitätswerke erzeugen ihren Strom im Rheinland zu 70 % aus Rohbraunkohle, in Westfalen zu neun Zehntel aus Steinkohle.

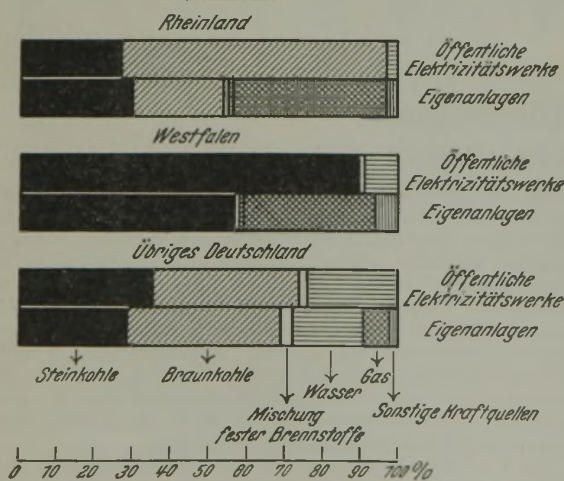


Abbildung 1. Die Kraftquellen in der Elektrizitätswirtschaft Rheinland-Westfalens und im übrigen Deutschland in %.

Die Kraftquellen haben je nach der Größe der Anlagen verschiedenartige Bedeutung. Die öffentlichen Kleinkraftwerke benutzen auch in Rheinland-Westfalen ebenso wie im übrigen Deutschland zur Stromerzeugung vorwiegend die Wasserkraft. Die kleinen Eigenanlagen in Rheinland-Westfalen verwenden ebenfalls in erheblichem Maße Wasser als Kraftquelle, allerdings in ge-

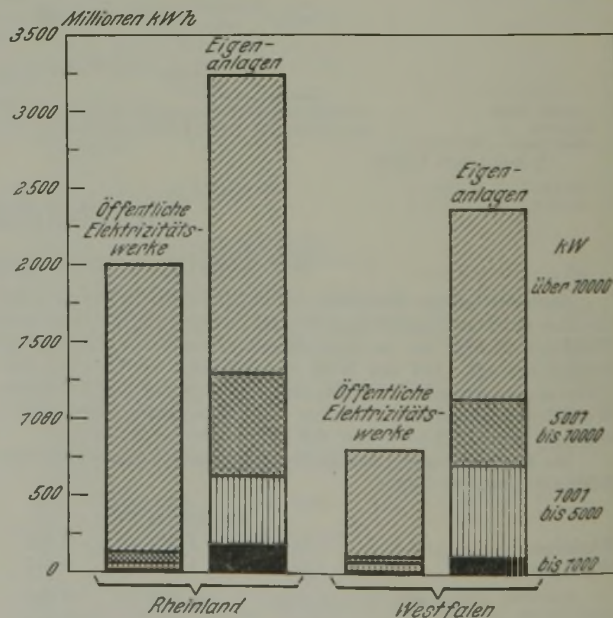


Abbildung 2. Die Stromerzeugung nach Größenklassen.]

ringem Umfang als im sonstigen Reichsgebiet. Die größeren Selbstversorger in Rheinland und Westfalen erzeugen ihren Strom im wesentlichen aus Gas und sonstigen im eigenen Betrieb anfallenden Kraftquellen. Die Großbeizentralen mit einer Leistung von mehr als 10 000 kW erzeugten in beiden Provinzen ihren Strom zu je 60 % aus Gas, Abhitze, Abdampfen und ähn-

lichen Kraftquellen, während sie im übrigen Norddeutschland fast ausschließlich feste Brennstoffe und in Süddeutschland überwiegend Wasserkraft benutzen.

Die Ausnutzung der Kraftanlagen war, wie die folgende Uebersicht zeigt, im Gesamtdurchschnitt im Rheinland höher, in Westfalen geringer als im Reichsdurchschnitt, und zwar sowohl bei den öffentlichen Kraftwerken als auch bei den Eigenanlagen.

Der weitaus größte Teil der elektrischen Kraft Rheinland-Westfalens wird in wenigen Großbetrieben gewonnen (s. Zahlen-

Zahlentafel 3. Stromerzeugung der wichtigsten Industrien. (in Millionen kWh)

	Deutsches Reich							
	Rheinland-Westfalen	Insgesamt	davon aus					sonstige Kraftquellen
			Steinkohle	Braunkohle	Mischung fester Brennstoffe	Wasser	Gas	
Bergbau (Kohle, Erz, Torf)	2003	3 350	1796	1098	16	15	358	67
Eisen schaffende Industrie . . .	3459	3 010	556	166	3	59	2128	138
Eisen- und Metall verarbeitende Industrie . . .	206	613	284	151	31	61	32	55
Chem. und metallurg. Industrie . .	561	3 143	533	1508	8	916	170	9
Papierindustrie	150	1 106	559	341	103	37	-	15
Textilindustrie	122	547	364	92	44	127	-	30
Sonstige Industrie	92	1 049	428	325	31	204	1	58
Zusammen	5593	12 818	4420	3682	236	1439	2689	351

Durchschnittliche Benutzungsdauer der Kraftanlagen im Jahre 1927 in Stunden.

	Öffentliche Elektrizitätswerke				Eigenanlagen			
	bis 1000 kW	1001 bis 10 000 kW	über 10 000 kW	Insgesamt	bis 1000 kW	1001 bis 10 000 kW	über 10 000 kW	Insgesamt
Rheinland . . .	2146	1776	2275	2275	1950	3938	4000	3349
Westfalen . . .	2190	2800	1780	1848	1910	2226	3340	2706
Deutsches Reich	1897	2215	2154	2150	1770	3511	3663	2839

tafel 2 und Abb. 2). Im Rheinland lieferten 19 öffentliche Großkraftwerke mit einer Leistungsfähigkeit von mehr als 10 000 kW 94 %, in Westfalen 10 Werke 88 % des gesamten öffentlichen Stromes. Bei den Eigenanlagen dieser Größe betrug der entsprechende Hundertsatz im Rheinland 60 %, in Westfalen 53 %.

Der Anteil der kleineren Kraftanlagen bis zu 1000 kW Leistung der Gesamterzeugung betrug bei den öffentlichen Kraftwerken im Rheinland 0,7 %, in Westfalen 3 % (im übrigen Preußen 3 % und in Süddeutschland 9 %), bei den Eigenanlagen im Rheinland 6 %, in Westfalen 5 % (im übrigen Preußen 11 % und in Süddeutschland 15 %).

Der Anteil Rheinland-Westfalens an der deutschen Stromerzeugung wächst mit zunehmender Größe der Kraftwerke. Er betrug in der

Größenklasse	bei den gewerbl. Elektrizitätswerken %	bei den Eigenanlagen %
bis 100 kW Leistungsfähigkeit . . .	4	17
101— 1 000 kW Leistungsfähigkeit .	10	21
1001— 5 000 „ „ . . .	7	37
5001— 10 000 „ „ . . .	16	52
über 10 000 „ „ . . .	25	61

Eine wesentliche Bereicherung der Unterlagen über die deutsche Elektrizitätswirtschaft hat die letzte amtliche Erhebung dadurch gebracht, daß sie auch die Eigenversorgung der einzelnen Industrien ermittelt hat. Es handelt sich aber lediglich um die Eigenzeugung, nicht etwa um den gesamten Stromverbrauch der in Betracht kommenden Industrien. Die wichtigste Selbstversorgergruppe in der Elektrizitätswirtschaft ist die Schwerindustrie, auf die rd. die Hälfte des insgesamt von den Eigenanlagen erzeugten Stromes entfiel (s. Zahlentafel 3). Auf den Bergbau allein kamen 26 %, auf die Eisen schaffende Industrie 23 %. Unter den Selbstversorgern nimmt weiter die chemisch-metallurgische Industrie mit 25 % eine hervorragende Stelle ein, sowie, allerdings erst in weiterem Abstand, die Papierindustrie. Diese Industrien sind infolge ihres kontinuierlichen Betriebes und der Größe und Eigenart der Anlagen starke Stromverbraucher, so daß sich die Unterhaltung eigener Großkraftwerke besonders lohnt, zumal wenn, wie in der Schwerindustrie, aus eigenem Betrieb gewonnene Kraftquellen verwendet werden. In Rheinland-Westfalen wurden von der Schwerindustrie rd. vier Fünftel des von den Selbstversorgern des Gebietes überhaupt gewonnenen Stromes erzeugt, und zwar fiel der größere Teil auf die Zentralen der Eisenindustrie. Dr. Oscar Dorth, Berlin.

Die Lage des englischen Eisenmarktes im März 1929.

Der Monat März war für den britischen Eisen- und Stahlmarkt fast ohne Bedeutung; auch die Preise änderten sich kaum. Gegen Ende des Monats wirkten zudem die Osterfeiertage lähmend

auf die Geschäftstätigkeit ein. Die britischen Werke zogen auch weiterhin den größten Teil des auf den Markt gelangenden Geschäftes an sich, da meistens der Unterschied zwischen ihren und den Preisen der festländischen Stahlwerke nicht ausreichte, um die heimischen Käufer zur Erteilung von Aufträgen an diese zu veranlassen. Anfang März ließen einige Käufe aus Indien und dem fernen Osten hoffen, daß hier das Frühjahrsgeschäft einsetzen würde. Wie man Mitte des Berichtsmonats sah, verwirklichte sich diese Hoffnung jedoch nicht, es schien vielmehr eine ausgesprochen ruhige Zeit anzubrechen. Zudem beunruhigte die Möglichkeit einer neuen Erhöhung des Zinsfußes den heimischen Markt ebenso wie das Gerücht, daß die Europäische Rohstahlgemeinschaft ihre Tätigkeit nicht fortsetzen wolle. Eine Auflösung würde zweifellos eine sehr starke Zunahme des Wettbewerbs und natürlich auch einen Rückgang der Preise zur Folge haben. Die Rohstahlgemeinschaft überwand jedoch alle Schwierigkeiten; kurz vor Ostern war so etwas wie eine Wiederbelebung der Nachfrage, allerdings nicht für sofortiges Geschäft, von Indien und dem fernen Osten zu verzeichnen. Andererseits zeigten die britischen Lagerhalter und Konstruktionswerkstätten durchaus keine Eile, trotz reichlicher Arbeit ihre Bestellungen zu vergeben. Bei den Stahlwerken herrschte fortgesetzt Nachfrage nach Schiffsbaumaterial, welchem Umstande hauptsächlich die gegenwärtige ziemlich gute Lage der britischen Stahlwerke zu verdanken ist. Vickers, Armstrong gaben bekannt, daß sie künftig alle von den Clyde-, Tees- und Tyne-Schiffswerften zu erteilenden Bestellungen auf Schiffswellen erhalten, weil sie jetzt in der Lage seien, ihre Preise den festländischen Preisen anzugleichen.

Das gesamte Ausfuhrgeschäft war unregelmäßig. Armstrong, Whitworth & Co. sicherten sich einen bedeutenden Auftrag auf 46 große Lokomotivkessel und Lokomotivteile für die indischen Eisenbahnen. Die britischen Werke erwarten mit Bestimmtheit einen umfangreichen Auftrag für eine Brücke in Birma. Verschiedene Abschlüsse in Schienen wurden getätigt, natürlich im Rahmen der Beteiligung an der Erma.

Die Lage des Erzmarktes änderte sich nicht wesentlich. Die Verkäufer behaupteten ihre Preise; andererseits besaßen die Käufer genügend Vorräte, weshalb sie sich noch ziemlich vom Marke fernhielten und nur gelegentlichen Bedarf deckten. Zu Anfang des Monats kostete bestes Bilbao 23/— sh und nordafrikanischer Roteisenstein 22/— sh cif, mit Frachten von 7/— bis 7/3 sh. Mitte März waren verschiedene beste Erzsorten schwer zu bekommen.

Roheisen erfreute sich wachsend guter Nachfrage. Die Nordostküstenerzeuger hielten ihre Preisnotierungen auf 67/— sh für Gießereiroheisen Nr. 3 fob und frei Eisenbahnwagen. Dies gibt jedoch kaum ein Bild der Lage, da infolge der eingeschränkten Erzeugung und der im Vormonat getätigten umfangreichen Abschlüsse wenig Roheisen auf dem offenen Marke angeboten wurde. Cleveland-Roheisen scheint im April knapp zu werden; wenn auch die Händler auf Grund ihrer Verträge über gewisse Mengen verfügen, ist doch verhältnismäßig wenig Ware für neue Geschäfte vorhanden. In Mittelengland wurde von den Erzeugern ein Staffelpfad eingerichtet, wonach die Preise in den verschiedenen Zonen je nach der Entfernung vom Erzeugerwerk festgesetzt werden. Die Preise sind auf der Grundlage von 62/6 sh ab Hochofenwerk für Derbyshire-Gießereiroheisen Nr. 3 und 59/— sh für Northamptonshire-Gießereiroheisen Nr. 3, einschließlich einer Vergütung von 9 d je t als Kommissionsgebühr der Händler berechnet. Tatsächlich ist man jedoch noch sehr unentschlossen, in welchem Umfange der Plan zur Anwendung gelangen soll; gegen Ende des Monats machte sich ein fühlbarer Widerstand bemerkbar, besonders bei den Verbrauchern in entfernteren Gebieten und bei einigen Händlern. Hämatitroheisen wurde fortgesetzt sehr gut gefragt; ebenso war die Auslandsnachfrage zufriedenstellend,

Zahlentafel 1. Die Preisentwicklung am englischen Eisenmarkt im März 1929.

	1. März		8. März		15. März		22. März		29. März			
	Britischer Preis		Festlandspreis		Britischer Preis		Festlandspreis		Britischer Preis		Festlandspreis	
	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	£ sh d	
Gießereirohisen Nr. 3	3 7 0	3 9 6	3 7 0	3 9 6	3 7 0	3 8 0	3 7 0	3 8 0	3 7 0	3 8 0	3 8 0	
Basisches Roheisen	3 1 0	3 5 6	3 1 0	3 5 6	3 1 0	3 4 6	3 1 0	3 4 6	3 1 0	3 5 0	3 5 0	
Knüppel	6 7 6	5 5 0	6 10 0	5 5 0	6 10 0	5 5 0	6 10 0	5 5 0	6 10 0	5 6 6	5 6 6	
Platinen	6 5 0	5 5 0	6 7 6	5 5 0	6 7 6	5 6 0	6 7 6	5 6 0	6 7 6	5 6 0	5 6 0	
Thomas-Walzdraht	7 16 3	6 5 0	7 17 6	6 2 6	7 15 0	6 2 6	7 15 0	6 2 6	7 15 0	6 2 6	6 2 6	
Handelsstabeisen	7 12 6	6 3 6	7 10 0	6 3 6	7 10 0	6 3 6	7 10 0	6 3 0	7 10 0	6 3 6	6 3 6	

hauptsächlich von Italien. Der Preis stieg von 72/6 sh für gemischte Ostküstensorten zu Beginn des Monats auf 74/— sh zu Monatschluß. Die schottischen Hersteller führten einen ähnlichen Plan wie die mittelenglischen Erzeugerwerke ein und gliederten ihm noch ein Mindestpreisverfahren auf der Grundlage von 71/— sh für Gießereirohisen Nr. 3 an. In Schottland arbeiteten nur 21 Hochöfen, so daß Aufpreise für verschiedene Sondersorten durchgesetzt werden konnten.

Auf dem Halbzeugmarkt war besonders der Mangel an festländischem Halbzeug bemerkenswert. Anfang März setzten die britischen Werke £ 6.7.6 für Knüppel und £ 6.5.— für Platinen fest, während die von den Festlandserzeugern verlangten Preise £ 4.15.— bis 4.18.— für vorgewalzte Blöcke, £ 5.5.— für zwei-zöllige Knüppel und £ 5.5.— bis 5.6.— für Platinen betragen, alles fob Antwerpen. Im weiteren Verlauf zeigten sich die festländischen Werke zurückhaltender; die zum Verkauf auf dem britischen Markte angebotenen Mengen wurden geringer. Platinen waren nicht unter £ 5.6.— erhältlich. Infolgedessen erhöhten auch die britischen Werke allmählich ihre Preise. Der allgemeine Knüppelpreis lautete auf £ 6.10.—; einige Werke forderten sogar bis £ 6.12.6. Die britischen Platinenpreise folgten später nach mit £ 6.7.6 bis 6.10.— ab Birmingham. Im letzten Teil des März boten von allen Festlandswerken nur die deutschen etwas stärker an, und selbst bei ihnen waren die Mengen nicht umfangreich. Die allgemeinen Preise waren auf £ 4.18.— für sechs- bis siebenzöllige vorgewalzte Blöcke und £ 4.16.— bis 4.16.6 für achtzöllige gestiegen. 2- und 2¼zöllige Knüppel kosteten £ 5.6.— fob bis 5.6.6, waren aber schwer zu erlangen. 2½- bis 4zöllige Knüppel wurden mit £ 5.3.6 fob verkauft. Festländische Platinen blieben unverändert auf £ 5.6.—. Die Preise galten bis Ende März, waren jedoch vielfach nur Nennpreise. Bei diesen Notierungen zog die Mehrzahl der englischen Verbraucher vor, britischen Werkstoff zu kaufen, so daß die englischen Werke bedeutende Aufträge buchen konnten. Gegen Ende des Monats waren sie jedoch bestrebt, die Preise auf vernunftgemäßer Grundlage festzusetzen. Die Nachfrage nach Walzdraht war lebhaft. Britische Hersteller, die im Februar zu £ 7.17.6 verkauft hatten, senkten ihren Preis auf £ 7.15.— und manchmal auf £ 7.12.6, während die Festlandspreise fest auf £ 6.2.6 fob blieben.

Die Geschäftstätigkeit in Fertigerzeugnissen war nicht so lebhaft wie im Februar. Einesteils unterbrach das Osterfest in gewissem Ausmaße die Tätigkeit; andererseits wurde die Ausfuhr durch die vom fernen Osten und den näheren östlichen Märkten beobachtete vorsichtige Haltung eingeschränkt. Die meisten Käufe wurden von südamerikanischen Verbrauchern abgeschlossen. Die Lage war zu Anfang März besonders durch die sich entwickelnde Knappheit auf dem Festlandmarkt gekennzeichnet. Schon ein oder zwei Monate vorher war es nicht leicht, mit festländischen Stahlerzeugern Abschlüsse in verschiedenen Walzerzeugnissen zu tätigen; im März wurde diese Knappheit betonter, und praktisch übernahmen alle Werke nur geringe Aufträge von einigen hundert Tonnen auf einmal. Dies trug unzweifelhaft zu der Festigkeit der festländischen Stahlpreise bei, hatte aber auch zur Folge, daß umfangreiche Aufträge von dem britischen Inlandmarkt, von den Kolonien und von einigen Märkten, die gewöhnlich Festlandsstahl kaufen, an die britischen Werke gingen. Zu Monatsbeginn verkauften die britischen Hersteller zu £ 7.10.— fob für dünne Stabeisen und zu £ 8.— für das heimische Geschäft; die Weiterverarbeiter verlangten £ 7.15.—, einige sogar bis £ 8.—. Ende März betrug der heimische Preis in einigen Fällen £ 8.15.— für kleine Mengen; Geschäfte in Stabeisen aus Festlandsknüppeln konnten noch zu £ 7.15.— bis 7.17.6 abgeschlossen werden. Trotz des Anziehens der Stahlpreise beschlossen die britischen Stahlerzeuger ihre offiziellen Preise im Augenblick nicht zu erhöhen. Festlandsstahl kostete £ 6.3.— bis 6.4.— zu Beginn des März, ¾- und 1¼zölliges Rund- und Vierkanteisen £ 7.—, und 1/8zölliges Grobblech £ 6.10.— alles fob Antwerpen. Stabeisen unterlag Mitte des Berichtmonats einem leichten Schwäche; man schloß zu £ 6.2.6 ab. Dies hielt nicht lange an, und zu

Monatschluß standen die Preise wieder auf £ 6.3.— bis 6.4.— für Handelsstabeisen; £ 5.3.— für Träger, britische Normalprofile; £ 5.1.— bis 5.1.6 für Normalprofile und £ 6.10.— bis 6.11.— für 1/8zölliges Grobblech. Für die britischen Weißblechwalzwerke verlief der ganze Monat recht unregelmäßig, und infolge neueröffneter Anlagen auf dem Festlande wurde der Wettbewerb heftiger. 24-G-Wellbleche in Bündeln kosteten Ende März £ 13.7.6 fob; nur wenige Werke verfügten über einen genügenden Auftragsbestand. Das zu Anfang des Monats in Anwendung gebrachte Preisübereinkommen scheint sich gut bewährt zu haben. Die Erzeugungsbeschränkung, höhere Gesteinskosten und die bessere Nachfrage steigerten den Grundpreis von 18/— sh auf 18/6 sh fob, Normalkiste 20 × 14; viele Werke legten jedoch auf Aufträge zu diesem Preise keinen besonderen Wert.

Über die Preisentwicklung im einzelnen unterrichtet *Zahlentafel 1*.

Vereinigte Stahlwerke, A.-G., Düsseldorf. — Nach einem Bericht der Verwaltung über das 2. Geschäftsquartaljahr 1928/29 (Januar bis März 1929) wurden im Vergleich zum vorhergehenden Vierteljahr gefördert oder erzeugt:

	2. Geschäftsquartaljahr 1928/29 (Januar bis März 1929)	1. Geschäftsquartaljahr 1928/29 (Oktober bis Dezember 1928)
Kohle	6 838 320 t	6 029 290 t
Koks	2 431 578 t	1 856 839 t
Roheisen	1 660 403 t	947 942 t
Rohstahl	1 824 733 t	1 016 961 t

Die Zahl der Arbeiter und Angestellten hat sich wie folgt entwickelt:

	am 31. 3. 1929	am 31. 12. 1928
Arbeiter	171 876	167 343
Vereinigte Stahlwerke insgesamt	83 731	82 275
davon Steinkohlenbergbau		
Angestellte	15 282	15 248
Vereinigte Stahlwerke insgesamt	4 897	4 930
davon Steinkohlenbergbau		

Der Umsatz mit Fremden belief sich im zweiten Geschäftsquartaljahr 1928/29 (1. Januar bis 31. März 1929) auf 353 639 675 *RM* (vorläufige Zahl). Davon entfielen auf: Abnehmer im Inlande . . . 223 548 891 *RM* (vorläufige Zahl) Abnehmer im Auslande . . 130 090 784 „ „ „ gegenüber einem Umsatz im ersten Geschäftsquartal (1. Okt. bis 31. Dez. 1928) von 275 010 471 *RM* (endgültige Zahl). Davon entfielen auf:

Abnehmer im Inlande . . .	180 697 213 <i>RM</i> (endgültige Zahl)
Abnehmer im Auslande . .	94 313 258 „ „ „

In den obigen Zahlen ist der Umsatz zwischen den einzelnen Abteilungen der Vereinigten Stahlwerke und der Umsatz der zum Konzern der Vereinigten Stahlwerke gehörenden Beteiligungen nicht enthalten.

Die spezifizierten Auftragsbestände der Hüttenwerke und Verfeinerungsbetriebe an Eisen- und Stahlerzeugnissen, die am 31. März 1929 in den Büchern der Vereinigten Stahlwerke standen, machen etwa 110,0 % des entsprechenden Auftragsbestandes im Monatsdurchschnitt des Geschäftsjahres 1927/28 aus.

Bei dem vorliegenden Bericht ist zu berücksichtigen, daß sämtliche Ergebnisse des ersten Geschäftsquartaljahrs 1928/29 (1. Oktober bis 31. Dezember 1928) durch den Arbeitskampf innerhalb der Nordwestlichen Gruppe im Monat November stark beeinflußt wurden.

Die Lage des deutschen Maschinenbaues im März 1929. — Im März machte sich eine geringe Zunahme der Anfragetätigkeit der Inlands- und Auslandskundschaft bemerkbar. Eine im Auftragseingang hier und da eingetretene Besserung wurde durch Verschlechterungen auf anderen Seiten größtenteils aufgehoben. Die Geschäftslage im ganzen verschlechterte sich nicht

weiter, erfuhr aber auch noch keine ins Gewicht fallende Besserung.

Der Auftragseingang aus dem Inlande war im 1. Vierteljahr 1929 bei 64 % der Maschinenbauunternehmen ungenügend gegen 46 % in der entsprechenden Zeit des Vorjahres. Der Eingang von Auslandsaufträgen war bei 61 % der Firmen noch „ungenügend“, jedoch ein wenig besser als in den ersten drei Monaten des Vorjahres, die bei 64 % „ungenügend“ ergeben hatten.

Die Zahl der tatsächlich geleisteten Arbeiterstunden stieg während des 1. Vierteljahres 1929 nicht über 67 bis 68 % des Sollstandes, während sie sich im 1. Vierteljahr 1928 durchschnittlich auf 74 % gehalten hatte. Die Wochenarbeitszeit betrug in den ersten drei Monaten 1929 48,3 Stunden, im 1. Vierteljahr 1928 durchschnittlich 50 Stunden.

Die Neuordnung der österreichischen Großeisenindustrie.

Seit zehn Jahren macht die österreichische Schwerindustrie außerordentliche Anstrengungen, um durch eine vollständige Umgestaltung ihrer Betriebe und ihres Absatzes wenigstens annähernd wieder ihre frühere Leistungsfähigkeit zu erreichen, mit dem Ergebnis, daß es im Jahre 1928 zum ersten Male gelungen ist, wenigstens 75 % der früheren Erzeugung herzustellen. Im Vergleich zur Vorkriegszeit ergibt sich für die Roheisen- und Stahlerzeugung in Oesterreich folgendes Bild:

Jahr	Roheisen in 1000 t	Rohstahl in 1000 t	Jahr	Roheisen in 1000 t	Rohstahl in 1000 t
1913 ¹⁾	607	890	1924	267	370
1919	62	162	1925	380	464
1920	100	229	1926	333	474
1921	224	351	1927	435	551
1922	321	481	1928	458	636
1923	342	499			

Man ersieht aus dieser Zusammenstellung deutlich die wechselnde Wirtschaftslage: infolge der Geldentwertung bis zum Jahre 1923 steigende Erzeugungszahlen, dann ein sehr scharfer Rückschlag in den Krisenjahren und die langsame Erholung während der letzten drei Jahre. Die österreichische Roheisengewinnung war im Jahre 1928 bereits höher als diejenige Italiens, nachdem bis zum Vorjahre Italien über Oesterreich stand.

Die Steigerung in der Eisenerzeugung in den letzten zwei Jahren ist, wie der soeben erschienene Rechenschaftsbericht des Vereines der Montan-, Eisen- und Maschinenindustriellen in Oesterreich hervorhebt, zum überwiegenden Teile auf den erhöhten Inlandsabsatz zurückzuführen, während die Ausfuhr nach wie vor den größten Schwierigkeiten begegnet. Im Sinne der Ausgestaltung und vollständigen Umstellung der österreichischen Schwerindustriebetriebe auf das neue Staatsgebiet ist in erster Linie eine zielbewußte Werbung für den Eisenverbrauch vorgesehen. Die Eisenindustrie ist der Ansicht, daß der Eisenverbrauch in Oesterreich je Kopf der Bevölkerung viel zu niedrig ist. Zwar ist es gelungen, den Verbrauch von 1924 bis 1927 um 50 %, nämlich von 48 auf 73 kg je Kopf, zu steigern, jedoch ist diese Ziffer außerordentlich niedrig, da der Eisenverbrauch in der Tschechoslowakei 102, in Frankreich 178, in England 239, in Deutschland 248 und in den Vereinigten Staaten 384 kg betrug und zeitweise in den Vereinigten Staaten sogar über 400 kg gestiegen war. Man will den Eisenverbrauch in Oesterreich wenigstens auf die Höhe der Tschechoslowakei heben und geht deshalb nunmehr daran, für die Umstellung von Holz auf Eisen im stärksten Maße zu werben. Eine solche Umstellung ist insbesondere bei den landwirtschaftlichen Geräten, bei allen möglichen Töpfen und Gefäßen, bei der Verpackung und vor allem beim Hausbau möglich. Zwei große Firmen der Schwerindustrie haben bereits den Versuch gemacht, Stahlhäuser in das Stadtbild einzufügen, um die Bevölkerung auf diese Weise davon zu überzeugen, daß diese Art Häuser viel billiger sind, rascher gebaut werden können und doch nicht die befürchteten Nachteile (im Sommer zu heiß, im Winter zu kalt) aufweisen.

Diese Werbung hat im Verein mit der besonders für die Maschinenindustrie nicht unwichtigen Tätigkeit zur Förderung der heimischen Erzeugnisse („Kauf österreichische Waren“) immerhin den Erfolg gehabt, daß seit etwa einem Jahre die österreichischen Eisen- und Metallwaren langsam den inneren Markt zu erobern beginnen; und darin äußerst sich in erster Linie die Aufbauarbeit der österreichischen Schwerindustrie. Die Großeisenindustrie war vordem in erster Linie Rüstungsindustrie; sie hatte im Frieden die Aufgabe, die landwirtschaftlichen Teile des Reiches zu industrialisieren, mit neuzeitlichen landwirtschaftlichen Geräten zu versorgen, große Bahn- und Brückenbauten zu ermöglichen. Alle diese Aufgaben sind

Preise für Metalle im ersten Vierteljahr 1929.

In Reichsmark für 100 kg Durchschnittskurse Berlin	Januar	Februar	März
	RM	RM	RM
Weichblei	44.506	45.763	51.296
Elektrolytkupfer	159.6635	170.115	200.781
Zink (Freihandel)	52.875	52.925	53.970
Hüttenzinn (Hamburg)	450.775	457.250	453.111
Nickel	350.—	350.—	350.—
Aluminium (Hütten)	190.—	190.—	190.—
Aluminium Walz- und Drahtbarren	194.—	194.—	194.—

eigentlich mit dem Tage der Zerschlagung des österreichischen Kaiserreichs zerronnen und es blieb angesichts der rasch emporschießenden Zollmannern der Nachfolgestaaten ein vollkommen verarmter innerer Markt, der wenig aufnahmefähig war und erst für die heimischen Erzeugnisse gewonnen werden mußte.

Zum ersten Male stellt der Bericht des Montanvereines mit einer gewissen Genugtuung fest, daß für das Jahr 1928 der Inlandsabsatz fast durchweg günstig war. So hat sich insbesondere der Absatz der österreichischen Feinblechwerke wesentlich gesteigert, wobei sogar günstigere Preise zu erzielen waren. In Drahtstiften war der Inlandsabsatz gegen 1927 um 15 % höher. Sehr gut beschäftigt war die Bandeisen- und Edelstahlindustrie. Der Schraubenabsatz hob sich seit 1927 in Oesterreich unausgesetzt; in Präzisionsstahlrohren war das Inlandsgeschäft befriedigend. In starkem Maße wirkten sich die vermehrten Neuanlagen, insbesondere die der Bundesbahnen, auf die österreichische Eisenindustrie aus, so daß die Lokomotiv- und Eisenbahnwagenfabriken während des ganzen Jahres 1928 ausreichende Beschäftigung hatten, wobei ausdrücklich festgestellt wird, daß die Auftragsbestände noch für längere Zeit ausreichen. Beachtlich ist die folgende Gegenüberstellung der vierteljährlichen Herstellung an Roheisen, Rohstahl und Fertigerzeugnissen in den beiden letzten Jahren. Man sieht insbesondere bei der Roheisen- und Rohstahlerzeugung eine Steigerung der Erzeugung von Vierteljahr zu Vierteljahr.

Roheisenerzeugung in Tonnen.

	Im Jahre 1927:				Jahres-summe
	I. Vierteljahr	II. Vierteljahr	III. Vierteljahr	IV. Vierteljahr	
Stahlroheisen	79 618	92 151	89 813	97 115	358 696
Gießereiroheisen	16 409	20 719	21 895	17 685	76 708
Zusammen	96 027	112 870	111 707	114 800	435 404
Im Jahre 1928:					
Stahlroheisen	99 430	89 098	109 918	108 754	407 200
Gießereiroheisen	14 709	14 001	8 619	13 333	50 711
Zusammen	114 139	103 099	118 537	122 136	457 911

Stahlerzeugung in Tonnen.

	Im Jahre 1927:				Jahres-summe
	I. Vierteljahr	II. Vierteljahr	III. Vierteljahr	IV. Vierteljahr	
Bessemerstahl	218	183	147	303	851
Siemens-Martin-Stahl	112 873	121 067	130 048	124 273	488 261
Edelstahl	14 838	17 037	14 745	15 494	62 104
Zusammen	137 929	138 277	144 940	140 070	551 216
Im Jahre 1928:					
Bessemerstahl	—	—	—	—	—
Siemens-Martin-Stahl	132 038	127 454	135 850	146 027	541 369
Edelstahl	25 640	24 958	21 600	22 090	94 288
Zusammen	157 678	152 412	157 450	168 117	635 657

Herstellung von Fertigerzeugnissen (Walz- und Schmiedeware) in Tonnen.

	Im Jahre 1927:				Jahres-summe
	I. Vierteljahr	II. Vierteljahr	III. Vierteljahr	IV. Vierteljahr	
Stabeisen und -stahl	43 549	43 668	53 253	48 220	188 690
Bauseisen	11 477	13 823	13 463	13 153	51 930
Eisenbahnschienen	381	2 432	4 060	3 343	10 216
Bleche	13 138	13 224	13 736	13 158	53 256
Walddraht	15 656	15 955	15 990	14 673	62 274
Sonstige Walzware	5 186	7 514	5 792	7 470	25 962
Geformte Schmiedestücke und Preßteile	1 143	1 164	1 316	1 098	4 721
Summe der Walz- und Schmiedeware	90 530	97 785	106 600	101 118	396 033
Stahlguß	2 284	2 281	2 183	2 416	9 144

¹⁾ Heutiges Staatsgebiet.

Im Jahre 1928:

Stabeisen und -stahl	58 582	46 837	53 293	54 677	213 389
Baueisen	13 855	12 755	15 212	17 850	59 672
Eisenbahnschienen	7 745	9 826	10 651	10 966	39 188
Bleche	14 812	12 243	14 287	14 612	55 954
Walzdraht	16 108	11 934	13 895	14 608	56 545
Sonstige Walzware	8 903	9 863	7 581	10 015	36 362
Geformte Schmiedestücke und Preßteile	1 748	2 109	2 176	2 031	8 064
Summe der Walz- und Schmiedeware	121 753	105 567	117 095	124 759	469 174
Stahlguß	2 697	2 940	3 016	2 771	11 424

Infolge des Abkommens der Alpenen Montangesellschaft mit der verarbeitenden Industrie (das sogenannte österreichische Avi-

Uebereinkommen) war auch eine Steigerung der Ausfuhr möglich. Allerdings blieb das Ausfuhrgeschäft zum überwiegenden Teil auf das benachbarte Ausland beschränkt, insbesondere auf Italien, die Tschechoslowakei und vor allem Deutschland. Obwohl die Weltmarktpreise im allgemeinen stiegen, konnten Lieferungen der österreichischen Werke ins ferne Ausland nur mit Mühe durchgeführt werden, weil die Absatzorganisation noch nicht genügend ausgebaut ist. Auf den Levantemärkten ist besonders der englische und französische Wettbewerb ein Hindernis des österreichischen Absatzes. Im allgemeinen war der Inlandsabsatz im Jahre 1928 für die Eisenindustrie günstiger als die Ausfuhr.

Dr. Otto Deutsch, Wien.

Buchbesprechungen.

Lochkarte, Die. Grundlagen und Anwendungsgebiete, erläutert an einer Reihe von Einzelbeispielen aus der Eisen- und Stahlindustrie. (Mit einem Vorwort von Peter van Aubel.) Hrsg. vom Ausschuß für Rechnungswesen des Vereins deutscher Eisenhüttenleute. Mit 95 Abb. Düsseldorf: Verlag Stahleisen m. b. H. 1929. (91 S.) 4^o. Kart. 10 *R.M.*

Dieses Buch meistert den an sich trockenen Stoff in besonderer Form; es ist gleichermaßen auf Techniker und Kaufleute und unter diesen wieder auf Kenner und Nichtkenner abgestimmt. Betrieb, Einkauf und Verwaltung erhalten Einblick in die verschiedenen Möglichkeiten wirtschaftlicher Verwendung von Lochkartenmaschinen. Die hauptsächlichsten Gebiete, die das Buch in abgeschlossenen Einzelaufträgen behandelt, sind: Einführung in das Verfahren, Werkstoff, Betriebsbuchhaltung, Roh- und Hilfsstoffabrechnung, Lohnabrechnung, Geschäftsbuchhaltung, Förderwesen, Schrifttum. Eine einheitliche Gedankengliederung und einheitliche Schaubilder und Sinnzeichen für die an Lochkartenmaschinen auftretenden Arbeitsvorfälle erleichtern das Verständnis für die einzelnen Teile des Buches. Die breite Grundlage, auf der es im Leserkreise wirken soll, und die bewußt beschränkte Auswahl der behandelten Gebiete haben natürlich Besonderheiten mit sich gebracht, die in der Schrift erkennbare Spuren hinterlassen haben. Ueberall aber tritt hervor, daß hier Erfahrungen der Praxis in einer offenen und rückhaltlosen Form wiedergegeben werden; so tritt das Organisationsgefüge der Werke, die zu den fortschrittlichsten der Eisenindustrie zählen, aus den behandelten Teilgebieten klar heraus. Auch dem Fachmann wird viel Neues gebracht, und wenn es gestattet ist, aus der Fülle des Gebotenen eine Arbeit als Beispiel herauszuheben, so sei vor allem auf die vortrefflich geglückte Darstellung der „Betriebsabrechnung mit Lochkarten“ hingewiesen, die in umfassender Form das ganze Gebiet des betrieblichen Abrechnungswesens eines Hüttenwerkes darlegt und erläutert, in welcher Weise die Lochkarte zur Verbilligung, Vertiefung und Schnelligkeit in der Abrechnung führt. Daß auch innerhalb der einzelnen Aufsätze hier und da unterschiedliche Auffassungen auftreten, ist nicht als Fehler des Buches anzusehen, sondern aus der eigenen Einstellung der Verfasser und ihrer Gebundenheit an vorhandene Werksorganisationen durchaus erklärlich. Es zeugt von einer weisen Beschränkung auf das Wesentlichste, wenn das Maschinentechnische nur in knappster Form berücksichtigt wird. Im übrigen wird hier und an allen anderen Stellen auf das Verzeichnis des einschlägigen Schrifttums verwiesen, das dankenswerterweise dem Buch in einer klaren übersichtlichen Zusammenstellung und Besprechung beigelegt ist und so eine schnelle Unterrichtung über alle bemerkenswerten Veröffentlichungen der letzten fünf Jahre gestattet. Man darf gewiß sein, daß das Buch seinen Hauptzweck, unter den Laien zu werben und den Fachleuten weitere Anregungen zu geben, durchaus erfüllen wird. Auf die weiter angekündigten Arbeiten darf man mit Recht gespannt sein.

Die Schriftleitung.

Heusinger, W., Professor Dipl.-Ing., Aachen: Lehrheft über Dampfkessel und Wärmewirtschaft. Für den Unterricht an technischen Lehranstalten, zum Selbstunterricht sowie zum Gebrauch in der Praxis bearb. 3., gänzlich umgearb. Aufl. mit 26 Textabb. u. 43 Taf. Aachen: Aachener Verlags- und Druckerei-Gesellschaft 1928. (92 S.) 4^o. 5 *R.M.*

Das Kunststück, das gesamte Dampfkesselwesen einschließlich der theoretischen, baulichen, wirtschaftlichen und betrieblichen Fragen auf noch nicht 100 Druckseiten darzustellen, kann nur gelöst werden, wenn man sich weitgehende Beschränkungen auferlegt. Der Verfasser ist daher von dem Lehrhaften ausgegangen, und das ganze Buch durchzieht der Wunsch, dem Schüler nicht nur das Wichtigste über das Thema selbst zu sagen, sondern ihn allgemein in der Anwendung der Theorie auf die Praxis zu üben, ihn technisch und wirtschaftlich denken zu lehren

und ihm gewissermaßen an Beispielen zu zeigen, wie eine Anlage entsteht. Auch die Herstellverfahren sind hierbei gelegentlich besprochen. Man darf wohl sagen, daß die oben geschilderte Aufgabe dem Verfasser vortrefflich gelungen ist. *K. Rummel.*

Böhmer, Rudolf, ehemals Bezirksamtmann in Lüderitzbucht: Das Erbe der Enterbten. München: J. F. Lehmanns Verlag 1928. (258 S.) 8^o. 5 *R.M.*, geb. 6,50 *R.M.*

Das Buch des ehemaligen Bezirksamtmanns in Lüderitzbucht (Deutsch-Südwestafrika) hat einen heißen sozialen Atem. Man würde aber fehl gehen, wollte man aus der schlagwortartigen Prägung seines Titels auf eine der heute so weit verbreiteten und beliebten sozialen Tendenzschriften schließen, denen es nicht darauf ankommt, lebendige Verbindung mit der Wirklichkeit zu halten, sondern die ihr soziales Wunschbild aus dem Haß gegenüber der Gegenwart und aus weltfernen Gefühlsempfindungen heraus gestalten. Böhmer grenzt seine Gedanken bewußt gegenüber den Bestrebungen derartiger Sozialreformer ab, und bei all seiner Kritik gegenüber den wirtschaftlichen Verhältnissen unserer Gegenwart gibt es wohl nur wenige Männer, die mit solcher Gedankenstrenge wie er etwa die sozialistischen und kommunistischen Sozialutopien ablehnen. Der entscheidende und grundsätzliche Unterschied seiner eigenen Auffassung von der des Marxismus liegt darin, daß er in dem Privateigentum das „Bollwerk der Freiheit“ sieht, während der Marxismus durch Beseitigung des Privateigentums an den Erzeugungsmitteln die soziale Unfreiheit verewigen will. Lassen wir Böhmer hier mit der Wucht seiner eigenen Worte sprechen: „Die große soziale Bewegung der Gegenwart, die in Sozialdemokratie und Kommunismus gespaltene marxistische Bewegung, ist keine Freiheitsbewegung. Ihr Ziel ist nicht Herstellung der sozialen Freiheit. Sie hält die soziale Freiheit vielmehr für unwiederbringlich verloren. Daher erstrebt sie nicht Gleichstellung der sozial Unfreien mit den sozial Freien durch Beseitigung der sozialen Unfreiheit, sondern umgekehrt Gleichstellung durch Beseitigung der bestehenden sozialen Freiheit.“

Böhmers soziale Grundauffassung wurzelt in dem Satze: „Das soziale Problem ist ein Problem des Raumes und der Raumverteilung.“ Unserm Vaterlande mangelt heute der zur Ernährung und Ansiedlung unserer Bevölkerung notwendige Boden, und der uns zur Verfügung stehende begrenzte Raum hat nicht die der sozialen Freiheit aller Staatsbürger dienende gesunde Aufteilung gefunden. So kommt es, daß der größte Teil unseres Volkes zu den sozial Unfreien gehört, denn soziale Freiheit ist nach der von Böhmer immer wieder vorgetragenen und abgewandelten Auffassung nur möglich auf der Grundlage der wirtschaftlichen Selbständigkeit, und diese wiederum hat ihre stärkste Verklammerung in gesichertem Eigenbesitz. Nur die verhältnismäßig wenigen, die heute durch das Erbe zu eigenem Besitztum kommen, sind frei, während die Nichterben — von wenigen Ausnahmen abgesehen — „im Regelfalle mit der Anwartschaft auf lebenslängliche Abhängigkeit, auf soziale Unfreiheit“ geboren sind. Böhmer untersucht eingehend die Gründe, die zu der immer mehr fortschreitenden Massenenterbung geführt haben, und kommt zu dem Ergebnis, daß die entscheidende Ursache der Proletarisierung der Mangel an öffentlichem bäuerlichem Siedlungsland für den Bevölkerungszuwachs ist. Hier liegt auch die Ursache der seiner Auffassung nach überspannten Industrialisierung und der damit verbundenen Ausweitung der Stadtsiedlungen zu den Mammutgebilden unserer heutigen Großstädte. Die Industrialisierung Deutschlands sowie anderer alter Industrieländer ist heute dabei, sich totzulaufen, weil neue Industrieländer, die uns bisher unsere Ausfuhrwaren abnahmen, in aller Welt entstehen. Wachsende Arbeitslosigkeit in den alten Industrieländern ist die Folge. Sie läßt sich nicht mit den Mitteln beseitigen, mit denen heute die betroffenen Länder an ihr herunkurieren; für die Heilung dieser sozialen Krankheit bleibt vielmehr nur der „Ausweg, den

Enterbten ihr Erbe zu gewähren. Die Loslösung vom Boden, die sie zu Proletariern macht, muß ihrer Ansiedlung, ihrer Verbindung mit dem Boden Platz machen.“

Es würde zu weit führen, hier im einzelnen die Gedankengänge Böhmers weiter auszuspinnen. Kein Zweifel, daß sie durch das Bestreben, die Grundgedanken möglichst scharf herauszuheben, in vieler Beziehung stark auf die Spitze getrieben sind und nüchternem wirtschaftlichen Denken manche Angriffsfläche bieten. Man kann auch mit Recht Bedenken dagegen erheben, ob die von Böhmer geforderte einschneidende Ansiedlung unserer Großstädte — Berlin soll beispielsweise auf etwa 15% seiner heutigen Bewohnerzahl herabgesetzt werden — und die von ihm vorgeschlagene bäuerliche und städtische Neusiedlung (ähnlich der mittelalterlichen deutschen Kolonialpolitik) in den von ihm vorgesehenen Formen durchführbar sind. Aber ebensowenig läßt sich verkennen, daß in seinen Darlegungen außerordentlich wertvolle Gedanken stecken, die geeignet sind, bahnbrechend im Sinne einer wirtschaftlich und national großzügigen Siedlungspolitik zu wirken. Die von ihm immer wieder betonte enge Verbindung zwischen städtischer und ländlicher Siedlung ist ein solcher Gedanke. Ob die von Böhmer als altem deutschem Auslandspionier vorgetragene Forderung der baldigen Wiederaufnahme deutscher Kolonialpolitik in der weiten Welt ebenso fruchtbar ist, bleibe hier dahingestellt, obwohl die von ihm vorgeschlagenen Kolonisierungsweisen, die sich wohltuend von der Ausbeutungspolitik der meisten Kolonialmächte unterscheiden, der praktischen Verwirklichung wert sein würden. Jedenfalls verdient Böhmer als Vorkämpfer für die soziale und politische Befreiung Deutschlands, das er als „einen Proletarier unter den Völkern“ bezeichnet, lebhafteste und ernsteste Beachtung.

Dr. August Küster.

Ortsnummernverzeichnis des Deutschen Reiches. Ausg. B: Vollständiges Verzeichnis. Hrsg. vom Ausschuß für wirtschaftliche Verwaltung beim Reichskuratorium für Wirtschaftlichkeit. (Mit einer Kartenbeil.) Leipzig: Verlag Paul Rath 1928. (XVI, 1207 S.) 4^o. Geb. 48,60 *R.M.*

Das Vorwort des vorliegenden Buches bringt Zweck, Ziel und Anwendungsmöglichkeiten sowie den planmäßigen Aufbau der Arbeit, eine beigegebene Karte einen Ueberblick über die getroffene Bezirkseinteilung. Wie schon der Titel des Werkes sagt, weist das Verzeichnis jedem deutschen Orte eine Zahl zu. Erfasst sind etwa 90 000 Orte; im ersten Teil sind die Orte nach dem A-b, im zweiten nach der Zahlenfolge aufgeführt. Der Zweck eines solchen allgemein gültigen Verzeichnisses soll ein doppelter sein: Die Ortszahl soll einerseits als Unterscheidungsmerkmal dienen, andererseits als Hilfsmittel statistischer Sichtung. Die sonst bestehenden Nebenzwecke sind betriebswirtschaftlich von untergeordneter Bedeutung und für diese Besprechung unwesentlich.

Untersucht man den Aufbau des Ortsnummernverzeichnisses auf diese beiden Ziele hin, so ergibt sich zunächst für die Ortszahl des A.W.V. als Untersuchungsmerkmal folgendes: Im Geschäftsverkehr ist von wesentlicher Bedeutung, daß die Anschriften des empfangenen und abgesandten Postgutes eindeutig sind. Bisher kamen bei der Unzahl der gleichlautenden Ortsnamen Verwechslungen vor; sie würden durch Hinzusetzung der Ortszahl zum Ortsnamen zweifellos behoben werden,

vorausgesetzt, daß die Post mit dieser Neuregelung einverstanden ist und die Postbenutzer sie sich aneignen. Dagegen wird eine Verwechslung der Ortszahl, die sicherlich in vielen Fällen auch vorkommen wird, schwerer wiegen als ein Rechtschreibfehler beim Ortsnamen. Innerhalb der kaufmännischen Verwaltung wäre die Einführung der Ortszahl in den Registraturen, Kundenkartotheken, Kontokorrenten usw. eine bedeutende Erleichterung. Dafür ein Beispiel: Bei einer Firma mit großem Kundenkreis bestellt ein unbekannter Kunde, „Josef Michel, Kulmbach“, etwas. Es wird festgestellt, daß unter dieser Bezeichnung kein Konto besteht, also ein neues Konto wird angelegt. In Wirklichkeit hat der Kunde aber ein Konto unter „Josef Michel, Blaich, Post Kulmbach“, einem in Kulmbach eingemeindeten Ort. Beide Anschriften sind postalisch richtig. Derartige Irrtümer kommen bei großen Firmen sehr häufig vor; es wäre zu begrüßen, wenn sie durch die Einführung der Ortszahl des A.W.V., die jeder Anschrift beizufügen wäre, beseitigt würden. Leider hilft das Verzeichnis dazu nicht, da die eingemeindeten Orte zwar mit einer Zahl versehen, aber nicht als Eingemeindungen ausdrücklich bezeichnet sind; ein nicht wieder gutzumachender Nachteil.

Soll zum ändern die Ortszahl des A.W.V. als Hilfsmittel statistischer Sichtung dienen, so muß sie nach besonderen Gesichtspunkten anwendbar sein. Die hierzu gewählte Ortszahlenbezeichnung ist auf Grund einer Neuener-Einteilung nach wirtschaftlichen Gesichtspunkten erfolgt: Man hat das Deutsche Reich in neun Wirtschaftsprovinzen eingeteilt, jede Wirtschaftsprovinz in neun Bezirke, jeden Bezirk in neun Unterbezirke u. s. f.; in der Zahl wird die Zugehörigkeit zum Wirtschaftsbezirk gekennzeichnet. So gehören u. a. Hagen und Arnberg in Westfalen zum Wirtschaftsbezirk Frankfurt a. M., ebenso Bonn und Koblenz; Bielefeld und Osnabrück zu Hamburg. Dieses Beispiel zeigt schon die Unzulänglichkeit des Gesamtplanes.

Es ist daher auch zweifelhaft, ob die Reichsbahn und das Statistische Reichsamt ihre Statistiken auf diese Einteilung umstellen werden. Für Großbetriebe, die die Ergebnisse der von Reichsbahn und Reich veröffentlichten Statistiken mit eigenen Zahlen vergleichen und auswerten wollen, käme also auch nur eine Bezirkseinteilung in Frage, die mit der öffentlichen Statistiken in Einklang zu bringen ist. Die Anzahl der Stellen einer Ortszahl könnte bei dem vom A.W.V. eingeschlagenen Weg eine gute Handhabe zur Bezeichnung der Größe und wirtschaftlichen Bedeutung der Orte sein. Da aber die vorliegende vollständige Ausgabe B mit etwa 90 000 Namen aus der Ausgabe A hervorgegangen ist und diese allein etwa 20 000 Orte, an denen sich nur eine Bankzweigstelle oder Sparkassenzahlstelle befindet, auführt, alle Reichsbankplätze aber nach eigener Angabe des A.W.V. nur drei Stellen erhalten durften — ganz gleichgültig, ob es sich um größere oder kleinere Plätze handelte —, da außerdem auch die eingemeindeten Vororte von Großstädten eigene Zahlen, die bis zu fünf Stellen haben, erhielten, so dürfte auch die Stellenzahl für eine statistische Gruppierung keinerlei Anhaltspunkte bieten.

Zusammenfassend kann also festgestellt werden, daß die an eine allgemeine Ortsahlenbezeichnung zu stellenden Anforderungen von der vorliegenden Arbeit noch nicht erfüllt werden, obwohl man mit ihrer Vollendung natürlich schon ein gutes Stück Weges vorwärts gekommen ist.

Dr. Walter Krähe.

Vereins-Nachrichten.

Verein deutscher Eisenhüttenleute.

Aus den Fachausschüssen.

Dienstag, den 23. April 1929, 15.15 Uhr, findet in Düsseldorf, Eisenhüttenhaus, Breite Str. 27, die

28. Vollsitzung des Stahlwerksausschusses statt.

Tagesordnung:

1. Geschäftliches.
2. Bau und Betrieb eines 200-t-Talbot-Ofens. Berichterstatter: Betriebsdirektor W. Alberts, Duisburg-Ruhrort.
3. Der Einfluß der Tonerde auf die Eigenschaften der Schlacken in den Stahlschmelzöfen.
4. Die Tonerde als feuerfester Ofenbaustoff. Berichterstatter: Stahlwerksdirektor Dr.-Ing. G. Mars, Csepel bei Budapest.
5. Das Fertigmachen von vorgefrischtem Thomasroheisen im Siemens-Martin-Ofen. Berichterstatter: Oberingenieur A. Jung, Peine.
6. Verschiedenes.

Die Einladungen zu der Sitzung sind am 10. April an die deutschen Stahlwerke ergangen.

Änderungen in der Mitgliederliste.

- Appel, Ludwig, Dipl.-Ing., Dortmund-Brackel, Holzwickeder Str. 134.
- Badenhop, Hermann, Oberingenieur, Algem. Soc. Anon., Paris 8, Frankreich, Rue Lamenaïs 6.
- Buchen, Walther, Fabrikdirektor, Siegburg, Bonner Str. 21.
- Bunge, Fr. Wilhelm, Ingenieur der Junkerswerke, Fa. Junkers & Co., Dessau, Ruststr. 1.
- Dörflinger, Georg, Dr.-Ing., Kokereichef der Fa. Borsigwerk A.-G., Borsigwerk, O.-S., Beuthener Str. 135.
- Ebling, Heinrich Otto, Dr.-Ing., techn. Mitarb. des Vereins deutscher Eiseng., Düsseldorf, Bergerufer 2 a.
- Esser, Wilhelm, Betriebschef der Verein. Stahlw., A.-G., Hütte Ruhrort-Meiderich, Duisburg-Ruhrort, Kaiserstr. 64.
- Günther, Paul, Betriebsdirektor der Fa. Demag, A.-G., Werk Wetter, Wetter a. d. Ruhr, Rathenastr. 5.
- Heil, August, Hüttenleiter, Düsseldorf, Achenbachstr. 28.
- Heinrich, Kurt, Dipl.-Ing., Assistent im Thomasw. der Klöcknerwerke, A.-G., Abt. Hasper Eisen- u. Stahlwerk, Haspe, Bahnhofstr. 12.

Heintges, Ludwig, Dipl.-Ing., Betriebsing. im Thomasw. der Verein. Stahlw., A.-G., Hütte Ruhrort-Meiderich, Duisburg-Meiderich, Siegfriedstr. 37.

Hensel, F. Robert, Dr.-Ing., Westinghouse Research Laboratory, East Pittsburgh (Pa.), U. S. A.

Herberholz, Albert, Ingenieur der Junkerswerke, Fa. Junkers & Co., Dessau, Herzog-Friedrich-Ring 30.

Herbers, Hugo, Ingenieur, Edelstahlwerk J. A. Henckels Zwillingswerk, Solingen, Remscheid, Maxstr. 30.

Hoffmann, Kurt, Dipl.-Ing., techn. Direktor der Krainischen Industrie-Ges., Jesenice-Fuzine, Südslawien.

Hohmann, Fritz, Dipl.-Ing., Steierm. Landes-, Berg- u. Hütten-schule, Leoben, Steiermark, Kaiser-Franz-Josef-Str. 16.

Hopfer, Kurt, Dr.-Ing., Ammoniakwerk Merseburg, Neu Rössen, Kreis Merseburg, Post Leuna-Werke, Leibnizstr. 38.

Jackwirth, Günther, Dipl.-Ing., Betriebsleiter der Fa. Union Ges. für Metallind. m. b. H., Fröndenberg a. d. Ruhr, Ardeyer Str. 6.

Junkers, Paul, Dr.-Ing., Stahlwerkschef, Krefeld-Rheinhafen, Nierster Str. 18.

Jurieff, Boris N., Dipl. Berg- u. Hüttening., Hochofen-Betriebs-ing. der Werke Jugostal, Makecwka (Donbass.), U. d. S. S. R.

Kieffer, Nikolaus, Dipl.-Ing., Burbacherhütte, Wiebelskirchen (Saar), Neunkirchener Str. 40.

Lange, Otto, Dr. phil., Betriebsdirektor a. D., berat. Ing., Dort-mund, Westfalendamm 51.

Meiners, Ernst, Direktor, Borsigwerk-A.-G., Borsigwerk O.-S. Müller-Berghaus, Joachim, Dipl.-Ing., Röchling'sche Eisen- u. Stahlwerke, A.-G., Völklingen a. d. Saar.

Niebuhr, Franz Georg, Oberingenieur, Breslau-Goldschmieden, Wichelhausstr. 8.

Obert, Anton, Dipl.-Ing., Hagen i. W., Moltkestr. 14.

Peitzmann, Alfred, Ingenieur, Essen, Wittkindstr. 8.

Pohle, H., Hüttendirektor a. D., Potsdam, Kastanienallee 17.

Puppe, Heinz, techn. Direktor der Rheinisch-Westf. Stahl- u. Walzwerke, A.-G., Werk Hagen und Haspe, Hagen i. W.

Raisky, Gustav, Ingenieur, Mähr.-Ostrau I. (C. S. R.), Podebrad-gasse 2.

Resow, Heinz, Dr.-Ing., Direktor, Fried. Krupp Grusonwerk, A.-G., Magdeburg, Askanischer Platz 1.

Rothenburger, Hans, Oberingenieur der Fa. Demag, A.-G., Düssel-dorf-Grafenberg, Grafenberger Allee 235.

Schammel, Ottomar, Dipl.-Ing., Siemens-Schuckertwerke, A.-G., Berlin-Charlottenburg 9, Kastanienallee 40.

Schmidt, Max, Dr. mont., Gebr. Böhler & Co., A.-G., Kapfenberg, Steiermark.

Schnabbe, Rudolf, Dipl.-Ing., Rhein. Dampf-k.-Ueberwachungs-verein, Düsseldorf-Oberkassel, Markgrafenstr. 27.

Schustek, Roman, Dipl.-Ing., Betriebsassistent der Deutschen Edelstahlw., A.-G., Glockenstahlwerke, Remscheid-Hasten, Hastener Str. 45.

Schwabe, Alfred C., Oberingenieur, Cleveland (O.), U. S. A., 9909 Hampden Ave.

Steger, Walter, Dr. phil., o. Professor an der Techn. Hochschule Berlin, Berlin-Grünwald, Im Eichkamp 46.

Vierhaus, Emil, Dipl.-Ing., Berlin-Friedenau, Fräufstr. 5.

Waller, Richard, Ingenieur, Starnberg i. Oberb., Weilheimer Str. 9.

Wohne, Artur, Ing., Leiter der Werkstoffabf. der Bayer. Motoren-werke, Zweigniederl. Eisenach, Eisenach, Wörthstr. 46.

Neue Mitglieder.

Ahlmann, B. Gustaf G., Dipl.-Hütteningenieur, Domnarfvät (Schweden).

Burggaller, Walter, Dipl.-Ing., Betriebsleiter u. Prokurist der Draht- u. Kratzenstoffwerke, A.-G., Mittweida i. Sa., Rochlitzer Str. 49.

Esser, Josef, Dr. rer. pol., Klöckner-Werke, A.-G., Hauptverwal-tung, Castrop-Rauxel 2.

Fratkin, Boris, Dipl.-Ing., Leiter der Metallogr. Abt. des Dne-prowsky Werks, Kamenskoje, Bez. Dnepropetrowsk (U. d. S. S. R.), Obere Kolonie 40, Wohn. 22.

Heckel, Georg, Bergassessor a. D., Geschäftsf. der Fa. Georg Heckel, G. m. b. H., Saarbrücken 3, Am Grafenhof 5.

Hupe, Karl, Obering., Betriebsleiter der A.-G. für Lokomotivbau Hohenzollern, Düsseldorf-Grafenberg.

Imich, Leo, Dipl.-Ing., Stahlwerk Königshütte, Krolewska Huta (Königshütte), Poln. O.-S., Dabrowskiego 30.

Kornfeld, Konrad, Dipl.-Ing., Krakau (Polen), Groble 12.

Lenze, Goswin, Dr.-Ing., Hochofenassistent der Norddeutschen Hütte, A.-G., Bremen-Oslebshausen.

Müller-Wild, Hans, Dipl.-Ing., Siegen, Eintrachtstr. 9.

Pfeil, Christian, Dipl.-Ing., Essen, Karolinenstr. 16.

Rubensdörffer, Fritz, Dipl.-Ing., Untertürkheim i. Württ., Kappel-bergstr. 20.

Späth, Wilhelm, Dr. phil., berat. Ing., Barmen, Alleestr. 231.

Speth, Walter, Ingenieur der Verein. Stahlwerke, A.-G., Röhren-werke, Hilden, Tellerlingstr. 2.

Srb, Milos, Dipl.-Ing., Ing. der A.-G. vorm. Skodawerke, Prag-Bubeneč (C. S. R.), Brafova 405.

Tanaka, Seiji, ao. Professor, Kaiserl. Universität, Tokyo (Japan).

Umene, Tsunesaburo, Dr.-Ing., Obering., Anzan Stahlwerke, Südmandschurische Eisenbahn-Ges., Anzan (South Manchuria), Japanisches Pachtgebiet.

Völkel, Wilhelm, Offertingenieur der Fa. Indugas Ind.- u. Gasofen-Bauges. m. b. H., Essen, Auf der Donau 42.

Wentrup, Hanns, Dipl.-Ing., Berlin-Wilmersdorf, Landauer-Str. 3.

Wiester, Hans-Joachim, Dipl.-Ing., Berlin-Charlottenburg 2, Schillerstr. 12-13.

Willms, Paul, Dipl.-Ing., Hastenrath, Kreis Düren, Kirchstr. 8.

Wolff, Walter, Dr.-Ing., Prokurist des Losenhausenwerks Düsseld. Maschinenbau-A.-G., Düsseldorf 10, Stückerstr. 7.

Archiv für das Eisenhüttenwesen.

Vor einigen Tagen ist Heft 10 des Jahrganges 1928/29 des als Ergänzung zu „Stahl und Eisen“ dienenden „Archivs für das Eisenhüttenwesen“¹⁾ versandt worden. Der Bezugspreis des monatlich erscheinenden „Archivs“ beträgt jährlich postfrei 50 *R.M.* für Mitglieder des Vereins deutscher Eisenhüttenleute 20 *R.M.* Bestellungen werden an den Verlag Stahl Eisen m. b. H., Düsseldorf, Postschließfach 664, erbeten.

Der Inhalt des zehnten Heftes besteht aus folgenden Fachberichten:

- Gruppe A. Dr.-Ing. Wilhelm Witte in Wetzlar: Aufberei-tung toniger Erze. Ber. Erzaussch. Nr. 24. (6 S.)
- Gruppe D. A. Schack in Düsseldorf: Der physikalische und wirtschaftliche Zusammenhang von Wärmeüber-gang und Druckverlust. Mitt. Wärmestelle Nr. 124. (12 S.)
- Gruppe E. F. Fettweis in Bochum: Die Kerbschlagprobe. Entwicklung und Kritik. Ber. Werkstoffaussch. Nr. 143. (50 S.)
- Gruppe F. G. Bulle in Düsseldorf: Kosten, Preise und Wirtschaftlichkeit. Ber. Betriebsw.-Aussch. Nr. 31. (6 S.)

Des weiteren sind folgende Arbeiten aus den Fachaus-schüssen erschienen:

- Bergwerksdirektor Max Blau in Waldalgesheim: Erfah-rungen mit dem Lurgi-Sinterapparat. Ber. Erz-aussch. Nr. 23²⁾.
- H. Schneiderhöhn in Freiburg i. Br.: Mikroskopische Zu-sammensetzung und Gefüge verschieden vorbe-handelter Thomasschlacken und ihre Beziehungen zur Zitronensäurelöslichkeit. Ber. Stahlw.-Aussch. Nr. 160³⁾.
- Dr.-Ing. St. Kriz in Düsseldorf-Oberkassel: Abmessungen, Betriebsverhältnisse und Leistungen deutscher Elektrostahlöfen. Ber. Stahlw.-Aussch. Nr. 161⁴⁾.
- Dr.-Ing. Siegfried Schleicher in Geisweid: Untersuchung über die Wirtschaftlichkeit verschiedener Frisch-mittel für das Siemens-Martin-Verfahren. Ber. Stahlw.-Aussch. Nr. 162⁵⁾.
- Dr.-Ing. G. Naeser in Düsseldorf: Ein Pyrometer zur Temperaturmessung durch Farbumschlag. Ber. Werkstoffaussch. Nr. 142⁶⁾.

¹⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 383.

²⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 388/92.

³⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 345/53.

⁴⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 417/27.

⁵⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 458/64.

⁶⁾ St. u. E. 49 (1929) S. 464/6.

Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute
am 4. und 5. Mai 1929 in Düsseldorf.

Einzelheiten siehe Seite 457.