

# STAHL UND EISEN

## ZEITSCHRIFT

FÜR DAS DEUTSCHE EISENHÜTTENWESEN.

Nr. 52.

30. Dezember 1926.

46. Jahrgang.

### Die Witterungsbeständigkeit gekupferten Stahles.

Von Dr.-Ing. K. Daeves in Düsseldorf<sup>1)</sup>.

*(Geschichtliches. Uebereinstimmung aller Versuche in der Ueberlegenheit gekupferten Stahles. Bedeutung für die Landwirtschaft. Erfahrungen der Eisenbahnen. Amerikanische Großversuche. Bestätigung durch deutsche Versuche. Ueberlegenheit des Thomasstahls. Theorie der Schutzwirkung. Anwendungsgebiete.)*

Seit der Doktorarbeit des allzfrüh verstorbenen Aachener Forschers Monnartz<sup>2)</sup> hat sich der rostfreie hochprozentige Chromstahl so rasch eingeführt, daß sich der Laie täglich im Haushalt von seinen Vorzügen überzeugen kann. Aber leider ist rostfreier Stahl so viel teurer als die bisher verwendeten Eisenbaustoffe, daß an eine allgemeine Anwendung bei Brücken, Schiffen u. dgl. zur Ersparung des Anstrichs nicht so bald zu denken ist.

Wir müssen also noch weiter mit der einmal von Robert Hadfield geschätzten Zahl<sup>3)</sup>, wonach die Verluste der Weltwirtschaft durch Korrosion mit etwa 1,4 Milliarden Goldmark jährlich anzunehmen sind, rechnen. Wenn man bedenkt, daß eine Herabsetzung der normalen Korrosion um nur 1% der Weltwirtschaft jährlich 14 Millionen Goldmark ersparen würde, die sonst nutzlos so restlos vernichtet werden, wie es nur die Natur durch das Prinzip der völligen Zerstreung vermag, so verdienen Stahlarten, die zwar nicht rostfrei sind, aber erhöhte Witterungsbeständigkeit aufweisen, besondere Beachtung.

Unter Witterungsbeständigkeit soll dabei vor allem die Fähigkeit von Konstruktionsteilen verstanden sein, mit oder ohne Anstrich dem Angriff der Atmosphäre durch die in der Luft enthaltenen schwachen Säuren, durch Regen und Wiederaustrocknung sowie durch Rauchgase zu widerstehen. Nicht zur Witterungsbeständigkeit soll dagegen das Verhalten völlig in Wasser eingetauchter Teile, wie z. B. das Innere von Wasserrohrleitungen, der Außenhautplatten von Schiffen u. dgl. rechnen.

Die erste Beobachtung über den Einfluß eines Kupfergehalts auf den Korrosionswiderstand fand sich in den Angaben eines Patents von Robert Vazie vom September 1822<sup>4)</sup>. Danach soll ein Zusatz von einem Teil Messing auf 100 Teile Gußeisen sich ausgezeichnet für gegossene Kunstsätze, d. h. Förderrichtungen u. dgl. in Gruben eignen, die ätzende Wasser führen.

Das würde einem Kupfergehalt von etwa 0,7% entsprechen. Im späteren Schrifttum fand sich nichts mehr über einen derartigen Einfluß von Kupfer auf Gußeisen. Immerhin dürfte es sich empfehlen, erneut praktische Versuche mit gekupferten Gußeisen nach dieser Richtung durchzuführen.

Im Jahre 1827 stellte dann C. J. B. Karsten<sup>5)</sup> in seinem Handbuch der Eisenhüttenkunde gelegentlich von Untersuchungen über den Einfluß des Kupfers auf die mechanischen Eigenschaften von Schweißisen fest: „Sehr merkwürdig ist indes das Verhalten dieses Eisens (mit 0,29% Cu) gegen die Säuren, indem es unter ganz gleichen Umständen sechsmal mehr Zeit zur Auflösung in Schwefelsäure und Königswasser erfordert als das reine Stabeisen.“

Auch die Wirkung des Kupfergehalts auf die Bildung der Oxydschicht ist bereits von Stengel<sup>6)</sup> in den Jahren 1836 und 1837 beobachtet worden. Stengel empfand es lästig, daß von abgeschreckten Rohschienen, wenn sie 0,2 bis 0,4% Cu enthielten, der Zunder gar nicht wie sonst an den Rändern glatt absprang, um eine silbrige Fläche zu hinterlassen, sondern vielmehr eine blauschwarze, glatte, dicht festhaftende Schicht bildete.

Anscheinend sind diese drei Mitteilungen in Vergessenheit geraten. Erst im Jahre 1900 veröffentlichte F. H. Williams<sup>7)</sup>, veranlaßt durch Versuche von Hadfield mit Nickelstählen, in einem kurzen Aufsatz einige Korrosionsversuche mit Bessemerstählen, die auf 0,08 bis 0,26% gekupfert waren. Das Ergebnis in graphische Form übertragen zeigt in Abb. 1 den gleichen Befund, der später immer wieder für die verschiedensten Eisensorten von allen Forschern bestätigt wurde.

Williams war sich der Bedeutung seiner Untersuchung vollkommen bewußt. Er betonte die im Verhältnis zur Wirkung geringen Mehrkosten und wies auf die Möglichkeit hin, schon im Hochofen billige kupferhaltige Erze zu verwenden.

Es folgen dann bald eingehende Arbeiten englischer, amerikanischer und französischer Forscher,

<sup>5)</sup> Handbuch der Eisenhüttenkunde, 2. Aufl. (Berlin: Fr. Laue 1827) Teil I, S. 324/5

<sup>6)</sup> Arch. Bergb. u. Hüttenwes. 9 (1836) S. 465/87; 10 (1837) S. 744/60.

<sup>7)</sup> Iron Age 66 (1900) S. 16.

<sup>1)</sup> Vortrag, gehalten auf der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute am 27. November 1926 zu Düsseldorf.

<sup>2)</sup> Metallurgie 8 (1911) S. 161/76 u. 193/201.

<sup>3)</sup> Min. Proc. Inst. Civ. Engs. 214 (1922) S. 83/195.

<sup>4)</sup> Vgl. Arch. Bergb. u. Hüttenwes. 8 (1824) S. 196.

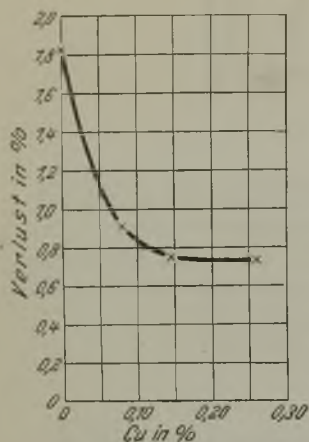


Abbildung 1. Gewichtsverluste von Bessemerstahl nach F. H. Williams (1900).

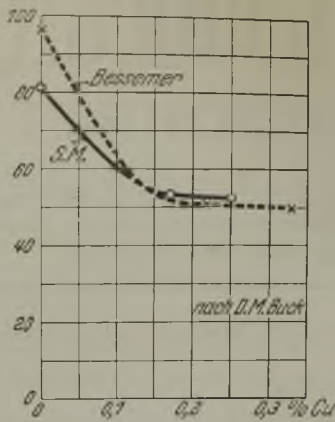


Abbildung 2. Relativer Rostverlust in Industrie-, Landwirtschafts- und See-Atmosphäre.

Bessemer- und einen Siemens-Martin-Stahl wiedergegeben. Zwischen beiden Stahlarten bestehen nach Kupferung keine wesentlichen Unterschiede; der Kurvenverlauf ist der gleiche, wie ihn seinerzeit Williams fand.

Abb. 3 zeigt Versuchsergebnisse von Buck<sup>9)</sup>, wie sich der Witterungsangriff bei dünnen Blechen schon nach 9 Monaten auswirkt. Ueberall da, wo ungekupferte Bleche gelegen haben, sind erhebliche Lücken entstanden, verursacht durch vollkommene Durchrostung.

Die meisten Arbeiten über den Einfluß des Kupfergehalts auf die Witterungsbeständigkeit stützen sich auf langjährige praktische Versuche, bei denen Dachbleche, Wellbleche, eiserne Waggon-

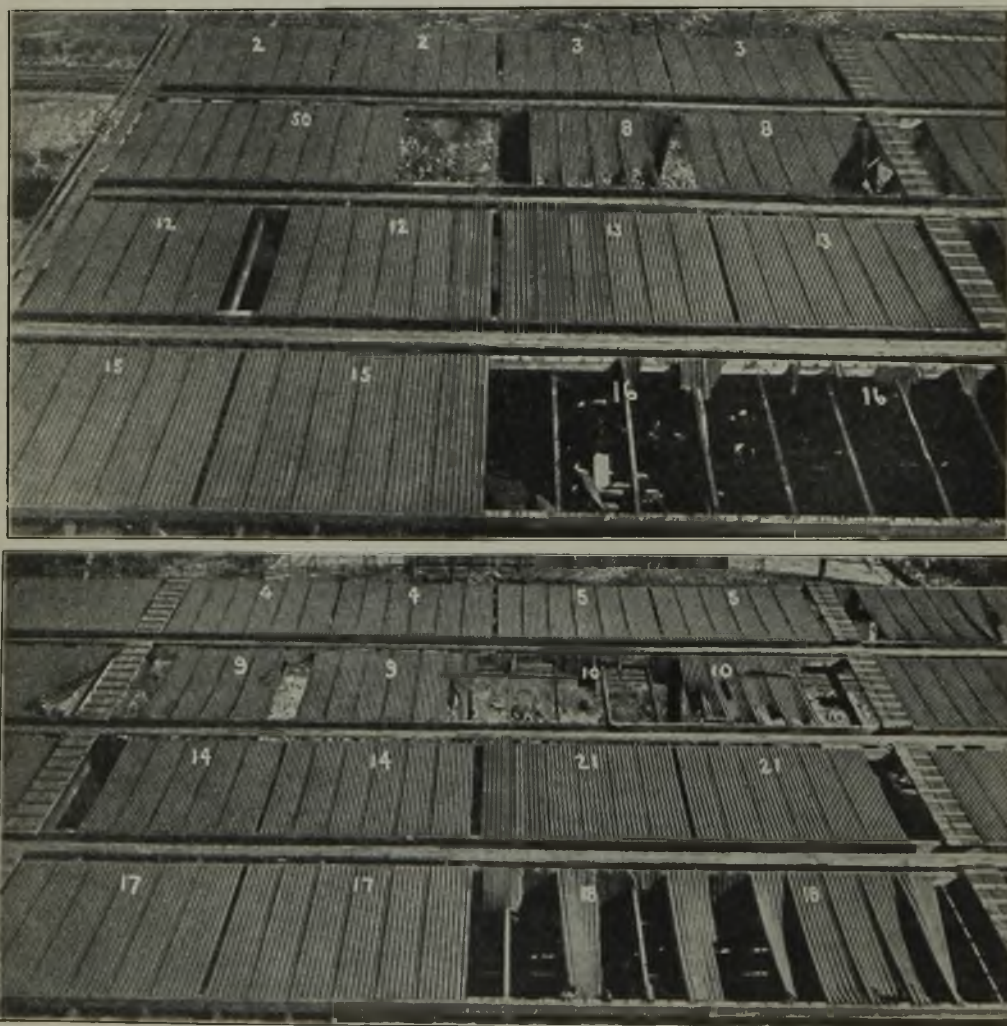


Abbildung 3. Teilansichten der Buckschen Versuchsbleche nach 9 Monaten.

Erläuterung. Bleche 15 und 16 entstammen der gleichen Bessemer-Charge mit 0,14 % S; Bleche 16 haben 0,008 % Cu, Bleche 15 0,25 % Cu. Bleche 17 und 18 entstammen einer Bessemer-Charge mit 0,052 % S; Bleche 18 sind ohne Kupferzusatz hergestellt, Bleche 17 sind gekupfert.

deren Erörterung im einzelnen hier zu weit führen würde.

In Abb. 2 sind zwei Kurven von Daniel M. Buck<sup>9)</sup> für die relative Witterungsbeständigkeit in See-, Industrie- und Landwirtschaftsgebieten für einen

Zaundrahte, Stacheldrähte, Geflechte, Herdplatten, Ofenrohre, Rohrleitungen u. a. m. längere Zeit dem An-

<sup>9)</sup> Vgl. Iron Age 91 (1913) S. 931/6; Iron Age 95 (1915) S. 1231/9; Year Book Am. Iron Steel Inst. (1920) S. 373/94. — <sup>9)</sup> Iron Age 95 (1915) S. 1231/9.



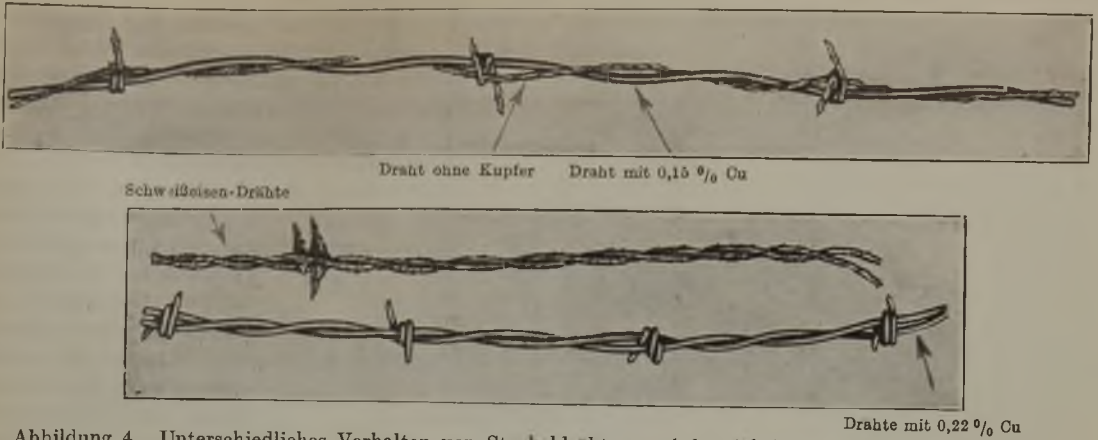


Abbildung 4. Unterschiedliches Verhalten von Stacheldrähten nach langjährigen Liegezeiten (nach Storey).

griff der Atmosphäre bzw. der Rauchgase gleichzeitig mit ungekupferten ähnlichen Proben ausgesetzt wurden und auf diese Weise die relative Witterungsbeständigkeit oder der Gewichtsverlust bestimmt wurde. Teilweise erstrecken sich die Versuche auf über 25 Jahre, wie z. B. bei Storey<sup>10)</sup>:

Auf Grund eines Berichtes der amerikanischen Landwirtschaftskammer, die sich mit der von den Farmern behaupteten geringeren Beständigkeit der modernen Stahlsorten gegenüber den früher verwendeten befaßte, beobachtete Storey, daß vielfach bei gleichzeitig ausgespannten Zaundrähten, Geflechten oder auch zusammengewundenen Stacheldrähten einzelne Drähte vollkommen vom Rost zerfressen waren, während andere sich sehr gut gehalten hatten. Abb. 4 gibt einige Beispiele. Storey stellte nun fest, daß in diesen Fällen der gut erhaltene Draht gegenüber dem stark angegriffenen einen erheblich höheren Kupfergehalt aufwies. Gekupfelter Draht verhielt sich mindestens ebensogut, zum Teil sogar besser als Schweißisen. Die Erklärung für die von den Farmern behauptete geringere Beständigkeit neuerer Erzeugnisse lag darin, daß früher die amerikanische Eisenindustrie in der Hauptsache Erze aus den Oststaaten, die stark kupferhaltig waren, verwendete, während jetzt durchweg Erze vom Oberen See, die praktisch kupferfrei sind, verhüttet werden, so daß die heutigen amerikanischen Stähle selten über 0,04 % Cu aufweisen, während sie früher 0,1 % und mehr enthielten.

Die Ergebnisse sind auch für unsere Landwirtschaft von größter Bedeutung. In zunehmendem Maße werden Maschinen in der Landwirtschaft verwendet, und die starke Rostgefahr führt immer wieder zu einem Ersatz der an sich weit brauchbareren Stahlteile durch Holz und Gußeisen. Eine Verwendung von gekupferten Stahl wird hier zweifellos die Wagschale zugunsten des Stahles verschieben.

Ein anderer Forscher<sup>11)</sup> machte Versuche mit Wasserleitungsrohren, die abwechselnd aus gekupferten und ungekupferten Rohren zusammengesetzt waren. Er stellte fest, daß gegenüber dem vom Wasser aus erfolgenden Innenangriff der Rohre zwischen gekupferten und ungekupferten kein wesent-

licher Unterschied bestand, daß sich die gekupferten Rohre dagegen bezüglich des Angriffs durch den Boden oder die Atmosphäre viel besser verhielten.

Bei diesen Untersuchungen wurde wiederholt festgestellt, daß der auf dem gekupferten Stahl sich bildende Rost sich auch im Aussehen später wesentlich von dem auf ungekupferten Stahl unterscheidet. Während gewöhnlicher Stahl mit gelbbraunlicher Farbe rostet und die Rostschicht sehr locker und örtlich verschieden tief ist, bildet sich auf gekupferten Stahl ein gleichmäßig glatter, dunkelrötlichbrauner bis schwarzer Ueberzug, der einem weiteren Angriff der



Abbildung 5. Seitenbleche eines Eisenbahnwagens nach sechs Jahren.

Atmosphäre einen ähnlichen Widerstand entgegensetzt wie eine Rostschutzfarbe.

Storey<sup>12)</sup> untersuchte später auch Schweißisen, ferner Armco-Eisen, gekupferten und ungekupferten Stahl in Form von Herdplatten auf ihre Beständigkeit gegenüber den Ofengasen. Auch hier stellte er in zehnjährigen Beobachtungen fest, daß nach Bildung einer dichten und glatten Oxydschicht sich der kupferhaltige Stahl erheblich besser als Schweißisen und Armco-Eisen verhielt. Allerdings scheint hier im Gegensatz zum Verhalten gegenüber der Atmosphäre auch ein Kupfergehalt über 0,3 % noch weitere Verlängerung der Lebensdauer zu bringen. Diese

<sup>10)</sup> Trans. Am. Electrochem. Soc. 32 (1917) S. 285/316.

<sup>11)</sup> Vgl. Fußnote <sup>10)</sup>, Diskussion.

<sup>12)</sup> Trans. Am. Electrochem. Soc. 39 (1921) S. 175/89.

Haltbarkeit ohne Kupfer : mit Kupfer = 10 : 14,8

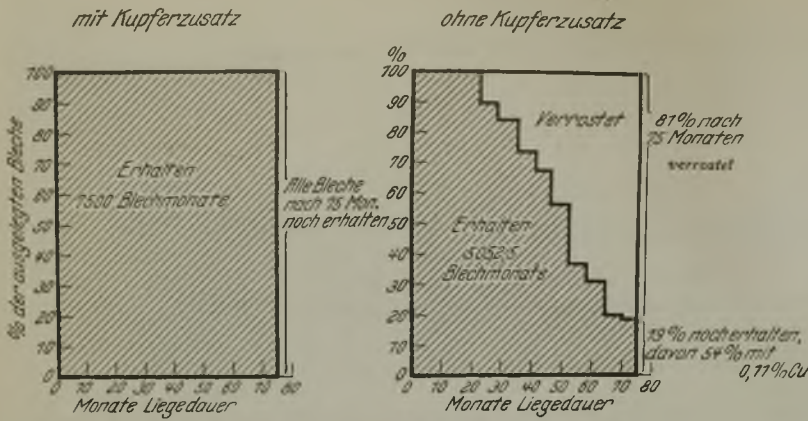


Abbildung 6. Lebensdauer von 1,58-mm Blechen in Pittsburgh vom 12. Dezember 1916 bis 9. März 1923.

Vorzüge gekupferten Stahles sind nicht nur von Bedeutung für unsere Herd- und Ofenindustrie, sondern auch wichtig bei der Werkstoffwahl für Lokomotiveile, Oberbau- und Konstruktionsteile in Tunnels, für Eisenbahnüberführungen, Lokomotivschuppen und dergleichen.

Eine entscheidende Bedeutung bekamen Versuche einer amerikanischen Eisenbahngesellschaft, der Bessemer and Lake Erie Railroad Co.<sup>13)</sup>, die im Jahre 1914 200 mit

Anstrich versehene eiserne Eisenbahnwagen je zur Hälfte aus gekupferten und ungekupferten Stahl herstellte. Schon nach zwei Jahren zeigte sich, daß der gekupferte Stahl erheblich besser die Farbschicht hielt und damit wirksam gegen die Atmosphäre geschützt war. Abb. 5 zeigt ein kennzeichnendes Bild von Seitenblechen eines Güterwagens nach sechs Jahren. An den ungekupferten Blechen hat sich die Farbe überall auf großen Flächen gelöst, und darunter ist starker Rost gebildet, während bei den gekupferten Blechen der Farbanstrich noch glatt

Haltbarkeit ohne Kupfer : mit Kupfer = 10 : 14,8

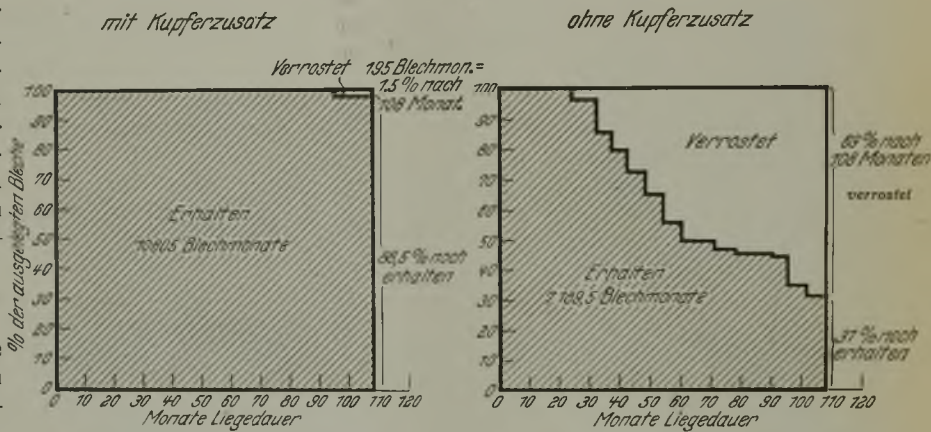


Abbildung 7. Lebensdauer von 0,79-mm-Blechen in Fort Sheridan vom 9. April 1917 bis 8. April 1926.

Haltbarkeit ohne Kupfer : mit Kupfer = 10 : 61 nach 75 Monaten  
= 10 : 14 „ 21 „  
(vor Verrostung der Cu-Bleche)

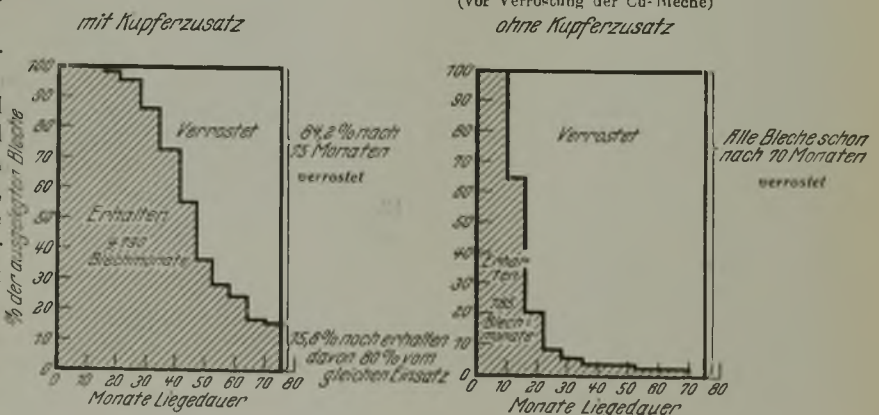


Abbildung 8. Lebensdauer von 0,79-mm-Blechen in Pittsburgh vom 12. Dezember 1916 bis 9. März 1923.

Nur von einer Seite, der American Rolling Mill Co., die das bekannte, selbst sehr witterungsbeständige Armeo-Eisen herstellt, wurden diese Ergebnisse der verschiedensten Forscher bestritten<sup>15)</sup>.

<sup>14)</sup> Mech. Engg. 47 (1925) S. 875/80.

<sup>15)</sup> Vgl. Diskussion zu <sup>10)</sup> und <sup>12)</sup> sowie zu Ind. Engg. Chem. 9 (1917) S. 123/6 u. 414/6.

<sup>13)</sup> Vgl. Diskussion zu Buck: Year Book Am. Iron Steel Inst. (1920) S. 373/94.



Bei Vergleichsversuchen, die von beiden Parteien ausgeführt wurden, hat sich dann auch in der Tat zuweilen (nicht immer) gezeigt, daß ein Kupferzusatz zu gewissen Sorten Armco-Eisen ihre Witterungsbeständigkeit nicht verbessert, sondern verschlechtert. Dieser Ausnahmefall ist aber auf das Armco-Eisen mit seiner an sich sehr ungewöhnlichen Zusammensetzung (der Werkstoff enthält nur Spuren von Kohlenstoff, Mangan, Phosphor und Schwefel) beschränkt.

Um endgültig die Frage des Kupferzusatzes zu klären, veranlaßte die American Society for Testing Materials gemeinsam mit der gesamten amerikanischen Blechindustrie an atmosphärisch verschiedenen gelegenen Plätzen des Landes Korrosionsgroßversuche, zu denen Bleche der verschiedensten Herkunft und der verschiedensten Zusammensetzung mit und ohne Kupfergehalt verwendet wurden<sup>16)</sup>. Die eigentliche Auswertung wurde so vorgenommen, daß die Versuchsfelder etwa halbjährlich durch eine Kommission besichtigt und dann alle die Bleche ausgeschieden wurden, bei denen an irgendeiner Stelle eine Durchrostung eingetreten war. Man ging dabei von dem Gedanken aus, daß Messungen über die Gewichts- und -abnahme letzten Endes nicht so wertvoll sind wie Ergebnisse über die Anzahl Jahre und Monate, die ein Blech aushält, ohne durchzurosten, d. h. während der es noch den beabsichtigten Schutz gegen Regen bietet.

Die Versuche sind noch nicht ganz abgeschlossen, jedoch kann man aus den bereits vorliegenden Ergebnissen schon genügend sichere Schlüsse ziehen. Da aber die veröffentlichten Zahlen nichts Unmittelbares über die durch Kupferzusatz eintretende Erhöhung der Lebensdauer aussagen, wurde versucht, die bisher vorliegenden amerikanischen Ergebnisse in neuer Weise auszuwerten. In Abb. 6, 7 und 8 ist die Lebensdauer der gekupferten und ungekupferten amerikanischen Bleche durch verschieden schraffierte Felder derart dargestellt, daß die Abszisse die Anzahl der Monate, während der die Bleche dem Atmosphärenangriff standhielten, angibt, während in der Ordinate die Gesamtzahl der noch unversehrten Bleche in % der ausgelegten Bleche aufgetragen ist. Jedesmal, wenn durch die Kommission ein oder mehrere Bleche ausgeschieden wurden, verengert sich das schräg schraffierte Feld, das die gesunden Bleche darstellt. Die schräg schraffierten Flächen stellen das Produkt aus Blechzahl und Monatszahl dar, das seinerseits einen Maßstab für die Lebensdauer der Bleche bildet. Vergleicht man für die verschiedenen Versuche das Verhältnis der Lebensdauer ungekupfelter zu gekupferten Blechen, so kommt man durchweg zu einem Verhältnis 10 : 15, d. h. die gekupferten Bleche haben eine um 50 % höhere Lebensdauer als die ohne Kupfergehalt. Das Ergebnis stimmt vollkommen mit der viel früher veröffentlichten Schätzung der amerikanischen Eisenbahngesellschaften, nach denen diese ihre Wirtschaftlichkeitsberechnungen aufgestellt haben, überein. Bezeichnend ist noch, daß von den nicht gekupferten Blechen jeweils

diejenigen, die einen höheren natürlichen Kupfergehalt vom Erz her enthielten, ebenfalls sehr witterungsbeständig waren. Das zeigt, daß der Zeitpunkt des Kupferzusatzes gleichgültig ist.

In Deutschland sind leider bis zum Kriege keine Versuche über den Einfluß des Kupfergehalts auf die Witterungsbeständigkeit bekannt geworden. Angeregt durch die amerikanischen Arbeiten, veranlaßte dann der Verein deutscher Eisenhüttenleute eine Untersuchung durch das damalige Königliche Materialprüfungsamt<sup>17)</sup>, bei der verschiedene Bleche an der Atmosphäre, im Boden und im Seewasser dem Rostangriff ausgesetzt wurden. Ausgewertet wurde später der Gewichtsverlust nach sorgfältiger Entfernung des Rostes. Leider hat man bei dieser Untersuchung im Gegensatz zu der amerikanischen nicht beachtet, daß die Korrosionserscheinungen viel zu verwickelter Natur sind, als daß man sie mit so wenigen Blechen erfassen könnte, und versucht, von der schon an sich sehr geringen Zahl von Blechen auch noch die Erscheinungen jedes einzelnen Bleches

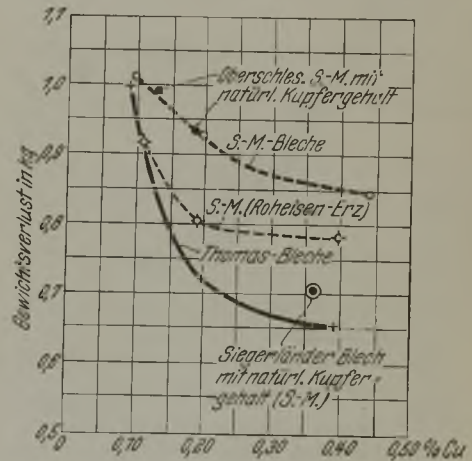


Abbildung 9. Kupfergehalt und Wetterbeständigkeit bei deutschen Blechen. Großzahlauswertung der Versuche des Materialprüfungsamtes Dahlem.

für sich zu deuten. Das mißlang, und die Auswertung kam zu dem von allen anderen Arbeiten abweichenden Ergebnis, daß dem Kupfergehalt, abgesehen von Gegenden mit besonders hohem Gehalt an schwelliger Säure, ein besonderer Einfluß nicht zuzuschreiben sei.

Ich habe dann später<sup>18)</sup> versucht, die veröffentlichten Werte des Materialprüfungsamtes mit Hilfe der Großzahlforschung auszuwerten, und erhielt überraschenderweise ein Ergebnis, das sich vollkommen mit den amerikanischen und englischen Arbeiten deckte und die Ueberlegenheit gekupferten Stahles nachwies (Abb. 9). Es sei betont, daß diese Ergebnisse, die nur für die Korrosion an der Atmosphäre und im Boden gelten, nur durch Auswertung der gleichen Zahlen erhalten wurden, die das Materialprüfungsamt in seinen Versuchen gewann. Weiter zeigte sich dabei, und das ist für unsere deutsche Volkswirtschaft von entscheidender Bedeutung, daß gekupfelter Thomasstahl dem Siemens-Martin-Stahl

<sup>16)</sup> Proc. Am. Soc. Testing Mat. Reports of Committee A-5 on Corrosion of Iron and Steel.

<sup>17)</sup> St. u. E. 41 (1921) S. 37/45 u. 76/83.

<sup>18)</sup> St. u. E. 46 (1926) S. 609/11 u. 644.

bezüglich seiner Witterungsbeständigkeit überlegen ist. Da aus den amerikanischen Versuchen hervorgeht, daß zwischen Siemens-Martin- und Bessemerstahl in dieser Hinsicht kein wesentlicher Unterschied besteht, so gilt diese Ueberlegenheit nicht für jeden erblasenen, sondern nur für Thomasstahl.

In Abb. 10 ist der Versuch gemacht, die verschiedenen Ergebnisse ausländischer Arbeiten mit den Werten des Deutschen Materialprüfungsamtes zu vergleichen. Da die Versuchsbedingungen überall ganz

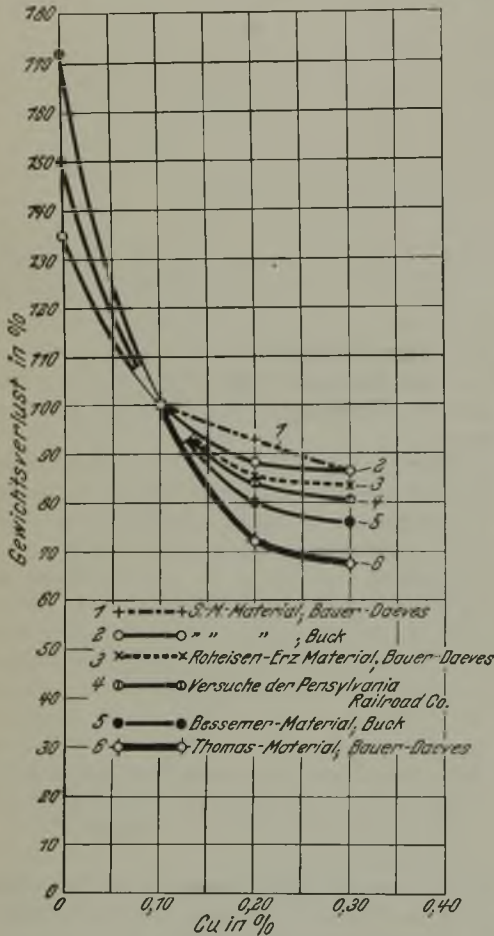


Abbildung 10. Einfluß des Kupfergehaltes auf den Gewichtsverlust. Zusammenstellung der verschiedenen Versuchsergebnisse.

verschieden waren, konnten relative Vergleichskurven nur gewonnen werden, wenn man den Korrosionsverlust bei 0,1 % Cu bei allen Versuchen gleich 100 setzte. Das derart gewonnene Bild zeigt recht schön den übereinstimmenden Einfluß des Kupfergehaltes bei allen Versuchen und die Ueberlegenheit des deutschen Thomasstahls.

Es sei noch kurz auf die theoretische Seite der erhöhten Beständigkeit durch Kupferzusatz eingegangen. Wenn man die Korrosionsbeständigkeit in Abhängigkeit vom Kupferzusatz weiter verfolgt, so erhält man meist Kurven wie die der Abb. 11<sup>19)</sup>. Das heißt, ein Bestwert wird bei niedrigen Kupfergehalten unter 0,5 % erhalten. Aehnlich gute Werte

bekommt man nach Untersuchungen von Burgess und Aston<sup>20)</sup> erst wieder bei 6 % Cu, wobei dann aber auch die anderen Eigenschaften sich wesentlich verändert haben, ferner mit 2 % und 7 % Ni, mit 0,3 % Sn oder 10 % W. Silizium und Mangan wirken sogar verstärkend auf die Korrosion ein.

Man muß sich die Wirkung des Kupfergehaltes nicht unmittelbar als Einfluß eines Legierungselements, Aenderung des Potentials usw. vorstellen, sondern als mittelbare Wirkung der sich bildenden Rostschuttschicht. Alle Beobachtungen von Stengel an berichten übereinstimmend, daß die auf gekupferten Stählen sich bildende Rost- und Oxydschicht glatter sei und dichter hafte als bei Stahl ohne Kupfer. Gekupfertes Stahl für Herdplatten verhält sich z. B. besonders günstig, wenn nach bekanntem Verfahren für die Bildung einer künstlichen Eisenoxydschicht gesorgt wird (Bower-Barffing). Nach Regengüssen trocknen gekupferte Stahlbleche mit Rostschicht schneller und glatter als ungekupferte. Alles das deutet auf einen entscheidenden Einfluß

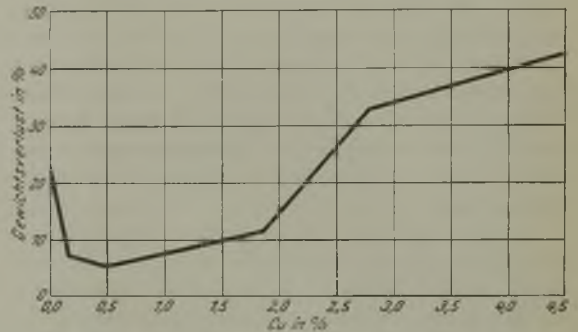


Abbildung 11. Korrosion von Kupferlegierungen in Schwefelsäure 1:3 nach Clavenger und Ray.

der Rostschuttschicht hin, die sich schon äußerlich von der bei ungekupferten Blechen unterscheidet. Ferner berichten die Versuche, daß der günstige Einfluß des Kupfergehaltes auch dann eintritt, wenn die Stähle mit Schutzschichten, wie Farbanstrichen, Verzinkung, Verzinnung, Emaillierung u. dgl., versehen sind. Die Anstriche haften besser und bleiben glatt.

Wir müssen also annehmen, daß der geringe Kupfergehalt — vielleicht durch entsprechende Beeinflussung der Verteilung oder Zusammensetzung der Oxydeinschlüsse — die Oberfläche befähigt, die sich stets bildende Oxydschicht und die Farb- und Metallüberzüge gleichsam auf den Stahl festzunageln und auf irgendeine Weise die Bildung besonders gerarteter Oxydschichten veranlaßt, die sich durch günstigere physikalische Eigenschaften hinsichtlich Durchlässigkeit, Ausdehnung und Festigkeit auszeichnen.

Zahlreiche Untersuchungen haben zu dem sicher feststehenden Ergebnis geführt, daß Kupferbeimengungen oder Zusätze bis etwa 0,5 % keinen wesentlichen Einfluß auf die Festigkeitseigenschaften ausüben, und daß die Warm- und Kaltverarbeitbarkeit einschließlich des Schweißens nicht beeinträch-

<sup>19)</sup> Bull. Am. Inst. Min. Eng. Nr. 82 (1913) S. 2437/75.

<sup>20)</sup> Ind. Engg. Chem. 5 (1913) S. 458/62.



tigt wird. Wir haben selbst für die Herstellung stumpfgeschweißter Rohre, also für ein äußerst empfindliches Schweißverfahren, ohne den geringsten Anstand gekupfertes Material verwendet.

Die einzige, nicht sehr große Schwierigkeit, die aber mittelbar mit der erhöhten Witterungsbeständigkeit zusammenhängt, zeigt sich beim Beizen von Blechen, Drähten u. dgl. Der Zunder löst sich dabei verhältnismaßig schwer und kann unter Umständen zu einem stärkeren Kleben führen. Die Schwierigkeiten sind aber so gering, daß sie durch geeignete Zusammensetzung der Beize und Wärmebehandlung behoben werden können.

Alle bisherigen Versuche führen zu dem gleichen Ergebnis, daß durch einen Kupfergehalt von etwa 0,20 bis 0,25 % die Witterungsbeständigkeit gegenüber dem Angriff der Atmosphäre und der Rauchgase derart gesteigert wird, daß man im Mittel mindestens mit einer 50 % höheren Lebensdauer gegenüber Stahl ohne Kupfer rechnen kann. Da die Kosten des Stahles bei den geringen Legierungsmengen nicht allzu hoch sind, ist gekupfertes Stahl, insbesondere Thomasstahl, der gegebene Baustoff für alle diejenigen Konstruktionsteile, die mit oder ohne Anstrich, Verzinkung, Verzinnung u. dgl. Witterungseinflüssen ausgesetzt sind und deren Lebensdauer durch die Witterungseinflüsse bestimmt wird. Dazu gehören Wellbleche, Dachbleche, Stahlhäuser, eiserne Behälter, Gasometer, Eisenbahnwagen; Oberbaustoffe, Schwellen, Hakenplatten u. dgl.; weiter Eisenkonstruktionen, vor allem in Industriebezirken und in der Nähe von Beizereien; Eisenbahnüberführungen, Lokomotivhallen, Gittermasten, Geländer und Gitter mit Schloßteilen, Rohrfreileitungen, alle Arten landwirtschaftliche Geräte, Zaundrähte, Geflechte, Stacheldrähte, Nägel und Schrauben; aber auch Herdplatten, Ofenrohre, Teile von Gasheizungen, Kaminabzüge, Lokomotiveile, endlich Grubenschienen und Schwellen, jede Stahlform, die unter Tage in den Gruben verwendet wird, Schienen, die in Tunnels verlegt werden oder in Bahnhöfen liegen; auch Schiffsbleche, soweit ihre Lebensdauer, wie dies vielfach der Fall ist, durch den Rostangriff von innen her durch die zwischen Wulstprofilen und Blechen sich festsetzende Feuchtigkeit bestimmt wird. Man muß überall bei Teilen, die über-

haupt der Atmosphäre und Rauchgasen ausgesetzt sind, prüfen, ob die Lebensdauer durch den Rostangriff oder durch andere Umstände bestimmt wird. Im ersten Falle wird man stets gekupferten Stahl wählen.

Durch die Verlängerung der Lebensdauer kann der gekupferte Stahl andere Baustoffe, die in diesem Punkte dem Stahl bisher überlegen waren, verdrängen. In dem Wettbewerb zwischen der Holz- und Eisenschwelle wurde als Nachteil der Eisenschwelle oft eine angeblich geringere Lebensdauer angeführt. In Wahrheit wird wohl die Lebensdauer der gewöhnlichen Stahlschwelle ungefähr der der Holzschwelle entsprechen. Wenn aber diese Lebensdauer durch Kupferzusatz nachweislich auf das  $1\frac{1}{2}$ -fache erhöht werden kann, so bekommt die Stahlschwelle gegenüber der Holzschwelle nach dieser Richtung einen erheblichen Vorsprung. Um ein zahlenmäßiges Beispiel zu geben, sei erwähnt, daß eine amerikanische Eisenbahngesellschaft durch Verwendung gekupferten Stahles 1 ½ Mill. Dollar in einem Jahre gespart hat.

Aehnliches gilt für Telegraphen- und Starkstrommasten, Laternenpfähle, für Wegweiser, Schilder, Warnungstafeln, für alle die Fälle, in denen Gußeisen, Holz und Beton mit dem Stahl auf Grund höherer Witterungsbeständigkeit in Wettbewerb treten.

Nach Angaben der American Society for Steel Treating sind in den Vereinigten Staaten im Jahre 1925 insgesamt 2 Millionen t legierter Stahl erzeugt worden, davon bestand über 1 Million t aus gekupfertem Stahl<sup>21)</sup>. Zur gleichen Zeit dürfte in Deutschland, abgesehen von Versuchen, noch nicht eine Tonne gekupferten Stahles hergestellt und verkauft worden sein. Es ist Zeit, daß auch wir zur Verminderung des nutzlosen Korrosionsverlustes in weitestgehendem Maße die Abnehmer zur Verwendung gekupferten Stahles veranlassen. Jede Verwendung von Stahl mit einem Kupfergehalt unter 0,2 % an Stellen, wo er dem Witterungsangriff oder Rauchgasen ausgesetzt ist, bedeutet eine volkswirtschaftliche Verschwendung, und alle, die für wirtschaftliches Arbeiten unseres Volkes verantwortlich sind, müssen auch den kleinsten Abnehmer über die Vorteile gekupferten Thomasstahls aufklären.

<sup>21)</sup> Trans. Am. Soc. Steel Treating 8 (1925) S. 723.

## Elektrische Entteerung von Generator- und Koksofengas.

Von Josef Weyl in Frankfurt a. M.

*(Bisherige Entwicklung und Arbeitsgebiete der elektrischen Gasreinigung. Physikalische und rechnerische Grundlagen. Laboratoriumsversuche zur elektrischen Teerabscheidung. Beschreibung und Ergebnisse der ersten Betriebsanlagen. Zusammenfassung.)*

**D**ie Inbetriebsetzung und eingehende Untersuchung verschiedener Anlagen zur elektrischen Teerabscheidung aus industriellen Gasen, die im Laufe der letzten zwei Jahre von der Lurgi-Apparatebau-Gesellschaft, Frankfurt a. M., nach dem Cottrell-Moller-Verfahren errichtet wurden, gibt Veranlassung, auf dieses neue Anwendungsgebiet der elektrischen Gasreinigung näher einzugehen. Die außerordentliche Entwicklung, die dieses

Verfahren durch seine Anwendung in den verschiedensten Zweigen der chemischen, metallurgischen, keramischen und feuerungstechnischen Industrie erfahren hat, ist nicht unbekannt geblieben. Immerhin mögen einige Zahlen aus seiner Entwicklung den Umfang erläutern, den das Verfahren dank der Zusammenarbeit der Industrie mit der ausführenden Firma bisher erreicht hat. Langwierige und kostspielige Versuche im Laboratorium waren der Ueber-

tragung des Verfahrens auf den technischen Betrieb vorausgegangen. So einfach und klar auch der Grundgedanke der elektrischen Abscheidung von Staub und tropfbar flüssigen Teilchen aus einem Gasstrom erscheint, so schwierig war es oft, die vielfachen Sonderverhältnisse zu meistern und hierfür betriebsmäßige Anlagen zu schaffen.

Die in 13 Jahren gesammelten Erfahrungen haben gezeigt, daß es weniger auf die elektrischen Maschinen

ankommt, die seit langen Jahren völlig einheitlich

(Kontaktverfahren), wie sie in elf großen Betriebsanlagen durchgeführt wird, so daß selbst die Untersuchung des Gases nach Marsh keine Reaktion auf Arsen mehr zeigt.

**Physikalische und rechnerische Grundlagen.**

Die in den technischen Gasen mehr oder weniger zahlreich vorhandenen festen und tropfbar flüssigen Schwebeteilchen (Staub, Ruß, Teer-, Säure- und sonstige Nebel) haben die verschiedenste Größe. Es gibt solche, die unter geeigneter Beleuchtung schon ohne Mikroskop sichtbar sind, aber auch Teilchen von fast molekularer Größe. Teilchen von  $0,2 \mu$  zeigen noch eine deutliche, wenn auch unbeschleunigte Fallbewegung, während die

unter  $0,1 \mu$  schon die Brownsche Molekularbewegung unter dem Mikroskop erkennen lassen. Man sieht ohne weiteres ein, daß die Reinigung von Gasen mittels der mechanischen Reinigungsverfahren in dem Maße schwieriger wird, als die Anzahl der Schwebeteilchen unter  $0,2 \mu$  zunimmt, da diese dann der Schwerkraft oder etwaigen Schleuderkraften nicht mehr unterliegen. Dies ist auch der Grund, weshalb man niemals auf trockenem Wege, selbst durch die längsten Zickzack-

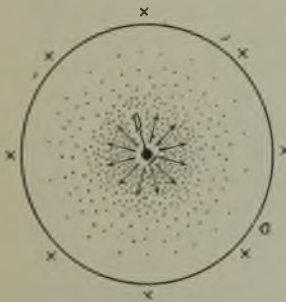


Abbildung 1. Raumladung.



Abbildung 2. Ionen Adsorption.



Abb. 3. Einwirkung der elektrischen Felder auf ein Staubteilchen.

und betriebssicher gebaut werden, als vielmehr auf die richtige Erkenntnis und Bewertung der einzelnen physikalischen, chemischen und metallurgischen Vorgänge. So konnten nach dem Cottrell-Möller-Verfahren bisher in Europa gegen 300 Anlagen der verschiedensten Art mit rd. 700 Einzelabteilungen errichtet werden, z. B. zur Staubrückgewinnung aus der Kupfer-, Blei-, Zinn- und Zinkverhüttung, zur Reinigung der Röstgase, Abgase und Endgase in der Schwefelsäureerzeugung, zur Gichtgasreinigung, zur Rückgewinnung von Braunkohlenstaub aus Briquetfabriken, Steinkohlenstaub

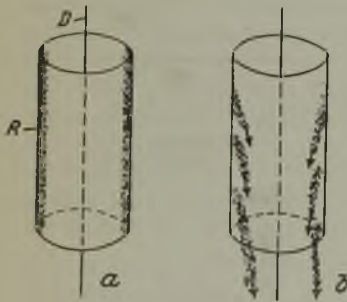


Abbildung 4 a und b. Elektrische Abscheidung.



Abbildung 5. Negative Korona.

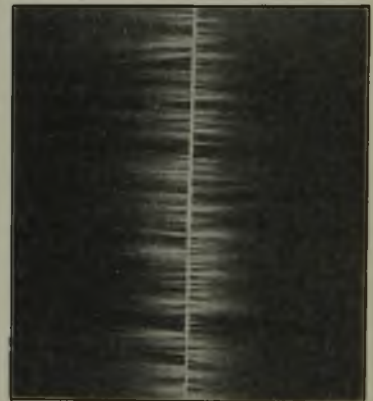


Abbildung 6. Positive Korona.

in der Kohlenaufbereitung, Zement-, Kalk- und ähnlichem Staub in der keramischen, Tonerde- und Sodaindustrie, zum Niederschlag von atzenden, giftigen Nebeln in der Salzsäure-, Salpetersäure- und Phosphorsäureindustrie u. a. m. Das Verfahren zeichnet sich besonders dadurch aus, daß es bei sehr geringem Kraftverbrauch jeden beliebigen Reinheitsgrad ermöglicht und infolge seiner Unempfindlichkeit gegen hohe Temperaturen auch die Reinigung heißer Gase gestattet. Ein besonders bezeichnendes Beispiel, wie weit sich auf elektrischem Wege die Reinigung durchführen läßt, zeigt die elektrische Abscheidung der arsenigen Säure aus den Röstgasen der Schwefelsäuregewinnung

oder Spiralleitungen, ein von Staub oder Nebeln genügend befreites Gas erhalten kann. Man muß dann den Kunstgriff anwenden, durch Adsorption die kleinen Schwebeteilchen an Flüssigkeiten zu binden; aber unter  $0,1 \mu$  ist auch eine Adsorption an Wasser nicht mehr möglich.

Die Erfolge der neuesten Zeit haben nun bewiesen, daß auch die kleinsten Teilchen faßbar werden, wenn man sie einem starken elektrischen Sprühfeld aussetzt; sie werden dabei aus dem Gasstrom abgelenkt und niedergeschlagen. Hierzu bedient man sich des hochgespannten Gleichstroms, den man einem in der unreinen Gasatmosphäre aufgehängten Draht zuführt, wobei dann die Schweb-



teilchen elektrisch geladen und aus der geraden Gasbahn zur gegenüberliegenden Elektrode abgelenkt werden. Dort bleiben sie haften und rutschen oder fließen bei weiterer Anhäufung von selbst nach

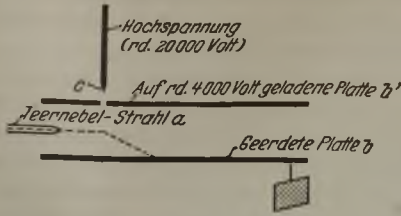


Abbildung 7.

Schema des Rohmann-Apparates.

unten. Der Vorgang soll nunmehr im einzelnen beschrieben werden.

Besteht an einer Spitze oder an einem Draht (Abb. 1 bei D) eine sehr hohe Feldstärke, so kann dort durch „Stoßionisation“ eine ungeheure Anzahl von Ionen gebildet werden. Ein in dieser Ionen-

Rohmann hat eine Versuchsanordnung angegeben, die schematisch aus der Abb. 7 (Schema zu Abb. 8a und b) zu ersehen ist, mit der man das Wesen der elektrischen Abscheidung deutlich machen kann. Zwischen den beiden Kondensatorplatten b und b' wird eine Spannung von etwa 4000 V aufrechterhalten. Der bei a ausströmende Zigarettenrauch (Teernebel) zieht fast geradlinig über der unteren Kondensatorplatte b ab (Abb. 8a); sobald jedoch die Spitze c mit dem Hochspannungspol verbunden wird und dadurch dort eine Emission von Ionen einsetzt, die durch einen Schlitz in der oberen Platte auf den Gasstrom treffen, wird der Teernebel in einem scharfen Knick nach der unteren Platte b abgelenkt (Abb. 8b).

Eine elektrische Gasreinigungsanlage besteht demnach aus der Anlage zur Erzeugung des hochgespannten Gleichstroms (in Abb. 9 Schalteinrichtung, Hochspannungstransformator, Gleichrichter mit Synchronmotor) und aus dem Gasreinigungsapparat selbst, dessen wesentliche Bestandteile die isolierte

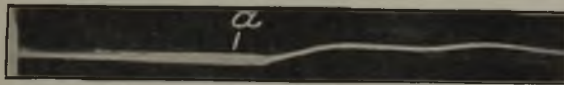


Abbildung 8a.

Teernebel-Weg. Strom abgeschaltet.

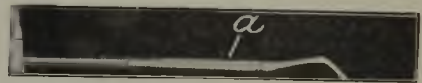


Abbildung 8b.

Teernebel-Weg. Strom eingeschaltet.

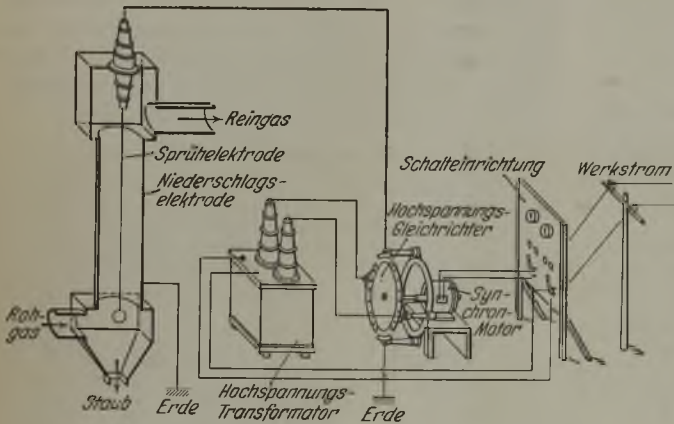


Abbildung 9. Schema der elektrischen Gasreinigung.

atmosphäre schwebendes mikroskopisches Staub- oder Flüssigkeitsteilchen N (Abb. 2) wird gleichnamig mit der Polarität der sprühenden Spitze aufgeladen und bewegt sich selbst im elektrischen Feld zur äußeren geerdeten Rohrwand R (Abb. 3). In Abb. 4a ist gezeigt, wie sich die kleinen Teilchen an der Rohrwand R anhäufen, in Abb. 4b, wie sie nach Erreichen einer gewissen Schichtdicke nach unten abgleiten. Die hohe Feldstärke in der Umgebung eines Drahtes bewirkt dort eine eigentümliche Leuchterscheinung. Abb. 5 zeigt das negativ stabile, für die Abscheidung günstigere Leuchten eines Sprühdrahtes, der gegen die Rohrelektrode eine Spannung von etwa 50 000 V Gleichstrom besitzt. Bei der unstabilen positiven „Korona“ (Abb. 6) schlägt der Strom infolge oszillatorischer Einflüsse leichter über, und deshalb wird in elektrischen Gasreinigungsanlagen der Hochspannung führende Sprühdraht stets an den negativen Pol angeschlossen.

ermitteln kann. Die Wanderungsgeschwindigkeit ist eine der wichtigsten Größen, denn durch sie wird die Gasgeschwindigkeit und damit die Anlagengröße festgelegt. Für den Reinigungsgrad eines Apparates, d. h. für das Verhältnis der niedergeschlagenen Bestandteile zur Gesamtmenge der ursprünglich im Gas enthaltenen Schwebeteilchen, erhält Deutsch die Formel:

$$\eta = 1 - e^{-\frac{2 F w}{R v} L},$$

worin bedeuten: L die Abscheidungslänge in cm, R den Rohrhalmmesser in cm, F die Feldstärke in cgs, w die Wanderungsgeschwindigkeit im Felde 1 (cgs) in cm/sek, v die Gasgeschwindigkeit in cm/sek, e die Basis der natürlichen Logarithmen = 2,71828.

<sup>1)</sup> Vgl. Horne: T. Am. Inst. El. Eng. (1922) S. 552; Strong: Proc. Am. Inst. El. Eng. (1913) S. 403; Strong: Ann. Phys. 48 (1915) S. 251; Deutsch: Ann. Phys. 68 (1922) S. 335 und 76 (1925) S. 729; Deutsch: Z. techn. Phys. 6 (1925) S. 423.

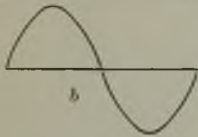


Abbildung 10.  
Hochspannungs-Transformator.

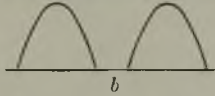


Abbildung 11.  
Hochspannungs-  
Gleichrichter.

Zahlentafel 1. Wanderungsgeschwindigkeit abhängig von der Teilchengröße.

Teilchengröße ( $\Phi$ )	20 $\mu$	2 $\mu$	0,2 $\mu$	0,02 $\mu$
Zahl der Elementarladungen	4640	376	28	2
Wanderungsgeschwindigkeit im Feld 1 (cgs) in cm/sek	0,69	0,56	0,42	0,35

Anmerkung: Teertropfchen haben  $\sim 0,1$  bis  $1,0 \mu \Phi$ ,  $H_2SO_4$ -Tröpfchen  $\sim 0,8$  bis  $5,5 \mu \Phi$ ,  $H_2O$ -Nebeltropfchen bis  $30 \mu \Phi$ .

Zahlentafel 2. Wanderungsgeschwindigkeit einiger technischer Staubarten.

Anlage (Staubart)	Wanderungsgeschwindigkeit in cm/sek im Feld 1 (cgs)	Gasgeschwindigkeit m/sek
Zement	0,53	—
Zinkoxyd	0,27	2
Chlorammonium	0,6—0,7	—
Bleihüttenabgase	1,1	3,5
Schwefelröstgase	0,56	—
Rauchgase	1,2	1,0—3,6
Hochofengase	0,3—1,2	2,0—3,6

Aus Abb. 12, die einen Betriebsversuch an einer Anlage mit vier hintereinandergeschalteten Abteilungen betrifft, kann man die Gültigkeit der oben genannten Formel deutlich erkennen. Zahlentafel 1 zeigt die Wanderungsgeschwindigkeit der kleinsten Teilchen im Felde 1 (cgs) für Luft von Atmosphärendruck und gewöhnlicher Temperatur, Zahlentafel 2 die sich aus Betriebsmessungen ergebenden Wanderungsgeschwindigkeiten bei einer Reihe von Industriegasen.

**Laboratoriumsversuche.**

Die theoretische Ueberlegung, daß durch den oben beschriebenen Abscheidvorgang auch die feinsten Nebel, wie sie sich beim Uebergang aus dem

gasförmigen in den flüssigen bzw. festen Zustand bilden, erfaßt werden können, ist in Abb. 8a und b zur Niederschlagung von Zigarettenrauch auf die eigentliche Teerabscheidung übertragen und in kleinstem Maße dort verwirklicht worden. Die Bedingungen, die in der Praxis an die Teerabscheidung zu stellen sind, sind folgende:

1. Gewinnung von wasserfreiem Teer aus stark wasserhaltigen Gasen (besonders wichtig bei Teeren, die zur Emulsionsbildung mit Wasser neigen).
2. Quantitative Abscheidung aller bei der betreffenden Reinigungstemperatur nebel förmigen Bestandteile, damit im weiteren Verarbeitungsgang die nachfolgenden Erzeugnisse in reinster Form gewonnen und die entsprechenden Einrichtungen von Verschmutzungen freigehalten werden.
3. Höchster Reinheitsgrad des Gases in seinem Endzustand zwecks Fortleitung in Fernleitungen und Verwendung in empfindlichen Maschinen und Brennern.

Die erste Forderung bedingt die elektrische Abscheidung des Teers oberhalb des Wassertaupunktes, wobei das dampfförmige Wasser von dem elektrischen Feld unbeeinflusst bleibt. Gleichzeitig wird dadurch erreicht, daß ein bei Außentemperatur dickflüssiger Teer von den Elektroden glatt abläuft. Die zweite Forderung bedingt eine ausreichende Bemessung des elektrischen Feldes, mit anderen Worten: die Anpassung der Durchströmgeschwindigkeit des Gases an die Wanderungsgeschwindigkeit der abzuschnei-

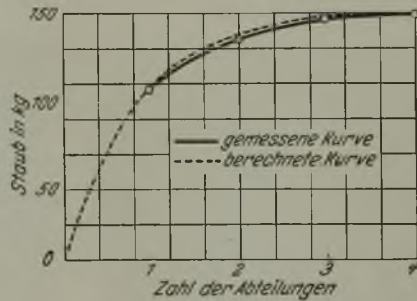


Abbildung 12.  
Abhängigkeit der abgeschiedenen Menge von der Abscheidlänge.

denden Nebel bei einem elektrischen Feld von gegebener Feldstärke.

Aus der Ueberlegung, daß durch eine an die erste Reinigung oberhalb des Wassertaupunktes anschließende Gaskühlung neue Nebel von niedriger siedenden Teer- bzw. Ölbestandteilen entstehen, folgt, daß zur Erzielung von maschinenreinem Gas eine zweite Reinigungsstufe im Anschluß an die Kühlung erforderlich wird, die das normalerweise 20 bis 30° warme Gas von diesen Nebeln befreit. Diese Bedingungen wurden in einer kleinen Versuchsanlage nach Abb. 13 verwirklicht, die dann in ausgiebiger Weise nach den verschiedensten Richtungen untersucht werden konnte.

Die Ergebnisse sind wie folgt kurz zusammengefaßt:

1. Aus hochwasserhaltigen Gasen, z. B. Rohbraunkohlen- und Kokereigas, ließ sich durch elektrische



Abscheidung bei 80 bis 90° ein praktisch wasserfreier Teer von 0,5 bis 1 % H<sub>2</sub>O gewinnen.

2. Die Reinigung bei dieser Temperatur war bei entsprechender Bemessung des Niederschlagsapparates so vollständig, daß in dem nachfolgenden Kühler reines Schwel- bzw. Gaswasser mit einer oben schwimmenden Schicht von leichtflüssigem Oel (also ohne eigentlichen Teer) anfiel.
3. In der zweiten Reinigungsstufe im Anschluß an den Kühler wurde ein dünnflüssiges Oel abgetrennt, gleichzeitig auch eine erhebliche Menge Wasser, das nebelartig aus dem Kühler mitgerissen war. Das Gas war in seinem Endzustand vollkommen unsichtbar und ergab beim Durchleiten durch Papier- oder Wattefilter keine erkennbare Färbung.

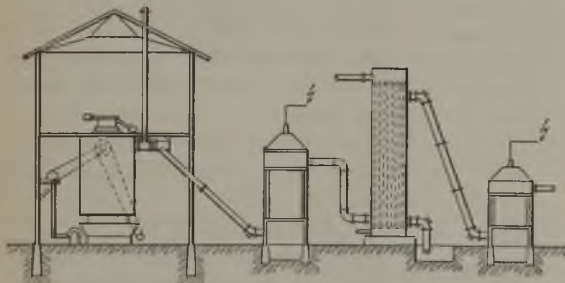


Abbildung 13.

Schema einer zweistufigen Generatorgas-Entteerung.

4. Das Gas aus den verschiedensten Kohlenarten (mitteldeutsche und rheinische Rohbraunkohle und Briketts) wurde in bezug auf Teerbeschaffenheit, Ausbeute und Reinheitsgrad untersucht und dabei grundsätzliche Uebereinstimmung hinsichtlich der an die Reinigung zu stellenden Bedingungen gefunden. Die Teerbeschaffenheit und Ausbeute ergab natürlich jeweils Verschiedenheiten in Abhängigkeit von den verschiedenen Ausgangsstoffen.

Durch diese Versuche konnten die konstruktiven Grundlagen für die nachstehend beschriebene Betriebsanlage festgelegt werden, die grundsätzlich die obigen Ergebnisse bestätigte, die betrieblichen und wirtschaftlichen Vorteile aber wesentlich deutlicher hervortreten ließ.

**Beschreibung und Ergebnisse der ersten Betriebsanlagen.**

**1. I.-G. Farbenindustrie, A.-G., Werk Wolfen bei Bitterfeld.**

Diese kürzlich im Anschluß an Versuche mit Unionbriketts von Becker<sup>2)</sup> beschriebene und kritisch gewürdigte Anlage war vorher schon in mehrmonatigem Betrieb hinsichtlich der Verhältnisse bei Reinigung von Generatorgas aus mitteldeutschen Rohbraunkohlen und Briketts untersucht worden.

Die Gesamtanordnung ist in Abb. 14 wiedergegeben. Der Gasverlauf ist folgender: Normaler Gaserzeuger von 2,5 m  $\phi$ , Staubsammelrohr, elektrische Niederschlagsapparate I und II der ersten Stufe, drei hintereinander geschaltete Röhrenkühler,

Apparate III und IV der zweiten Stufe, Exhaustor, Reingasleitung. Die Unterteilung der gesamten Niederschlagsanlage in vier Einzelapparate sollte eine größere Beweglichkeit für die Reinigung bei verschiedenen Temperaturen ermöglichen. Nach den anfänglichen Versuchen zeigte es sich jedoch schon, daß die vierfache Unterteilung nicht notwendig war, da der Vorgang nur in zwei Stufen mit Zwischenschaltung eines Kühlvorgangs zerfällt.

Die Untersuchungen und Messungen bei der Teerabscheidung aus Rohbraunkohlengas erstreckten sich über einen Zeitraum von zwei Monaten bei nachstehender

Kohlenanalyse		und		Gasanalyse	
H <sub>2</sub> O	50 %	CO <sub>2</sub>	9,5 %		
Asche	7 %	O <sub>2</sub>	0,4 %		
C.	29,5 %	CO	21,4 %		
H	2,4 %	CH <sub>4</sub>	3,1 %		
N	0,3 %	H <sub>2</sub>	14,3 %		
S.	1,5 %				
Teergehalt	4,61 %				

Der Gaserzeuger arbeitete bei einem Durchsatz von 14 bis 17 t/24 st. Die Gastemperatur am Ausgang wurde zwischen 100 und 130° gehalten. Dabei stellten sich folgende Temperaturen ein: am Ein- und Ausgang der ersten Stufe 83 bis 110° bzw. 75 bis 85°, am Ausgang Kühler und Eingang der zweiten Stufe 19 bis 27°. Der Druckverlust in der gesamten Einrichtung betrug rd. 15 bis 20 mm WS. Der nachfolgende Exhaustor drückte das Gas mit 250 mm in die Reingasleitung.

Die Betriebsergebnisse zeigten

einen Teeranfall in der I. Stufe	29,09 t = 3,44 %
einen Oelanfall im Kühler und in der	
2. Stufe	5,83 t = 0,69 %
	<b>34,92 t = 4,13 %</b>

des Kohlendurchsatzes.

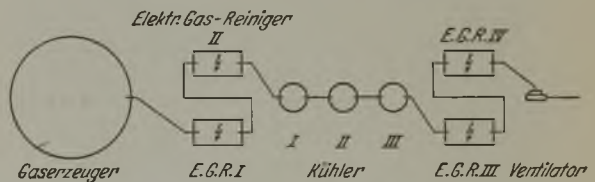


Abbildung 14. Schema der Anlage Wolfen.

Die Ausbeute an Teer und Oel bezogen auf den Teergehalt der Kohle erreicht den sehr hohen Wert von 89,6 %. Dies ist bedingt durch die vollständige Abscheidung aller nebelartigen Bestandteile, besonders der Oelnebel in der zweiten Stufe, die ohne elektrische Reinigung, z. B. bei der bisher üblichen Schleuderwaschung, im Gas verbleiben.

Die Teer- und Oeluntersuchungen ergaben für

	1. Stufe	Kühler	2. Stufe
Spezifisches Gewicht bei 15°	1,05	0,975	0,967
	%	%	%
Wasser	1,0	0,1	0,0
Asche	0,06	0,0	0,0
Benzolunlösliches	0,86	0,38	0,29
Destillation nach Engler bis			
210°	—	6	14
250°	3	52	60
280°	8	72	78
300°	17	77	83
360°	78	96	94
Kreosot	25	24,1	29,9
Paraffin	9,8	1,1	0,3

<sup>2)</sup> Braunkohle 25 (1926) S. 189/95; vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1757.

Die Analysen zeigen deutlich die Zerlegung des Teers in eigentlichen Teer und Leichtöl. Mengenmäßig läßt sich der Anteil des Leichtöls, allerdings auf Kosten des Teers, dadurch erhöhen, daß die erste Abscheidung bei höherer Temperatur, z. B. 140 bis 150°, vorgenommen wird. Der Gehalt des Gases an nebelförmigen Bestandteilen betrug:

im Rohgas . . . . .	rd. 30 g/m <sup>3</sup> bei 0°
im Gas hinter der 1. Stufe . . . . .	0,2 — 0,3 g/m <sup>3</sup> bei 0°
im Gas hinter der 2. Stufe . . . . .	0,01 — 0,02 g/m <sup>3</sup> bei 0°

Mit dem Leichtöl zusammen wurden in der zweiten elektrischen Stufe je m<sup>3</sup> Gas von 0° 28 bis 30 g Wasser, das in Nebelform vorhanden war, niedergeschlagen. Diese Nebelbildung ist bei jeder Kühlung von wasserhaltigem Gas zu beobachten. Ihre Abscheidung bedeutet also eine weitgehende Gastrocknung.

Für die oben beschriebene zweistufige Reinigung ergab sich ein Kraftverbrauch (Transformator und Gleichrichtermotor) von nur 1,8 kWst je 1000 m<sup>3</sup> Gas von 0°, 760 mm QS.

Die Untersuchungen und Messungen bei der Entteerung von Generatorgas aus mitteldeutschen Briketts, wie sie für mitteldeutsche Rohbraunkohle durchgeführt wurden, zeigten im wesentlichen gleichartige Ergebnisse. Die höhere Temperatur am Gaserzeugerausgang bedingte eine Vorkühlung des Gases auf 80 bis 100°, die durch einfachste Wassereinspritzung in die Rohrleitung erreicht wurde. Die Temperaturen und Drücke stellten sich im übrigen ähnlich wie bei dem Rohbraunkohlenversuch. Bei einem Teergehalt der Briketts von 8,9 % betrug

der Teeranfall in der 1. Stufe	3,41 t = 5,62 %
der Oelanfall im Kühler und in	
der 2. Stufe . . . . .	0,94 t = 1,56 %
	<hr/>
	4,35 t = 7,18 %

Der Anteil des Oels an dem Gesamtanfall stellt sich somit auf 21,6 % gegenüber 16,7 % bei Rohbraunkohlenvergasung. Die Ausbeute an Teer und Oel erreicht 80,6 % des theoretischen Wertes.

Die Teer- und Oeluntersuchungen ergaben für

	1. Stufe	Kühler	2. Stufe
Spezifisches Gewicht bei 15°	1,0	0,938	0,932
	%	%	%
Wasser . . . . .	1,0	1,0	0,5
Asche . . . . .	0,1	0,0	0,0
Benzol, unlösliches . . . . .	0,74	0,0	0,0
Destillation nach Engler bis			
180° . . . . .	—	—	4,5
210° . . . . .	—	18	32,5
250° . . . . .	3,0	74,5	81
280° . . . . .	11,5	94,0	92,0
300° . . . . .	19,0	97,0	98,0
360° . . . . .	58,0	—	—
Kreosot . . . . .	21,4	15,3	19,4
Paraffin . . . . .	11,7	0,3	0,2

Bezüglich des Nebelgehaltes im gereinigten Gas und der Abscheidung von Wasser in der zweiten Stufe gelten die gleichen Zahlen wie bei Rohbraunkohlenvergasung.

Auch im Kraftverbrauch besteht die gleiche Übereinstimmung, daß je 1000 m<sup>3</sup> zu reinigenden Gases von 0° 1,8 kWst gebraucht werden, oder je t vergaster Briketts sind für die zweistufige Reinigung 3,6 kWst erforderlich.

Ein Sonderversuch bei einer Temperatur von 150 bis 180° in der ersten Reinigungsstufe verschob den Anteil für den Teer auf 44,4 %, für das Leichtöl auf 55,6 %. In diesen Zahlen prägt sich besonders deutlich die Zerlegung des Teers bei Veränderung der Abscheidetemperaturen aus. Wird die Temperatur der ersten Stufe noch weiter gesteigert, bis der Kondensationspunkt für den Teer überschritten ist, so wird in dieser Stufe nur noch trockener Staub abgeschieden, während in einer entsprechenden zweiten und dritten Stufe Teer und Leichtöl elektrisch gewonnen werden. Es sei noch erwähnt, daß die Wolfener Anlage seit nunmehr zwei Jahren in anstandslosem Dauerbetrieb ist.

Ein Vergleich zwischen mechanischer und elektrischer Teerabscheidung aus Generatorgas ergibt folgende Vorteile zugunsten des elektrischen Verfahrens:

1. Der Kraftverbrauch für die elektrische Reinigung beträgt rd. ein Viertel bis ein Fünftel desjenigen bei Schleuderwaschung.
2. Die Reinigung in der ersten Stufe ist so vollständig, daß im Kühler kein hochstockender Teer, sondern ein dünnflüssiges Öl anfällt.
3. Durch die zweite Reinigungsstufe wird ein wertvolles Leichtöl gewonnen und gleichzeitig das Gas durch Abscheidung der mitgeführten Wassernebel getrocknet.
4. Die Teerausbeute wird durch die vollständigere Abscheidung sowohl des Teers als auch besonders des Leichtöls um mehrere Prozent erhöht.

2. I.-G. Farbenindustrie, A.-G., Werk Oppau.

Die Ergebnisse der Wolfener Anlage führten zum Bau einer entsprechenden Einrichtung auf dem Werk Oppau der I.-G. Farbenindustrie. Zwei Gaserzeuger von 3 m  $\phi$  mit Schwelaufbauten mit einem Tagesdurchsatz von zusammen 60 bis 70 t Unionbriketts und 150 000 bis 180 000 m<sup>3</sup> täglicher Gaserzeugung wurden mit einer zweistufigen Entteerung nach Cottrell-Möller ausgerüstet. Etwa 50 % des Gesamtgases werden durch die Schwelaufbauten gesaugt, in einem gemeinsamen Staubsack, in dem je nach Bedarf durch Wassereinspritzung eine

Temperaturregulation vorgenommen werden kann, entstaubt und dann bei 70 bis 90° in die erste Stufe zur elektrischen Teerabscheidung geleitet. Die entsprechende Nie-

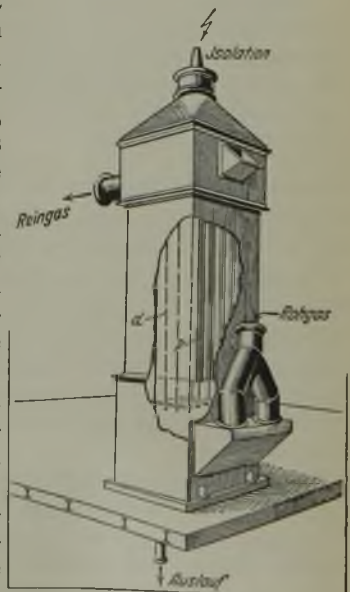


Abbildung 15. Elektrischer Niederschlagsapparat für Teer- und Oel-Anlage Oppau.



dargestellt. Ein wärmeisolierter Schacht in gasdichter Blechdurchführung von rd. 6 m Bauhöhe besitzt eine Anzahl geerdeter Niederschlagsplatten p, zwischen welchen sich die elektrisch isoliert aufgehängten Hochspannungsdrähte d befinden. Der Teer schlägt sich an p nieder und fließt durch einen mit Tauchung versehenen Ablauf ununterbrochen in einen heizbaren Behälter ab. Das von Teer befreite, wasserhaltige Gas wird in einem Rieselkühler auf 20 bis 30° gekühlt, wobei erneut Nebel von Oel und Wasser gebildet werden, die in einer zweiten Reinigungsstufe von geringeren Abmessungen als die erste zur Abscheidung gelangen. Oel und Wasser werden getrennt von dem Teer aufgefangen.

Das elektrische Schaltschema und die Hochspannungsmaschine sind die gleichen, wie in Abb. 9, 10 und 11 dargestellt. Die Zuleitung der Hochspannung zu den Abscheidervorrichtungen erfolgt durch Hochspannungskabel, wodurch auch die geringste Gefahr für die Bedienung ausgeschaltet ist.

Ein mehrtägiger Abnahmeversuch ergab bei einem Teergehalt der Briketts von rd. 7%

1. Stufe . . . . .	5098 kg = 3,82 %
einen Oelanfall im Kühler und	
in der 2. Stufe . . . . .	406 kg = 0,31 %
	5504 kg = 4,13 %

des Durchsatzes.

Der Anteil des Oels an dem Gesamtanfall ist 7,5 %  
 „ „ „ Teers „ „ „ „ 92,5 %.

Der gegenüber den Wolfener Ergebnissen geringere Oelanteil ist durch die bei 70 bis 90° um 20 bis 25° niedrigere Abscheidetemperatur der ersten Stufe bedingt. Die Gesamtausbeute an Teer und Oel von 4,13 % entspricht jedoch mit großer Uebereinstimmung den Ergebnissen der erwähnten Beckerschen Veröffentlichung, die ebenfalls die Vergasung von Unionbriketts betrifft.

Zahlentafel 3. Teeranalysen.  
Analyse I.

Erzeugnis	Destillationsstufe	Gewöhnliche Entteerung	Elektrische Entteerung
Wasser . . . . .	105 bis 110°	0,20 %	0,20 %
Leichtöl . . . . .	110 „ 210°	0,40 %	0,60 %
Karbolöl . . . . .	210 „ 240°	2,94 %	2,88 %
Schweröl . . . . .	240 „ 270°	8,84 %	10,40 %
Anthrazenöl . . . . .	270 „ 350°	25,94 %	26,0 %
Pech . . . . .	über 350°	59,34 %	58,8 %
Destillationsverlust . . . . .	—	2,34 %	1,12 %
Erweichungspunkt des Pechs . . . . .	—	78,5°	75,2°

Analyse II.

Erzeugnis	Destillationsstufe	Gewöhnliche Entteerung	Elektrische Entteerung
Wasser . . . . .	bis 110°	4,8 %	1,1 bis 2,20 %
Leichtöl . . . . .	110 „ 170°	1,84 %	1,14 „ 2,0 %
Mittelöl . . . . .	170 „ 230°	3,97 %	2,28 „ 3,94 %
Schweröl . . . . .	230 „ 270°	12,19 %	10,8 „ 11,1 %
Anthrazenöl . . . . .	270 „ 340°	21,60 %	29,6 „ 30,8 %
Pech . . . . .	über 340°	54,20 %	45,2 „ 51,4 %
Destillationsverlust . . . . .	—	—	0,9 „ 0,06 %
Erweichungspunkt . . . . .	—	72,5°	69,0 „ 70,0°

Die Teer- und Oeluntersuchungen ergaben für

	1. Stufe	Kühler	2. Stufe
Spezifisches Gewicht	0,97 % bei 50°	0,93 % bei 15°	0,92 % bei 15°
Wasser . . . . .	1,4 %	Spuren	1,1 %
Destillation bis 250°	11,1 %	48,5 %	67,7 %
300°	19,0 %	88,7 %	89,3 %
335°	—	95,3 %	95,1 %
360°	53,7 %	—	—

Der restliche Nebelgehalt, der wegen der Verwendung des Gases in Großgasmaschinen mit 0,02 g/m<sup>3</sup> gewährleistet werden mußte, stellte sich im Dauerbetrieb auf 0,005 bis 0,015 g/m<sup>3</sup>, übertraf somit noch die abgegebene Gewähr. Außerdem wurde der gewährleistete Höchstwassergehalt im Teer von 5 % und der Kraftverbrauch von 6 kW noch unterschritten. Der letztere stellt sich zu 5,7 kW entsprechend 1,9 kWst je 1000 m<sup>3</sup> Kaltgas, oder 2,3 kWst je t vergaster Briketts. Bei diesem Wert ist zu beachten, daß nur reichlich die Hälfte des Gesamtgases als Schwelgas durch die elektrische Reinigungsanlage ging.

### 3. Die Koksofengas-Entteerung auf Zeche Osterfeld.

Nach den Ergebnissen der ersten Laboratoriumsversuche, die sich im wesentlichen auf Generatorgas-

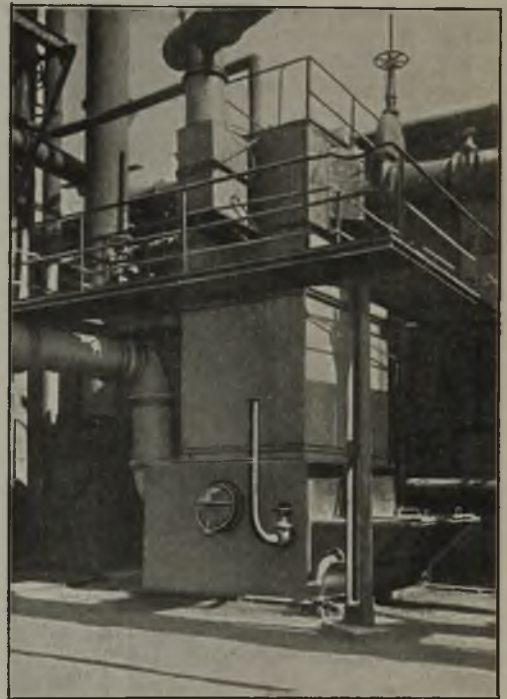


Abbildung 16.  
Koksofengas-Entteerung auf Zeche Osterfeld.

reinigung erstreckten, lag der Gedanke nahe, dieses Verfahren auch auf die Teerabscheidung aus Koksofengas auszudehnen, wo besonders im direkten Verfahren zur Ammoniakgewinnung ein lohnendes Feld für die elektrische Abscheidung des Teers oberhalb des Wasserpunktes vorlag.

Zahlentafel 4. Abhängigkeit des Reinheitsgrades von der Gasbelastung.

Gasmenge m <sup>3</sup> /st von 80°	Belastungszahl %	Teergehalt g/m <sup>3</sup> 0°
5000	17 Unterbelastung	0,053
6000	normal	0,063
7000	17 Ueberbelastung	0,138

Für diese Verhältnisse errichtete die Lurgi-Apparatebau-Gesellschaft eine Anlage auf der Kokerei Osterfeld, die instand war, täglich rd. 70 000 m<sup>3</sup> Koksofengas von 0° bei einer Temperatur von 80 bis 90° vollständig vom Teer zu befreien. Diese Gasmenge entspricht der Tagesleistung einer Kokereianlage für 240 t Kohle. Der wärmeisolierte Niederschlagsapparat (Abb. 16) erhält das zu reinigende Gas mit einer Temperatur von 80 bis 90° von der Zuleitung zu der bisherigen Teerabscheidungsrichtung. Das warme Gas durchströmt in einem einmaligen Durchgang von unten nach oben das elektrische Feld und gelangt als Reingas zu einem besonderen Ammoniak-sättiger, so daß es außer durch laboratoriumsmäßige Messungen auch durch Beobachtung des Sättigerbetriebes auf seinen Reinheitsgrad untersucht werden konnte.

Der Teer fiel in fast wasserfreier Form an und floß in ununterbrochenem Strahl durch eine Tauchung aus dem Niederschlagsapparat ab. Ein besonderes Kennzeichen des elektrisch abgeschiedenen Teers ist seine Dünflüssigkeit, so daß er leicht verladen und aufgearbeitet werden kann. (Siehe die Teeranalysen in Zahlentafel 3.)

Das gereinigte Gas war vollkommen durchsichtig und wies bei normaler Belastung einen Teergehalt von 0,06 bis 0,07 g/m<sup>3</sup> von 0° auf. Diese Zahl ließe sich noch beliebig verringern, doch lag hierfür, wie der Betrieb ergab, keine Notwendigkeit vor. Die entsprechende Zahl bei der bisherigen mechanischen Teerabscheidung betrug 0,2 bis 0,3 g/m<sup>3</sup>. Der an die elektrische Entteerung angeschlossene Sättiger und die umlaufende Sättigerlauge blieben frei von Verschmutzungen durch Teer, und das Ammoniak-salz fiel reinweiß an.

Der gemessene Kraftverbrauch der Reinigungsanlage betrug 4,1 kW bei einer stündlichen Leistung von 6000 m<sup>3</sup> von 80°, oder 1,4 kWst je 1000 m<sup>3</sup> trockenes Gas von 0°. Für eine Tagesleistung

von 320 000 m<sup>3</sup> Gas von 0° entsprechend einer Kokereileistung von 1000 t Trockenkohle/24 st errechnet sich der Kraftverbrauch bei elektrischer Teerabscheidung zu 18,7 kW. Da der Teerabscheider keinen praktisch meßbaren Druckverlust bietet, kommt für die Gasförderung kein zusätzlicher Kraftverbrauch in Betracht. Bei mechanischer Entteerung der gleichen Gasmenge stellt sich der Kraftverbrauch der Teerumlaufrumpfen zu 27 kW, wozu der zur Ueberwindung des Druckverlustes von rd. 350 mm WS erforderliche Strombedarf von 42 kW noch hinzukommt. Insgesamt ergibt sich somit der Kraftverbrauch für die mechanische Entteerung zu 69 kW entsprechend 5,2 kWst je 1000 m<sup>3</sup> Gas von 0°. Die Kraftverbrauchszahlen bei elektrischer und mechanischer Reinigung verhalten sich also wie 1,4 : 5,2 = 1 : 3,7. Gleichzeitig ist aber die elektrische Reinigung mit einem Teergehalt von 0,06 g/m<sup>3</sup> um rd. das Vierfache besser als bei der älteren mechanischen Teerabscheidung.

Zahlentafel 4 gibt ein Bild über die Reinigungsleistung der elektrischen Abscheidung bei verschiedener Gasbelastung.

Die Anlage ist über ein Jahr im Betrieb und hat keinerlei Störungen gezeigt, weder im elektrischen Teil noch bei den anschließenden Einrichtungen. Der Gesamtausbau auf elektrische Reinigung ist geplant.

#### Zusammenfassung.

Die physikalischen und rechnerischen Grundlagen werden unter Zugrundelegung der neuesten Forschungsarbeiten der Lurgi-Apparatebau-Gesellschaft kurz dargelegt. Die wissenschaftlichen Erkenntnisse werden auf die elektrische Teerabscheidung aus technischen Gasen übertragen und die betrieblichen und wirtschaftlichen Bedingungen für dieses Verfahren geschildert. Die drei ersten Betriebsanlagen zur elektrischen Teerabscheidung aus Generator- und Koksofengas werden eingehend beschrieben und die Ergebnisse an Hand von Zahlentafeln über Kraftverbrauch, Reinheitsgrad, Beschaffenheit der abgeschiedenen Stoffe und durch Vergleich mit den bisher üblichen Reinigungsverfahren kritisch gewürdigt. Die Anlagen beweisen durch zum Teil zweijährigen, ungestörten Betrieb, daß mit geringstem Kraftaufwand die elektrische Reinigung auf einen Endgehalt von 0,005 bis 0,01 g Nebel/m<sup>3</sup> durchgeführt werden kann.

## Einfluß oxydischer Beimengungen auf die physikalischen Eigenschaften von Silikasteinen<sup>1)</sup>.

Von K. Endell in Berlin und R. Harr in Hörde.

(Ausgangsstoffe und Versuchsanordnung. Ergebnisse und Folgerungen. Zusammenfassung.)

Das Schrifttum, das sich mit der Frage des Einflusses von Beimengungen befaßt hat, gibt keinen Aufschluß, bis zu welchen Mengen Verunreinigungen, die in geringem Umfange notwendig sind, in

Silikasteinen auftreten können, ohne deren Eigenschaften ungünstig zu beeinträchtigen. Zur Lösung dieser Frage wurden Silikasteinen oxydische Beimengungen, und zwar Kalziumoxyd, Aluminiumoxyd, Eisenoxyd in Mengen von 2,4 und 6%, sowie je 2 bzw. 3% zweier Bestandteile gleichzeitig und Kalziumfluorid in Mengen entsprechend 2, 4, 6% CaO

<sup>1)</sup> Auszug aus Ber. Werkstoffaussch. V. d. Eisenh. Nr. 79 (1925). Zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf.



zugegeben. Der Einfluß dieser Beimengungen auf folgende Eigenschaften wurde untersucht:

1. Wahres spezifisches Gewicht.
2. Mikrostruktur.
3. Wärmeausdehnung bis 750 bzw. 1000°.
4. Porosität.
5. Mechanische Festigkeit im kalten Zustande.
6. Erweichungstemperatur unter 1 kg/cm<sup>2</sup> Belastung.

Die Untersuchungen führte R. Harr auf der A.-G. „Phoenix“, Abteilung Hörder Verein, aus. Nur die Messungen der Wärmeausdehnung wurden teils von Fräulein E. Lux bei der Firma Heinrich Koppers in Essen, teils von Dr. W. Steger in der Technischen Hochschule Berlin ausgeführt. Beiden Teilen sagen wir für ihre Mithilfe unseren verbindlichsten Dank.

**Ausgangsstoffe und Versuchsanordnung.**

Als Ausgangsstoff für sämtliche Untersuchungen diente nicht, wie bei der Arbeit von A. Scott, reiner Quarz mit etwa 99% SiO<sub>2</sub>, sondern hessischer Findlingsquarzit, der in seiner Umwandlungsfähigkeit zwischen gutem Westerwälder Quarzit und Felsquarzit steht und durchschnittlich etwa 97,5% SiO<sub>2</sub> enthält.

Es wurde der hessische Quarzit von Ziegenhain gewählt. Vorgebrochen, gemahlen und gesiebt hatte dieser Quarzit folgende Körnung:

Rückstand auf einem Sieb von 3 mm <sup>2</sup>			
Maschenweite . . . . .	73 g =	7,3 %	
Rückstand auf einem Sieb von 2 mm <sup>2</sup>			
Maschenweite . . . . .	87 g =	8,7 %	
Rückstand auf einem Sieb von 1/2 mm <sup>2</sup>	274 g =	27,4 %	
Durchgang durch ein Sieb von 1/2 mm <sup>2</sup>			
Maschenweite . . . . .	566 g =	56,6 %	
	1000 g =	100,0 %	

Die Analyse entspricht den allgemeinen Anforderungen, die man an die Korngrößenverteilung stellt. Eine sorgfältig genommene Durchschnittsprobe von reinem Quarzitmahlgut zeigte folgende chemische Zusammensetzung:

98,02 %	SiO <sub>2</sub>
0,75 %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
0,59 %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
0,31 %	TiO <sub>2</sub>
0,41 %	Glühv.
Sp. %	CaO, MgO
100,08 %	

<sup>2)</sup> Trans. Am. Inst. Min. Met. Eng. 57 (1917) S. 2015.  
 — Comptes rendus 166 (1918) S. 766. Vgl. J. Am. Ceram. Soc. 2 (1919) S. 1020/1.  
 — Feuerfest 1 (1925) S. 1/3 u. 19/20. — N. Parravano und Roselli Del Turco C.: Gazzetta Chimica Italiana (1923) S. 103; vgl. Feuerfest 1 (1925) S. 20/1. — Yoshiaki Tadokoro: Science Rep. Tohoku Univ. 10 (1921) S. 339. — D. R. P. Klasse 80 b, Gruppe 8, Nr. 409 545.  
 — Ber. D. Keram. Ges. 3 (1922) S. 53/64. — Trans. Ceram. Soc. 18 (1918/19) S. 481/96.

Dieser Grundmasse wurden für sieben Versuchsreihen (Zahlentafel 1) jeweilig verschiedene Mengen von wasserfreiem Aluminiumoxyd, aus Marmor gebranntem Kalziumoxyd, rotem Eisenoxyd und Kalziumfluorid in chemisch reiner Form zugesetzt, wobei auf sorgfältigste Mischung besonders geachtet wurde. Als Bindemittel wurden 2% CaO, ebenfalls chemisch rein, in der Form von Kalkmilch zugeführt; nur bei der Kalziumfluoridserie wurde der auf dem Hörder Verein übliche Tonzusatz — 1,25 % — benutzt. Tonerde und Eisenoxyd wurden trocken zum Quarzitmahlgut beigemischt, gut durchgemischt und dann erst das als Bindemittel wie auch als Zuschlag verwendete Kalziumoxyd als Kalkmilch zugesetzt und gleichmäßig verteilt. Die so hergestellte Masse wurde noch zweimal auf einem vorher sorgfältig gereinigten Mischkollergang gemischt und durchgeknetet. Bei der Kalziumfluoridserie R, S, U, T wurde zunächst das Kalziumfluorid trocken zum Mahl gut beigemischt und hierauf der in Wasser aufgeschlämmte Ton auf das ausgebreitete Material geschüttet. Die Aufschlammung des feingepulverten Tones in Wasser erfolgte etwa 24 st vor Gebrauch. Ebensolange blieb der Ansatz sich selbst überlassen, um eine von der Tonschlämme gleichmäßig durchzogene bildsame Masse zu erhalten, die dann auf den Mischkollergang kommt. Bei den Mischungen mit Kalkmilch ist die Sorgfalt in diesem Maße nicht so erforderlich, da hier die Zusammenballung, wie sie der Ton zeigt, fortfällt.

Der bei den Proben R, S, U, T benutzte Ton, Hintermeierlinger Bindeton, wurde einem Stück entnommen.

**Chemische Analyse des Tones:**

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Glühverl.
%	%	%	%	%	%
47,42	38,59	1,49	1,11	1,05	10,43

Zahlentafel 1. Bezeichnung und Brand der Proben.

Mischung	Bezeichnung	Brand
Silikamasse (Quarzit + 2 % CaO)	0	I
Silikamasse + { 2 % CaO	1	
{ 4 % CaO	2	
{ 6 % CaO	3	
Silikamasse (Quarzit + 2 % CaO)	C	II
Silikamasse + { 2 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7	
{ 4 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8	
{ 6 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9	
Silikamasse + { 2 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	e	III
{ 4 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	f	
{ 6 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	g	
Silikamasse + { 2 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 2 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	A	
{ 3 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 3 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	B	
Silikamasse (Quarzit + 2 % CaO)	00	III
Silikamasse + { 2 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 2 % CaO	h	
{ 3 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 3 % CaO	i	
Silikamasse + { 2 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 2 % CaO	k	
{ 3 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 3 % CaO	l	
Quarzit + 1,25 % Ton + { 2,79 % CaF <sub>2</sub> (entspr. 2 % CaO)	R	
{ 5,58 % CaF <sub>2</sub> ( „ 4 % CaO)	S	
{ 8,37 % CaF <sub>2</sub> ( „ 6 % CaO)	U	
{ 11,16 % CaF <sub>2</sub> ( „ 8 % CaO)	T	

## Rationelle Analyse:

Feldspat	Quarz	Tonsubstanz
%	%	%
0,70	6,89	92,41

Schmelzpunkt: S.-K. 32 rd. 1710°.

Die Wasserzugabe bei den einzelnen Mischungen betrug 7 bis 8%. Beim Ansetzen der Proben wurde allgemein von 60 kg Quarzit ausgegangen und die Menge der Zusätze so berechnet und abgewogen, daß sie im gebrannten Stein den vorgesehenen Prozentgehalt, abgesehen von den natürlichen Beimengungen des Quarzits, erreichten.

Die Formgebung geschah in der Weise, daß von jeder Probe 20 zylindrische Versuchskörper (50 mm Durchmesser, 50 mm Höhe) in Stahlringen mit einem Preßdruck von 300 kg/cm<sup>2</sup> hergestellt wurden.

Das Brennen der Formlinge erfolgte in einem 100-t-Rundofen mit Kohlenfeuerung. Der Brand wurde mittels Temperaturmessung durch ein 2,5 m langes Thermoclement genau verfolgt und überwacht. Besonderer Wert wurde auf eine vorsichtige Abkühlung im Temperaturgebiet von 600 bis 100° gelegt, wo der Wechsel der verschiedenen Kristallformen der einzelnen Kieselsäuremodifikationen, verbunden mit gleichzeitiger Volumenänderung, eintritt. Die Steine waren durchschnittlich 30 st einer Temperatur von 1300 bis 1400° ausgesetzt. Die Abkühlung eines abgesetzten Ofens bis zum Auspacken nahm jedesmal acht bis neun Tage in Anspruch.

Wie Zahlentafel 1 erkennen läßt, findet sich die Silikamasse, d. h. Quarzit mit 2% CaO, bei jedem Brand, als 0, C und 00 bezeichnet, wieder. Diese dreimalige Herstellung der 2prozentigen Kalk-Quarzit-Mischung geschah mit Rücksicht darauf, daß diese Mischung als gewöhnliche Silikamasse mit 0% Beimengungen als Null- und Ausgangspunkt für die verschiedenen Versuchsreihen diene. Die immerhin vorhandenen Unterschiede der einzelnen Brände in der Höhe und Dauer der Temperatur lassen bei den Werten des spezifischen Gewichts und der Porosität wie in der Abkühlung bei den Werten der mechanischen Festigkeit Vergleiche untereinander schlecht zu. Bei den Erweichungstemperaturen spielen diese Unterschiede keine Rolle. Daher wurde Probe 0 als allgemeiner Ausgangspunkt für die Erweichungstemperaturen sämtlicher Versuchsreihen mit Kalk als Bindemittel angesehen.

Die gebrannten Versuchskörper, Zylinder von 50 mm Durchmesser und 50 mm Höhe, wurden in bekannter Weise auf ihre Eigenschaften geprüft.

Die Versuchsanordnung bei der Ermittlung der Erweichungstemperatur wurde gegenüber dem allgemein gebräuchlichen Verfahren dahin abgeändert, daß außer der üblichen Temperaturbeobachtung durch die axiale Durchbohrung des oberen Druckstempels gleichzeitig die Temperatur am Außenrande des zylindrischen Versuchskörpers in mittlerer Höhe mit einem Holborn-Kurlbaum-Pyrometer gemessen wurde (vgl. Werkstoffauschuß-Bericht Nr. 79).

Die Versuchskörper für die Wärmeausdehnungsversuche wurden ebenfalls mit einem Preßdruck von 300 kg/cm<sup>2</sup> hergestellt und gebrannt. Sie wurden dann auf genau 100 mm Länge geschliffen.

Zur Untersuchung der Mikrostruktur wurden von jeder Mischung aus der Mitte der zylindrischen Versuchskörper Dünnschliffe hergestellt, die im polarisierten Licht bei 50facher Vergrößerung photographiert wurden.

Erwähnt sei noch die chemische Analyse der Proben, die lediglich zur Nachprüfung der Beimengungen erfolgte, weswegen sie auch auf die Bestimmung der Zusätze und des Kieselsäuregehaltes beschränkt wurde (Zahlentafel 2).

Zahlentafel 2. Chemische Analyse der Proben.

Probe	SiO <sub>2</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	CaO %	MgO %	Glüh- verlust %
Quarzit	98,02	0,59	0,75	Sp.	Sp.	0,41
0	95,44	—	—	2,42	—	0,08
1	93,87	—	—	4,30	—	0,10
2	92,28	—	—	5,05	—	0,09
3	90,07	—	—	8,18	—	0,08
7	93,31	3,32	—	2,41	—	0,06
8	91,40	5,37	—	2,41	—	0,04
9	89,39	7,63	—	2,31	—	0,03
e	93,91	—	2,76	2,26	—	0,25
f	91,90	—	4,83	2,26	—	0,22
g	89,55	—	6,94	2,35	—	0,20
A	91,78	2,72	2,74	2,31	—	0,05
B	89,45	4,08	3,68	2,48	—	0,08
h	93,05	—	2,37	4,14	—	0,14
i	91,12	—	3,24	5,16	—	0,16
k	93,00	2,58	—	4,35	—	0,18
l	91,25	3,40	—	5,57	—	0,13
R	96,05	1,23	—	2,44	—	0,18
S	94,10	1,41	—	4,22	—	0,10
U	92,17	1,47	—	5,87	—	0,16
T	89,98	1,43	—	7,93	—	0,09

## Ergebnisse und Folgerungen.

Die Bestimmung des spezifischen Gewichts von Silikasteinen dient allgemein zur Berechnung des Quarzumwandlungsgrades. Auf Grund der bekannten Tatsache, daß Quarz mit dem spezifischen Gewicht von 2,65 bei hohen Temperaturen in die beiden Modifikationen geringeren spezifischen Gewichtes, Cristobalit mit 2,33 und Tridymit mit 2,28 übergeht, wird ein erreichtes spezifisches Gewicht von 2,28 als vollständige, 100prozentige Umwandlung angesehen. Je geringer das spezifische Gewicht, desto höher der Umwandlungsgrad. Dieses Verfahren zur Berechnung der Höhe der Quarzumwandlung berücksichtigt nicht die im Silikastein vorhandenen Beimengungen Kalk, Eisenoxyd und Tonerde. Mögen Eisen und Aluminium als Silikat oder Oxyd im gebrannten Stein vorliegen, ihre spezifischen Gewichte liegen weit über 2,65. Auch das spezifische Gewicht von Wollastonit, in welcher Form das Kalzium im gebrannten Stein vorliegt, geht darüber hinaus. Es beträgt 2,8 bis 2,9. Beim gewöhnlichen Silikastein mit rd. 4% (CaO + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) wird der aus dem wahren spezifischen Gewicht errechnete Umwandlungsgrad der tatsächlichen Quarzumwandlung sehr nahe kommen, während das bei vorliegenden Untersuchungen nur zum geringen Teil zutreffen wird. Haben doch mehrere Proben 8% und mehr Beimengungen erhalten. Dazu kommen noch die im Quarzit vorhandenen Verunreinigungen. Also schon rein theoretisch ist hier das wahre spezifische Gewicht



Zahlentafel 3. Wahres spezifisches Gewicht.

Mischung	% -Betrag an einzelnen Zuschlägen zur Silikamasse					Brand
	0%	2%	3%	4%	6%	
Silikamasse + CaO . . . . .	2,350	2,355	—	2,37	2,39	I
Silikamasse + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	2,35	2,38	—	2,44	2,46	
Silikamasse + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .		2,365	—	2,38	2,41	
Silikamasse + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .		2,40	2,43	—	—	
Silikamasse + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + CaO . . . . .	2,36	2,39	2,39	—	—	III
Silikamasse + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + CaO . . . . .		2,39	2,41	—	—	
% -Betrag an CaF <sub>2</sub> -Zuschlägen bzw. ~ CaO						
	2,79 (2)	5,58 (4)	8,37 (6)	11,16 (8)	CaF <sub>2</sub> (CaO)	
Quarzit + 1,25 % Ton + CaF <sub>2</sub>	2,36	2,36	2,37	2,39		

als Maßstab für die Quarzumwandlung zu verwerfen. Bestätigt wird dies durch die wachsenden Werte des spezifischen Gewichts jeder Versuchsreihe (vgl. Zahlentafel 3) und damit durch das allgemeine Steigen der Kurven in Abb. 1. Bei jeder Versuchsreihe erkennt man den steigenden Einfluß der Bestandteile mit höheren spezifischen Gewichten als Quarz bzw. Cristobalit und Tridymit. Eine praktische Bestätigung über die Unbrauchbarkeit der spezifischen Gewichtswerte als Maß der Quarzumwandlung in vorliegenden Proben liefert ihre Mikrostruktur.

Mit steigendem Kalkgehalt ist die Quarzumwandlung weiter vorgeschritten. Besonders Probe 0, aber auch Probe 1 lassen in der Grundmasse noch reichlich Quarz erkennen, während bei 2 und 3 die Grundmasse vollständig umgewandelt ist, zahlreiche Tridymitkristalle enthält und die großen Quarzkörner bereits in Auflösung sind. Vergleichen wir

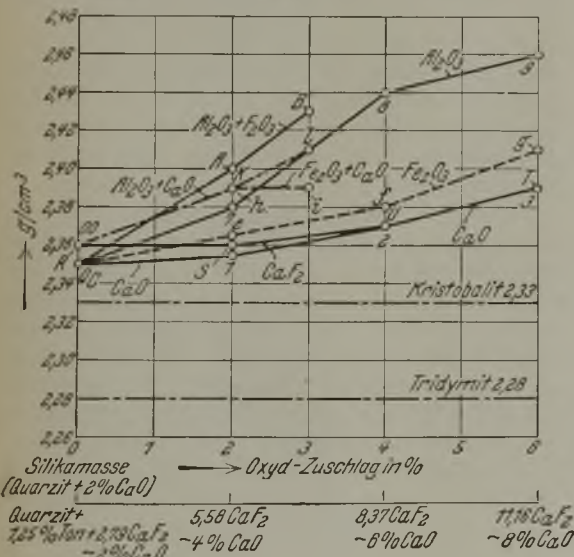


Abbildung 1. Wahres spezifisches Gewicht.

die Kalkproben mit den Kalziumfluoridproben, d. h. 0 mit R, 1 mit S, 2 mit U und 3 mit T, so erkennen wir eine auffallende Aehnlichkeit in der ganzen Struktur. Lediglich der Grad der Quarzumwandlung ist bei den Kalziumfluoridproben gegenüber den entsprechenden Kalkproben ein wenig höher. Dies ist auf die etwas stärkere Wirkung des Kalziumfluorids als Mineralisator und Flußmittel zurückzuführen und findet nicht im getrennten Brand der Kalk- und Kalziumfluoridproben seine Erklärung. Lassen doch die spezifischen Gewichtswerte von 0 und 00, 2,35 bzw. 2,36, die wegen geringer und gleicher Beimengung mit großer Genauigkeit ein Maß für die wahre Quarzumwandlung geben, den letzten Brand als

nicht so intensiv erkennen. Die Probe T enthält nur noch Reste großer Quarzkörner, deren Grenzen allerdings noch zu erkennen sind, die aber im übrigen nahezu gelöst sind.

Obwohl das Kalzium einmal als Kalk, das andere Mal als Kalziumfluorid zugesetzt ist, liegt es in beiden Fällen im gebrannten Stein als Kalziummetasilikat. Wollastonit, in strahlenförmigen und faserigen Aggregaten vor. Erkentlich ist er an seiner hohen Doppelbrechung.

II. Insley und A. Klein<sup>3)</sup> haben das Kalziumsilikat im Silikastein als Pseudowollastonit, die  $\alpha$ -Modifikation von Kalziummetasilikat  $CaO \cdot SiO_2$ , ermittelt. Probe 0 und R lassen den Wollastonit nur in ganz geringen Mengen erkennen, nur an Stellen zufälliger Kalkkonzentration, während er in 1 und S schon die ganze Grundmasse durchsetzt und in 3 und T dicht geballt auftritt. Bei der Annahme, daß die gesamte Beimengung an Kalziumoxyd bzw. Kalziumfluorid mit dem Quarz in Verbindung tritt, würden die Proben 3 und T rd. 16,6% Wollastonit enthalten.

Der Bildung des Kalziumsilikats in den Proben R, S, U, T gehen chemische Umsetzungen des zugemengten Kalziumfluorids voraus. In den gebrannten Proben T mit 11,16% CaF<sub>2</sub> konnte Fluor nicht nachgewiesen werden. Die Aetzprobe zum Fluornachweis verlief vollkommen ergebnislos. Der hohe Kieselsäuregehalt in der Kalziumfluoridserie schließt auch die Anwesenheit von Fluor im gebrannten Stein aus. Die Kieselsäurewerte von R, S, U, T entsprechen mit geringer Abweichung denen der Proben 0, 1, 2, 3 (Zahlentafel 2). Das Fluor muß also beim Brennen der Steine entweichen, vielleicht als Fluorwasserstoff infolge Reaktion mit dem Wasserdampf und den Kohlenwasserstoffen der Heiz- und Rauchgase und zu einem geringen Teil mit dem Silizium des Quarzits als Siliziumfluorid. Fände letztere Reaktion in größerem Maße oder ausschließlich statt, müßte sie sich in einer Verringerung des Kieselsäuregehaltes äußern. Das trifft aber nicht zu, wie ein Vergleich der Werte von beispielsweise Probe 3 und T lehrt.

Eisenoxyd, sowohl allein als auch zusammen mit Kalziumoxyd, wirkt auf die Quarzumwandlung sehr

<sup>3)</sup> Technol. Papers, Bur. Standards Nr. 124 (1919).

günstig. Schon bei den Proben h und e mit 2% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> bzw. 2 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + 2% CaO ist die Grundmasse zum größten Teil umgewandelt, und zwar in die vorteilhafteste Kieselsäuremodifikation, in Tridymit, der mit steigendem Eisenoxydgehalt bei i bzw. f und g noch stärker hervortritt.

Tonerde übt auf die Quarzumwandlung keinen begünstigenden Einfluß aus. Es scheint fast, als ob es die Bildung von Cristobalit und Tridymit behindere, denn die Dünnschliffe lassen mit steigendem Tonerdegehalt einen größeren Quarzanteil erkennen. Die Gegenwart von 2 und 3% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> in den Proben A und B hat die Quarzumwandlung merkwürdigerweise nur wenig beschleunigt. In Verbindung mit Kalk ist die Umwandlung schon weiter vorgeschritten. Wir erkennen in der Grundmasse bei k und l eine Menge kleiner Tridymitkristalle.

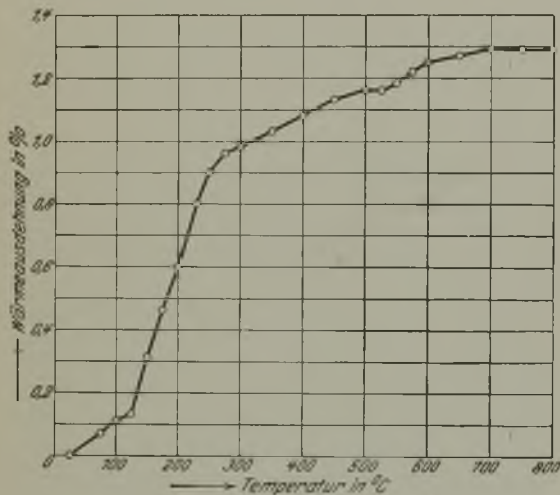


Abbildung 2. Wärmeausdehnung der Probe 1. Gegen Quarzglas aufgenommen (W. Steger), unkorrigiert.

Die Wärmeausdehnungskurven der Proben geben weiteren Aufschluß über die Höhe der Umwandlung und den mineralogischen Aufbau des Gefüges. Mit dem Wechsel der kristallinen Modifikationen der einzelnen allotropen Kieselsäureformen sind bekanntlich gleichzeitig plötzliche, vorübergehende Volumenänderungen verbunden, die die Ursache der Temperaturempfindlichkeit der Silikasteine im Gebiet von 100 bis 600° bilden<sup>4)</sup>.

Die Wärmeausdehnungskurven der tonerereichen Mischungen 7, 8, 9, A, B und l zeigen meist noch einen geringen Sprung der Kurve bei 575°, entsprechend der α-β-Quarzumwandlung, neben einem mehr oder minder stark ausgeprägten Cristobaliteffekt. Die anderen Ausdehnungskurven, mit Ausnahme der der stark eisenoxydhaltigen Mischungen, zeigen zwischen 130 und 250° eine starke Ausdehnung, die 0,8 bis 0,9 %

<sup>4)</sup> Vgl. W. Steger: St. u. E. 45 (1925) S. 252.

Zahlentafel 4. Raumgewicht und Porosität.

Probe	Raumgewicht $\delta = \frac{Gt}{Vw}$	Wasseraufnahme		Brand
		Vol.-% $\frac{Gw-Gt}{Vw} \cdot 100$	Gew.-% $\frac{Gw-Gt}{Gt} \cdot 100$	
0	1,87	18,8	10,0	I
1	1,90	18,9	10,0	
2	1,87	20,3	10,9	
3	1,89	22,0	11,6	
C	1,92	20,7	10,8	II
7	1,83	24,8	13,5	
8	1,87	23,7	12,7	
9	1,83	24,9	13,6	
e	1,93	16,5	8,6	
f	1,96	16,9	8,6	
g	1,97	17,4	8,8	
A	1,86	21,9	11,7	
B	1,87	23,0	12,3	III
00	1,86	21,6	11,6	
h	1,93	19,0	9,8	
i	1,93	17,7	9,2	
k	1,88	21,8	11,6	
l	1,88	23,4	12,4	
R	1,91	19,0	10,0	
S	1,91	19,0	10,0	
U	1,94	18,7	9,6	
T	1,94	18,4	9,4	

$\delta$  = Raumgewicht; Gt = Gewicht des trockenen Probekörpers.

Gw = Gewicht des wassergesättigten Probekörpers.

Vw = Volumen des wassergesättigten Probekörpers.

der Anfangslänge der Versuchskörper ausmacht. Eine weitere Unstetigkeit in der Kurve bei der α-β-Quarzumwandlung ist kaum noch zu erkennen. Kennzeichnend für eine derartige Kurve ist die Wärmeausdehnung der Mischung 1 in Abb. 2.

Die eisenoxydreichen Mischungen (Abb. 3) zeigen, wahrscheinlich bedingt durch die große Menge anwesenden Tridymits, einen sehr gleichmäßigen Anstieg der Wärmeausdehnung mit der Temperatur, beginnend bei rd. 130°. Der gleichmäßige Verlauf dieser Wärmeausdehnungskurven spricht dafür, daß, gemessen an anderen Silikasteinen, die eisenoxydreichen Mischungen gegen plötzlichen Temperaturwechsel verhältnismäßig widerstandsfähig sein werden.

Die Ergebnisse der Porosität (Zahlentafel 4) und der mechanischen Festigkeit im kalten

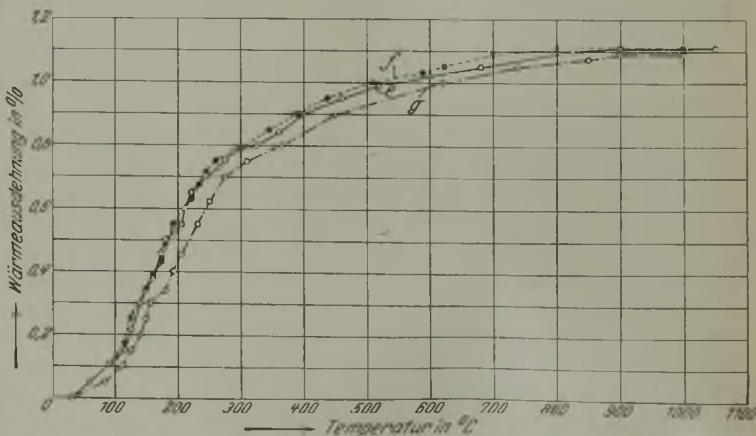


Abbildung 3. Wärmeausdehnung der Proben c, f, g. Gegen Quarzglas aufgenommen (E. Lux), unkorrigiert.



Zustände (Abb. 4) seien gleichzeitig besprochen, da sie in engem Zusammenhang stehen. Ein poröser Stein wird im allgemeinen gegen mechanische Beanspruchungen weit weniger widerstandsfähiger sein als ein stark gesinterter, dichter Stein.

Die hohen Festigkeitswerte stellen Mittelwerte von fünf Einzelbestimmungen dar. Im Schrifttum wird die Druckfestigkeit von Silikasteinen mit 200 bis 300 kg/cm<sup>2</sup> angegeben.

Bei den Kalkproben erkennen wir eine fast gleichbleibende Festigkeit. Da Kalk das allgemeine Bindemittel für Silikasteine ist, dürfte man mit wachsendem Kalkgehalt eine steigende Festigkeit erwarten, was jedoch nicht zutrifft. Bei der Kalziumfluoridserie ist mit der Zunahme der Kalziumfluoridbeimengung ein starkes Fallen der Festigkeitswerte zu beobachten, während der Porenraum gleichbleibend rd. 19 Vol.-%

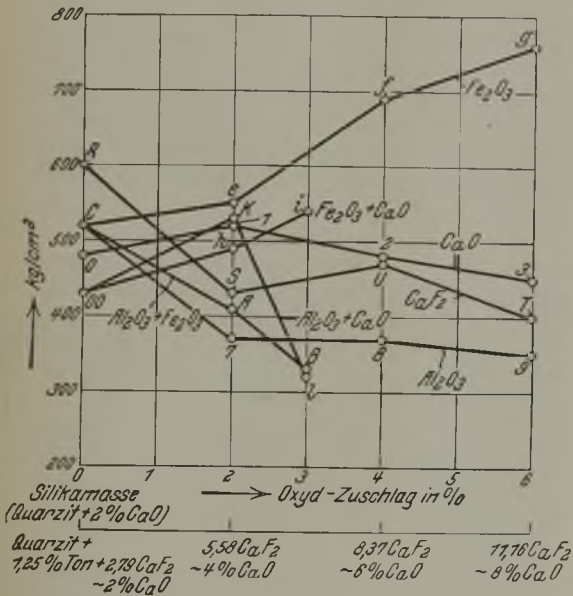


Abbildung 4. Mechanische Festigkeit im kalten Zustande in kg/cm<sup>2</sup>.

beträgt. Probe R zeigt noch eine Festigkeit von 600 kg/cm<sup>2</sup>, Probe T nur noch 400 kg/cm<sup>2</sup>.

Die höchsten Festigkeitswerte erreicht die Eisenoxydgruppe mit einem Höchstwert von 760 kg/cm<sup>2</sup>, ebenso wie sie eine für Silikasteine geringe Porosität mit durchschnittlich 17 Vol.-% aufweist. Auch die Proben h und i ergeben mit höherem Eisenoxydgehalt steigende Festigkeits- und fallende Porositätswerte.

Auf Grund der günstigen Wirkung von Eisenoxyd auf die mechanische Festigkeit und die Quarzumwandlung in Tridymit scheint ein Zusatz von 2 bis 3% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> die Möglichkeit der alleinigen Anwendung von Felsquarzit mit hohem Kieselsäuregehalt zur Herstellung hochwertiger, fester und gut umgewandelter Silikasteine zu ergeben, ohne die Brenndauer oder Brenntemperatur erhöhen zu müssen.

Sämtliche Versuchsreihen mit Tonerdezusatz lassen ein starkes Sinken der Festigkeitswerte erkennen. Hieran ändert auch die Gegenwart von Eisenoxyd, wie die Kurve C A B zeigt, nur wenig. Lediglich Probe k macht von dieser Regel eine Ausnahme. Den geringen und fallenden Festigkeits-

werten der Proben mit Tonerdezusatz steht eine hohe und steigende Porosität gegenüber, die sich schon in der Herstellung der Dünnschliffe stark erschwerend bemerkbar machte.

Aus Abb. 5 ist der Einfluß der Beimengungen auf die Standfestigkeit unter 1 kg/cm<sup>2</sup> Belastung ersichtlich. Die Kalkreihe zeigt eine gleichbleibende hohe Erweichungstemperatur von 1665/75, 1680/90 und 1670/80°, selbst noch bei Probe 3 mit 6% CaO. In der gleichen Höhe steht überraschenderweise die Eisenoxydserie. Erst mit 6% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> wird der Erweichungspunkt erniedrigt, und zwar nur um 25°.

Ungünstig wirkt ein Tonerdezusatz. Sämtliche Proben mit Tonerde gehen mit Zunahme der Beimengung in der Erweichungstemperatur herunter, bis auf 1390/1400° bei Probe 9 mit 6% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Auch hier kann die Anwesenheit von Eisenoxyd und Kalk bei den Proben A und B bzw. k und l die ungünstige Wirkung von Tonerde nicht aufheben, son-

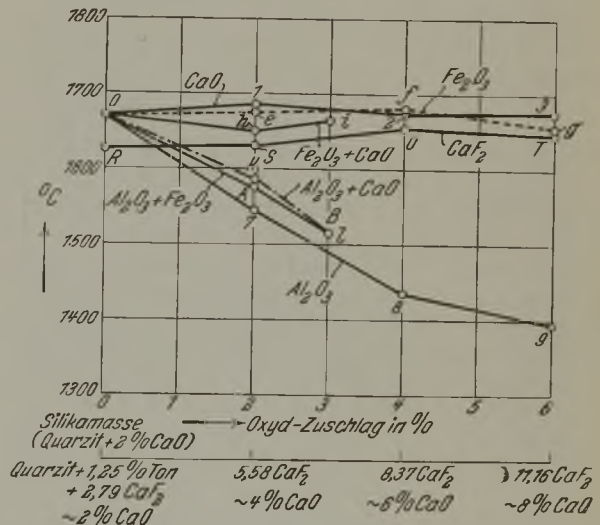


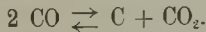
Abbildung 5. Erweichungstemperatur in °C unter 1 kg/cm<sup>2</sup> Belastung.

dern nur unerheblich vermindern. A und k sind gegenüber 7 um 30 bzw. 45° höher, trotz größerer Gesamtbeimengung — 4% (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) bzw. 4% (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + CaO) gegenüber 2% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> —, die Proben B und l um 25° oberhalb des Kurvenstückes 7—8.

Sämtliche Proben mit Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-Zusatz brachen zusammen, während alle anderen erweichten, also bis zum Eintritt des bildsamen Zustandes standhielten.

Die hohen Erweichungstemperaturen der Eisenoxydgruppe mit den braunschwarzen Versuchskörpern e, f, g schließen das Vorhandensein eines Ferrosilikats, wenigstens in größeren Mengen, aus. Grum-Grzimajlo gibt als Schmelzpunkt für FeO · SiO<sub>2</sub> 1100°, für 4 FeO · SiO<sub>2</sub> + CaO · SiO<sub>2</sub> 1030° an. Das Bestehen reiner Ferrisilikate hat man bisher nicht feststellen können. Die in den Dünnschliffen gelegentlich beobachteten rötlichen Kristalle mit rechteckigem Querschnitt sind wahrscheinlich Kalziumferrite, die zusammen mit den großen ineinandergreifenden Tridymitkristallen die hohe Festigkeit verursachen. Der Hauptanteil des zugesetzten Eisenoxyds ist jedenfalls mit der Kieselsäure nicht in Verbindung

getreten. Das Eisen liegt wahrscheinlich als Eisenoxyduloxyd vor. Denn bei den hohen Brenntemperaturen bis 1400° hat Eisenoxyd einen Teil seines Sauerstoffs abgespalten unter Bildung von Eisenoxyduloxyd, und als Eisenoxydul wäre unbedingt eine Reaktion mit der Kieselsäure erfolgt. Gegen die Annahme von Eisenoxyduloxyd spricht allerdings das vollkommene Ausbleiben der bekannten Zerstörungsreaktion der Hochofensteine<sup>6)</sup>, die in der Kohlenstoffabscheidung besteht.



Nach der Boudouardschen Kurve beginnt die Reaktion bei 400° und erreicht bei 850° ihr Ende. Zur Klärung dieser Verhältnisse wurde folgender Versuch ausgeführt.

Im Kohlengrießofen wurde ein Probekörper der Mischung f mit 4% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 3½ st bei einer Temperatur von 1010 bis 1135° einem fortlaufenden Kohlenoxydstrom — aus Schwefelsäure + Ameisensäure hergestellt — ausgesetzt. Die Wirkung der Kohlenoxydatmosphäre wurde außerdem unterstützt durch eine 2 cm starke Kohlengrießschicht, die rund um den unteren Kohlenstempel auf einem Drahtnetz etwa 7 cm unterhalb der Probe lag. Das Heizrohr blieb während der Dauer des Versuches gut bedeckt. Danach wurde der Zylinder 3 st in gleicher Atmosphäre einer Temperatur von 500 bis 700° ausgesetzt. Nach beendetem Versuch ergab der erkaltete Versuchskörper, Zylinder von 50 mm Durchmesser und Höhe, eine Festigkeit von 580 kg/cm<sup>2</sup> gegenüber dem ermittelten Durchschnittswert von 690 kg/cm<sup>2</sup> ohne Kohlenoxydeinwirkung. Es ist also eine Abnahme der Festigkeit von 110 kg/cm<sup>2</sup> oder rd. 16% eingetreten. Kohlenstoffausscheidung innerhalb der Probe wurde nicht festgestellt, wohl konnten an den Druckflächen Spuren metallischen Eisens beobachtet werden. Inwieweit eisenoxydreiche Silikasteine unter den schärferen Bedingungen der Praxis, d. h. erheblich länger während der Erhitzung in reduzierender Atmosphäre standhalten, muß daher Versuchen der Praxis überlassen bleiben.

#### Zusammenfassung.

Durch Zugabe oxydischer Beimengungen, wie Kalk, Tonerde und Eisenoxyd, in Mengen von 2, 4 und 6%, sowie je 2 bzw. je 3% zweier Oxyde gleichzeitig, Tonerde + Eisenoxyd, Tonerde + Kalk, Eisenoxyd + Kalk, zur üblichen Silikamischung werden die physikalischen Eigenschaften der Silikasteine folgendermaßen beeinflusst:

1. Das wahre spezifische Gewicht nimmt in allen Fällen gegenüber den spezifischen Gewichten der gebrannten Ausgangssilikamasse zu, da sowohl die einzelnen beigegebenen Oxyde als auch ihre möglichen Reaktionsprodukte mit der Silikamasse ein höheres spezifisches Gewicht besitzen als die Umwandlungsformen des Quarzes, Tridymit (2,28) und Cristobalit (2,33). Folgerungen aus den spezifischen Gewichtswerten auf den Umwand-

lungsgrad und damit auf das spätere Wachsen der Silikasteine im Feuer können daher nicht gezogen werden.

2. Die mikroskopische Untersuchung der Dünnschliffe hat ergeben, daß ein steigender Tonerdegehalt auf die Umwandlung des Quarzes nicht günstig einwirkt. Steigender Kalkgehalt begünstigt die Tridymitbildung und führt gleichzeitig zur Bildung von Kalksilikaten. Eisenoxyd beschleunigt die Tridymitbildung in hohem Maße. Es scheint mit der Kieselsäure nicht zu reagieren, dagegen in geringem Maße mit Kalk Kalziumferrit zu bilden. Der Hauptteil des zugesetzten Eisenoxyds scheint als Magnetit vorzuliegen.
3. Die Ermittlung der Wärmeausdehnungskurven bis 1000° lassen bei allen tonerdereichen Mischungen neben einem scharf ausgeprägten Cristobaliteffekt bei 230° meist noch den Quarzeffekt bei 575° erkennen. Die eisenoxydreichen Proben jedoch zeigen zwischen 100 und 300° starken Tridymit- und Cristobaliteffekt, aber bei 575° keinen Quarzeffekt mehr. Die gleichmäßige Ausdehnung derartiger Silikasteine spricht dafür, daß sie gegen schroffen Temperaturwechsel voraussichtlich verhältnismäßig widerstandsfähig sein werden.
4. Die Porosität verändert sich kaum bei steigendem Kalkgehalt, wächst bei zunehmendem Tonerdegehalt und nimmt ab bei steigendem Eisenoxydgehalt. Die eisenoxydreichen Silikasteine sind die dichtesten. Die Porosität beträgt rd. 17 Vol.-% und 8,7 Gew.-%.
5. Die mechanische Festigkeit im kalten Zustande bleibt bei steigendem Kalkgehalt fast unverändert, nimmt etwas ab bei zunehmendem Tonerdegehalt und steigt mit wachsendem Eisenoxydgehalt.
6. Die Erweichungstemperatur unter 1 kg/cm<sup>2</sup> Belastung bleibt bei steigendem Kalkgehalt bis zu 6% CaO unverändert; bei steigendem Eisenoxydgehalt bis zu 6% zeigt sie nur eine Erniedrigung von 20°. Sie wird also praktisch kaum beeinflusst. Dagegen erniedrigt steigender Tonerdegehalt auch in Gegenwart von Kalk oder Eisenoxyd die Erweichungstemperatur, und zwar bei Zugabe von 2% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> um 125°, von 6% um 275°.
7. Für die Praxis ergibt sich aus diesen Untersuchungen folgendes:
  - a) Der Tonerdegehalt in gebrannten Silikasteinen soll in keinem Falle 1,5% überschreiten.
  - b) Ein Kalkgehalt bis zu 8% insgesamt ist ohne Einfluß auf die Erweichungstemperatur unter Belastung und fördert die Umwandlung des Quarzes in Tridymit.
  - c) Steigender Eisenoxydgehalt begünstigt die Tridymitbildung in hohem Maße und ist bis 4% ohne Einfluß auf die Erweichungstemperatur. Für die Verwendung derartiger Steine in der Praxis ist entscheidend, ob sie bei langer Beanspruchung in reduzierender Atmosphäre haltbar sind.

<sup>6)</sup> Vgl. auch Nesbitt und Bell: Iron Trade Rev. (1923) S. 1603/7; S. M. Phelps: Am. Ceram. Soc. 7 (1924) S. 716/7.



## Umschau.

### Lagerschmierung und -kühlung an hochbeanspruchten Walzwerken.

An einer Kaliberwalze von 550 mm Ballendurchmesser und 1050 mm Ballenlänge traten beim Auswalzen harter Legierungen erhebliche Störungen durch Heißlaufen der Lager ein. Die Walze trägt fünf Kaliber von 180 bis 60 mm □ bei geschlossenem Spalt; die Walzen bestanden aus Schalenhartguß. Die Drehzahl betrug 30 je min, die Antriebsleistung (Leonhard-Steuerung) 300 bis 600 kW. Es wurden heiße Blöcke von 200 bis 250 kg Gewicht und 230 mm Anfangsdurchmesser einer hochprozentigen Nickellegierung in etwa 180 Stichen mit einer Zwischenerwärmung auf 60 mm ausgewalzt. Dabei stieg die Leistungsaufnahme bis auf 1400 A bei 500 V = 700 kW. Etwa vom 30. Stich an waren Zapfen und Bronzelagerschalen so heiß gelaufen, daß das Schmieröl zu rauchen begann, so daß nach dem Auswalzen eines Blockes jeweils eine Pause von etwa  $\frac{1}{2}$  bis 1 st eingelegt werden mußte, um Zapfen und Lagerschalen wieder abkühlen zu lassen. Es wurde zunächst eine Abhilfe durch Anbringung einer Zapfeninnenkühlung angestrebt, doch blieb diese praktisch wirkungslos, indem während des Auswalzens eines Blockes die Zapfen nur in einer Tiefe von etwa 30 bis 40 mm heiß wurden, während nach der Mitte des Zapfens zu innerhalb der verhältnismäßig kurzen Walzzeit von etwa 10 bis 15 min eine nennenswerte Erwärmung noch nicht stattgefunden

folge um etwa 30 % ab. Es gelang infolgedessen, die gleiche Walzung mit etwa 140 Stichen auszuführen, wobei die Leistungsaufnahme 1000 A bei 500 V = 500 kW nicht mehr überstieg. Pausen zwischen den einzelnen Walzungen einzulegen, erwies sich nicht mehr als nötig. Nunmehr wurden Versuche mit verschiedenen Schmierölen gemacht, von denen sich Rizinusöl am besten bewährte. Bei Rizinusöl als Schmiermittel konnte die gleiche Walzung mit 120 Stichen vorgenommen werden; die Leistungsaufnahme überstieg dabei 800 A bei 500 V = 400 kW nicht mehr.

Die Walzenzapfen von Schalenhartgußwalzen pflegen stets etwas porös zu sein, so daß Zapfen und Lagerschalen einen verhältnismäßig raschen Verschleiß erfahren. Nach Einführung der beschriebenen Lagerschalenkühlung und -schmierung durch Rizinusöl verringerte sich dieser Verschleiß derart, daß ein Nacharbeiten erst nach Monaten erforderlich wurde. Da sich die Beschaffung von Ersatzwalzen für die betreffende Walze erforderlich machte, wurden ein Paar Walzen aus geschmiedetem Stahl beschafft, die in Oel gehärtet und vergütet waren und deren Zapfen naturgemäß vollkommen porenfrei waren. Als diese Walzen eingelegt wurden, zeigte es sich, daß die gleiche Walzleistung nunmehr mit 80 Stichen durchgeführt werden konnte und dabei die Leistungsaufnahme nicht mehr als 650 A, im Durchschnitt sogar nur 500 A bei 500 V betrug (= 325 bzw. 250 kW). Diese abermalige sehr erhebliche Verbesserung ist zweifellos nur der wesentlich besseren Zapfenoberfläche der Stahlwalzen zuzuschreiben. Da geschmiedete Stahlwalzen im Preise vielfach höher stehen als Schalenhartgußwalzen, sollen in Zukunft bei Nachbeschaffungen wieder Schalenhartgußwalzen verwendet werden, auf die Zapfen jedoch Laubbüchsen aus Schmiedestahl aufgezogen werden.

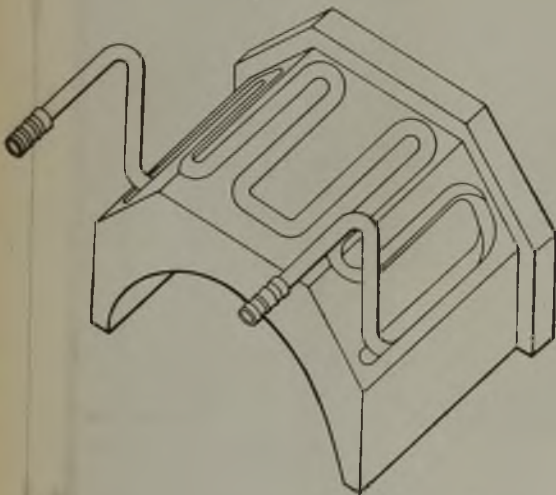


Abbildung 1. Lagerschale mit eingesetztem Kühlrohr.

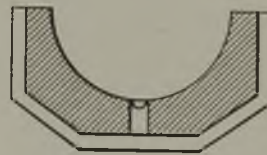


Abbildung 2 a. Oelzufuhr in der Mitte der Lagerschalen.



Abbildung 2 b. Oelzufuhr am Rande der Lagerschalen.

Als vorteilhaft hat sich ferner erwiesen, die Schmierung nicht mehr nach Abb. 2a, sondern nach Abb. 2b anzuordnen. In Abb. 2a findet die Oelzufuhr in der Mitte der Lagerschalen statt, so daß, im Drehsinn betrachtet, die vordere Hälfte der Lagerschalen trotz angebrachter Schmiernut nur mangelhafte Oelzufuhr erhält. Bei Abb. 2b wird das Oel kleinen Kammern an den Rändern der Lagerschalen zugeführt, so daß die Zapfen bereits, im Drehsinn betrachtet, an der Eintrittsstelle in die Lagerschalen mit Oel versorgt werden; Schmiernuten sind nicht angebracht. Die Zufuhr des Schmieröls erfolgt nicht mehr durch Tropföler, sondern durch einen automatischen Drucköler, dessen Antrieb vom Zapfen der einen Kammwalze betätigt wird; die einzelnen Kolben des Druckölers sind so eingestellt, daß jedem Zapfen je Walzumdrehung etwa 0,3 cm<sup>3</sup> Rizinusöl zugeführt wird.

Die gleiche Bauweise der Lagerschalen durch Kühlung mit eingelöteten, maanderförmig gebogenen, nahtlos gezogenen Kupferrohren wurde nach dem günstigen Ausfall dieser Versuche auch auf Bandkaltwalzwerke übertragen, ebenso die Schmierung mit automatischem Drucköler und Rizinusöl. Auch hier hat sich diese Be-

hatte. Die Zapfeninnenkühlung bewirkte infolgedessen nur eine Abkürzung der Pause zwischen zwei aufeinanderfolgenden Walzungen.

Es wurden dann in die Lagerschalen entsprechend Abb. 1 Nuten eingefräst und in diese ein passend gebogenes, nahtlos gezogenes Kupferrohr mit Weichlot eingelötet<sup>1)</sup>. Die kupfernen Kühlrohre der vier Lagerschalen wurden im Betrieb hintereinander geschaltet von Wasser durchströmt. Es zeigte sich, daß unter dem Einfluß dieser Kühlung die Lagerschalen vollkommen kalt blieben und auch die Walzenzapfen sich nur unmerklich erwärmten, so daß ein Rauchen des Schmieröls überhaupt nicht mehr eintrat. Zugleich nahm die Leistungsaufnahme des Walzwerkes bei unveränderter Stich-

<sup>1)</sup> Bei einem Vorversuch wurde zunächst nur eine Lagerschale des Gerüsts mit dieser Kühlung ausgerüstet und der Verschleiß dieser Lagerschale und der Gegenlagerschale während einer Versuchszeit von vier Wochen messend verfolgt. Während sich die entsprechende nicht gekühlte Lagerschale in der Beobachtungszeit um 4 mm auf der Lauffläche abnutzte, war die Abnutzung der gekühlten Lagerschale geringer als 0,5 mm.

triebsweise hervorragend bewahrt, so daß sich heißgelaufene und angefressene Lagerschalen überhaupt nicht mehr zeigten. Auch die Abnutzung der Zapfen und Lagerschalen ist auf einen geringen Bruchteil zurückgegangen. Um auch bei angestrengtem Dauerbetrieb die Erwärmung der Walzenballen in zulässigen Grenzen zu halten, sind die Walzen mit Wasserinnenkühlung versehen, wodurch bewirkt wird, daß die Walzenoberfläche nicht heißer als etwa 60 bis 80° wird. Auf die Walzenzapfen wirkt diese Innenkühlung nur unwesentlich ein, wie man sofort feststellen kann, wenn man die Lagerschalenkühlung während des Betriebes vorübergehend ausschaltet. Dann erwärmen sich die Lagerschalen und die Oberfläche der Zapfen trotz laufender Walzen-Innenkühlung in kurzer Zeit erheblich, während sie bei eingeschalteter Lagerschalenkühlung praktisch vollkommen kühl bleiben. Unter dem Einfluß der geschilderten Abänderungen hat auch die Leistungsaufnahme beim Kaltwalzen eine Verminderung um mindestens 25 bis 35 % erfahren.

Rizinusöl kostet etwas mehr als doppelt soviel wie gewöhnliches gutes Schmieröl, doch ist der Verbrauch so sparsam, daß die Schmierölkosten nur unwesentlich erhöht werden. Diese geringe Preissteigerung wird mehr als ausgeglichen durch die Ersparnis an Energiezufuhr.

Dr. W. Rohn, Hanau.

### Ein neuartiger elektrischer Tiefofen.

Kürzlich wurde für ein oberschlesisches (nunmehr polnisches) Hüttenwerk in der vorgeschriebenen Zeit von vier Wochen ein elektrischer Tiefofen<sup>1)</sup> zum Glühen von Geschützrohren geliefert, dessen Aufbau aus Abb. 1 ersichtlich ist und hier beschrieben werden soll. Die nutzbare Länge des Ofens beträgt 4000 mm bei 375 mm  $\phi$ . Es wurden drei Heizzonen gewählt, um sowohl eine vollkommen gleichmäßige Wärmeverteilung zu erreichen als auch kürzere Rohre glühen zu können, ohne die Wirtschaftlichkeit des Ofens in Frage zu stellen. Die Temperatur wird an zwei Stellen in dem unmittelbaren Glühbereich mittels Pyrometer gemessen. Letztere dienen gleichzeitig zum selbsttätigen Regeln der Temperatur und sind infolgedessen mit zwei Temperatureinrichtungen besonderer Art verbunden. Die Höchsttemperatur beträgt 1000° und die Fehlergrenze  $\pm 5^\circ$ . Die Leistungsaufnahme des nach dem Dreileitersystem mit Gleichstrom von 220 V gespeisten Ofens beträgt 80 kW. Die verwendeten Chromnickelbänder sind nach einem besonderen Verfahren<sup>2)</sup> auf leicht auswechselbaren ringzylinderförmigen Heizkörpern aus hochfeuerfestem Baustoff angeordnet. Zur Schonung dieser Körper und Bänder dienen vorstehende Schutzringe. Der Ofen ragt etwa 1 m aus dem Werksflur hervor und ist daher leicht zugänglich. Durch einen seitlichen Schacht mit Steigeleiter sind die Stromanschlüsse und der untere Ofenteil zu erreichen. Oben ist der Ofen durch einen besonderen, leicht abhebbaren Deckel verschlossen. Das Ein- und Ausbringen der Rohre erfolgt durch eine besondere Vorrichtung mittels des Laufkranes. Die gesamte Ofenanlage ist aus Abb. 2 ersichtlich. Links von dem Elektroofen ist noch der Oelbad-Tiefofen zu sehen, in welchem die elektrisch ausgeglühten Rohre Aufnahme finden. Zwischen beiden Tiefofen ist übersichtlich die Schaltanlage angeordnet worden.

Bei einer Anfangstemperatur von 20° wird die verlangte Glühtemperatur von 850° in etwa 2½ st erreicht, bei einem Stromverbrauch von 198 kWst. Die Einhaltung der Temperatur erfolgt durch zeitweiliges Einschalten der elektrischen Heizung. Ist die verlangte Temperatur erreicht, so schaltet sich, zur Vermeidung einer Ueberhitzung, die Heizung selbsttätig ab. Durch diesen Vorgang wird die Wirtschaftlichkeit des Ofens besonders gesteigert, so daß der durchschnittliche Stromverbrauch kaum 50 kWst übersteigen dürfte. Die Rohre sind gewöhnlich etwa 3000 mm lang, bei 200 mm  $\phi$  und einem

Gewicht von ungefähr 650 kg. Somit sind die stündlichen Stromkosten bei 5 Pf. 3,80  $\mathcal{M}$  und für den Anheizstrom etwa 20 Pf. angenommen, also rd. 4  $\mathcal{M}$  je t Rohre.

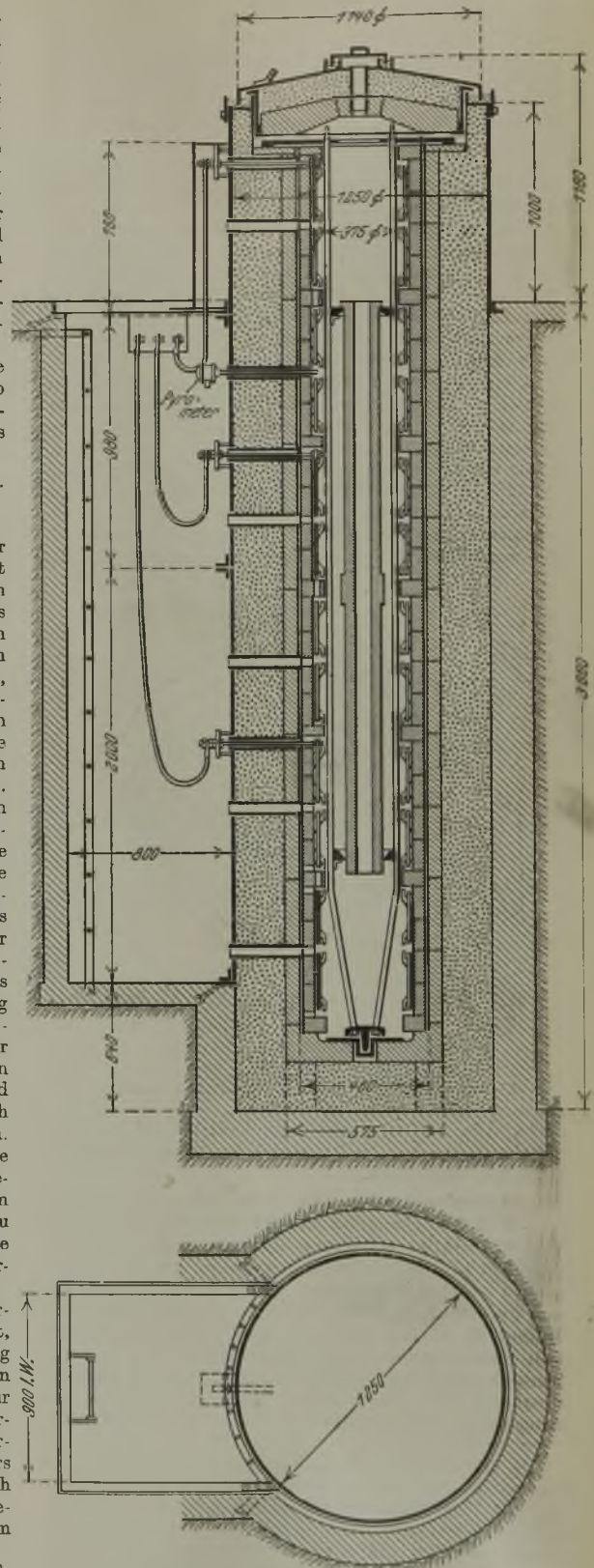


Abbildung 1.

Elektrisch beheizter Tiefofen, Muffelgröße 350 × 4000.

<sup>1)</sup> Ausgeführt von der „Industrie“, Elektroofen-G. m. b. H., Köln.

<sup>2)</sup> D. R. P. Nr. 434 620.



Die Ueberlegenheit des elektrischen Glühens besteht in der gleichmäßigen Wärmeverteilung, in der gewünschten genauen Temperatureinhaltung, in der einfachen Bedienung des Ofens und in dem vollkommen selbsttätigen Arbeitsgange bei Vermeidung von Rauch- oder Wärmebelastigungen.

Die Schaltanlage (vgl. Abb. 2) besteht aus drei kräftigen Nullspannungsschützen mit Reduzierschalter, aus zwei Temperaturregelgeräten, drei Relais, einem Strommesser und zur Kontrolle einem unmittelbar anzeigenden Temperaturmeßgerät.



Abbildung 2. Ansicht des neuen Elektroglohubofens.

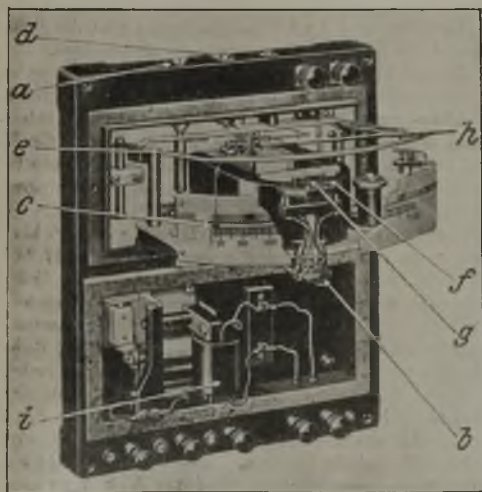


Abbildung 3. Temperaturregelvorrichtung.

a = Stellschraube für Temperaturzeiger. b = Zeiger für die Temperatureinstellung. c = Beweglicher Zeiger. d = Stellschraube für Nullpunkt. e = Rahmen für periodische Einstellung des beweglichen Zeigers. f = Wolframkontakt. g = Wolframkontakt. h = Drehpulgerät. i = Synchron-Motor.

Von wesentlicher Bedeutung ist die eigentliche Temperatureinstellung, die bei dem Widerstandsofen vollkommen selbsttätig arbeitet. Abb. 3 zeigt die geöffnet dargestellte Temperaturregelvorrichtung. Die Stellschraube a dient zur Einstellung der Temperatur, die im Ofen gewünscht wird. Der Zeiger b ist durch die

Stellschraube a auf die auf der Skala sichtbare jeweilig gewünschte Temperaturzahl eingestellt. Der bewegliche Zeiger c muß vorher mittels der Schraube d in Nullstellung gebracht werden. Während des Betriebes wird der Zeiger c durch den Bügel e entweder gesperrt oder freigegeben, je nachdem, ob der Zeiger c mit dem Zeiger b zusammenfällt oder nicht. Hieraus kann man bereits die Wirkungsweise der Einrichtung erkennen. Die Kontakte f und g werden also durch das Thermolement über das Drehpulgerät h und den Zeiger c betätigt. Von hier aus erfolgt der eigentliche Schaltvorgang über eine Synchronvorrichtung i auf die Schützen, die auf einer besonderen Schalttafel mit den erforderlichen Nebengeräten aufgebaut sind. Solange also der Zeiger c den Kontakt g nicht erreicht hat, ist auch die gewünschte Temperatur im Ofen nicht vorhanden, so daß die Heizelemente über den Schaltschützen eingeschaltet bleiben. Sobald aber die Ofentemperatur vorhanden ist, gelangt der Zeiger c in den Bereich des Kontaktes f und schaltet damit über den Ausschalterschützen den Ofen aus. Sinkt die Wärme unter die mittels des Zeigers b eingestellte Temperatur  $\theta$ , so werden die Heizelemente des Ofens sofort wieder eingeschaltet. E. Fr. Russ.

#### Die Prüfung von Förderseilen ohne deren Zerstörung durch magnetische Analyse.

Das Fehlen eines praktisch einfach auszuführenden Verfahrens zur Prüfung von Förderseilen ohne Zerstörung des Seiles veranlaßte R. L. Sanford<sup>1)</sup>, die Möglichkeit der Anwendung der magnetischen Prüfung zu erforschen. Das gesetzte Ziel wurde von dem Forscher jedoch nicht erreicht, da die Untersuchung ergab, daß die magnetischen Eigenschaften von Eisen und Stahl für manche Einflüsse sehr empfindlich sind, während diese auf die anderen physikalischen Eigenschaften in weitaus geringerem Maße einwirken, so daß die Schlußfolgerung von den Ergebnissen der magnetischen Prüfung auf die mechanischen Eigenschaften sehr schwierig ist. Es bestehen noch so viele Ungewißheiten, daß augenblicklich keine Aussicht besteht, das Verfahren so zu gestalten, daß es einen hinlänglichen Grad von Zuverlässigkeit gewährt. Immerhin liefert die Arbeit einige Beiträge, die für die magnetische Prüfung von Drähten von Wichtigkeit sind. Es wurde der Einfluß der Belastung, der Abnutzung, der wiederholten Belastung sowie einiger anderer Faktoren festgestellt.

Die angewandte Apparatur bestand im wesentlichen aus einer Magnetisierungsspule, einer in ihrer Mitte angeordneten, mit Galvanometer und Registrierapparat verbundenen Prüfspule und der Transportvorrichtung. Als Anzeigeelement für die Induktion und Feldstärke diente ein gedämpftes Spiegel-Galvanometer mit beweglicher Spule. Der zu untersuchende Draht lief durch das feststehende Spulensystem und wurde in Abschnitten von je einem Fuß geprüft. Der Apparat zeichnete, wenn der Draht in jeder Hinsicht gleichmäßig ist, eine gerade Linie. Abweichungen von dieser Geraden weisen also auf Ungleichmäßigkeiten in dem Werkstoff hin.

Die magnetische Induktion ( $\mathfrak{H}$ ) wird bei der Anwendung niedriger Feldstärken ( $\mathfrak{H}$ ) durch Belastung erhöht, bei höheren Feldstärken erniedrigt. Zahlentafel 1 zeigt die Werte der magnetischen Induktion in Abhängigkeit von der Feldstärke von Tiegelgußstahldraht bei verschiedener Belastung.

Die größte Abweichung in der Induktion gegenüber einem unbelasteten Draht tritt bei etwa  $\mathfrak{H} = 20$  auf. Bei Anwendung von Feldstärken über  $\mathfrak{H} = 75$  kann der Einfluß einer Belastung bis zu  $36 \text{ kg/mm}^2$  vernachlässigt werden, bei höherer Belastung sinkt die Kurve der magnetischen Induktion. Diese Feststellungen sind, da ein Förderseil stets unter Belastung steht, bei der Prüfung auf Gleichmäßigkeit zu berücksichtigen. Querschnittsunterschiede (Risse, Kerben) bewirken im allgemeinen eine Abnahme der Induktion und damit einen Knick auf der Geraden. Durch die höhere spezifische Belastung des geschwächten Querschnitts kann die Induktion jedoch erhöht werden. Beide Wirkungen

<sup>1)</sup> Techn. Papers, Bur. Standards Nr. 315 (1926).

Zahlentafel 1. Abhängigkeit der magnetischen Induktion von der Zugspannung bei verschiedenen Feldstärken.

Feldstärke	Magnetische Induktion					
	0 kg/mm <sup>2</sup>	18 kg/mm <sup>2</sup>	36 kg/mm <sup>2</sup>	54 kg/mm <sup>2</sup>	72 kg/mm <sup>2</sup>	90 kg/mm <sup>2</sup>
5	370	460	480	500	470	490
10	1 120	1 430	1 500	1 600	1 500	1 500
15	2 500	4 300	5 300	4 850	3 600	3 600
20	5 600	8 650	9 600	9 300	7 500	5 200
25	8 100	10 820	11 800	11 550	9 850	9 100
30	10 000	12 150	12 970	12 700	11 400	10 600
40	12 400	14 000	14 400	14 050	13 170	12 400
50	14 050	15 150	15 150	14 750	14 000	13 320
75	16 520	16 620	16 200	15 700	15 150	14 600
100	17 600	17 300	16 900	16 370	15 880	15 350
150	18 640	18 250	17 780	17 280	16 800	16 350
200	19 200	18 850	18 400	17 940	17 500	17 030

können sich unter Umständen aufheben und der Fehler verdeckt werden. Bei Anwendung eines hinlänglich hohen Wertes der Feldstärke, der jedem Werkstoff eigentümlich ist und durch Versuche leicht ermittelt werden kann, können Unterschiede in der Belastungsverteilung, die durch geringfügige und vom praktischen Standpunkt zu vernachlässigende Herstellungsfehler bewirkt werden, vermieden werden und schwerwiegende Fehler deutlicher in die Erscheinung treten.

Hinsichtlich der mit noch höheren Feldstärken und höheren Belastungen erzielten Ergebnisse sowie des Einflusses der Abnutzung weist der Verfasser auf andere Teilberichte hin<sup>1)2)</sup>.

Ueber den Einfluß von wiederholten Belastungen führte der Verfasser nur vorläufige Versuche aus. Ein Werkzeugstahl zeigte nach etwa 550 000 Belastungen gegenüber der nicht belasteten Probe keine magnetischen Veränderungen, obgleich der Stahl nach einigen weiteren Belastungen brach. Weitere Versuche auf einer besonders konstruierten Maschine bestätigten dieses Ergebnis.

Die Arbeit beschäftigte sich ferner noch mit dem Einfluß einiger künstlich hervorgerufener Fehler. Einfeilen des Drahtes bis auf eine Tiefe von 1/3 des Durchmesser ergab Abweichungen von der geraden Linie, die sich in der Größe und Gestalt nicht von denjenigen unterschieden, die durch Biegen und Wiedergeraderichten sowie durch örtliche Erhitzungen bewirkt wurden. Die Auswirkung eines gebrochenen Drahtes auf die Magnetisierung war von der anderer Fehler nicht zu unterscheiden. Andererseits zeigten zwei Drahte, die gleiche physikalische Eigenschaften aufwiesen und keine Mängel zeigten, bei der magnetischen Analyse beträchtliche Unterschiede.

Der Verfasser kommt zu dem Schluß, daß die magnetische Prüfung für die Erforschung der Eigenschaften von Werkstoffen von Wert ist, daß jedoch augenblicklich keine Aussicht besteht, das Verfahren der magnetischen Analyse so zu entwickeln, daß es für die laufende Prüfung von Drahtseilen angewandt werden kann.

A. Schwarz, Hörde.

### Aus Fachvereinen.

#### American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.

(Frühjahrsversammlung Februar 1926, New York. — Fortsetzung von Seite 1838.)

J. L. Keats, Wilmington, und C. H. Herty, Jr., Lackawanna, N. Y., legten einen Bericht vor über

#### Die Abscheidung der Metalloide im basischen Siemens-Martin-Verfahren.

Die Arbeit enthält eine außerordentlich große Fülle versuchsmaßig ermittelter Unterlagen und wird für alle,

<sup>1)</sup> Sanford: Scient. Papers, Bur. Standards Nr. 496 (1924). <sup>2)</sup> Sanford, Cheney and Barry: Scient. Papers, Bur. Standards Nr. 516 (1925).

denen an der Aufklärung aller Eigentümlichkeiten dieses Verfahrens gelegen ist, von Wert sein. Eingangs weisen die Verfasser darauf hin, daß in den bisherigen Veröffentlichungen über diesen Gegenstand die Angaben über die zur Anwendung gelangten Temperaturen, über das Gewicht und die Zusammensetzung der Schmelzungen zu spärlich sind, und daß Beobachtungsergebnisse über die physikalische Beschaffenheit der Schlacke fast immer fehlen. Sie haben daher eine Versuchsschmelzung durchgeführt mit der Absicht, möglichst vollständige Angaben über alle Umstände zu erhalten, die auf die Abscheidung der Metalloide Einfluß haben.

Diese Schmelzung wurde in einem gewöhnlichen feststehenden, mit fünf Arbeitstüren versehenen 100-t-Ofen der Lackawanna Steel Co., Lackawanna, N. Y., durchgeführt, wobei folgende Bedingungen eingehalten wurden. Der verwendete Schrott bestand ausschließlich aus Schienenenden, deren Zusammensetzung genau bekannt war. An Roheisen wurden zwei Pfannen in den Ofen gegossen, wobei zur Ermittlung der mittleren Zusammensetzung aus jeder Pfanne zwei Proben entnommen wurden. Von sämtlichen übrigen Stoffen, wie Dolomit, Kalkstein, Erz, Flußspat, Gaserzeugerkohle, Ferromangan und Ferrosilizium, wurden sowohl Zusammensetzung als auch Mengen genau bestimmt. Zur Ermittlung des Gewichtes des erzeugten Stahles und der Schlacke wurden die betreffenden Pfannen vor und nach der Füllung ebenso wie auch die Blöcke und der Schrott gewogen.

Die Temperaturen der Badoberfläche wurden mit dem optischen Pyrometer von Leeds und Northrup an allen fünf Türöffnungen gemessen. Die in der Mitteltüre (Nr. 3) und die beim Abstich ermittelten Werte sind aus Abb. 1 zu ersehen. Bad- und Schlackenproben wurden alle 15 min gleichzeitig aus den drei mittleren Ofentüren entnommen.

Die Ergebnisse sind in der Arbeit in einer ganzen Reihe von Schaubildern und Zahlentafeln niedergelegt, von denen hier nur die wichtigsten wiedergegeben seien. Abb. 1, in der verschiedene Schaubilder der Hauptarbeit zusammengefaßt sind, zeigt den zeitlichen Verlauf der Abscheidung der Metalloide und die Bildung der Schlacke. Ferner ist für jeden Zeitabschnitt die Flammenrichtung im Ofen angegeben, und außerdem sind die verschiedenen, im Verlaufe der Schmelzung gemachten Zusätze vermerkt. Durch eine Reihe von Anmerkungen werden das Aussehen und Verhalten des Bades und der Schlacke während der Schmelzung näher gekennzeichnet.

Bei der Durchführung der Versuchsschmelzung wurde der Ofen zunächst von allen Resten des vorhergehenden Abstiches gereinigt und der Herd gut ausgebessert. Sodann wurde in der Zeit von 8,23 bis 8,31 Uhr die Rückwand mit 1225 kg gebranntem Dolomit ausgebessert; von 8,39 bis 8,47 Uhr wurden 11 794 kg Kalkstein eingesetzt; von 8,52 bis 9,01 Uhr wurde die Vorderwand mit 712 kg gebranntem Dolomit ausgebessert, und von 9,06 bis 9,20 Uhr wurden 79 380 kg Schrott eingesetzt. Um 11,34 Uhr, also nach rd. 2 1/4 st nach dem Einsetzen des Schrotts, wurde die erste Pfanne Roheisen im Gewichte von 10 433 kg durch die zweite Arbeitstür eingegossen, der um 12,14 Uhr die zweite Pfanne mit 26 100 kg Roheisen durch die vierte Tür folgte. Die Reaktion des Roheisens der ersten Pfanne mit den inzwischen aus dem Schrott gebildeten Oxyden war nicht erheblich, während das Roheisen aus der zweiten Pfanne eine recht heftige Einwirkung auf den Ofeninhalt ausübte. Das übrige Verhalten, die Zusätze und deren Wirkung sind aus Abb. 1 zu ersehen.

Zahlentafel 1. Verhalten des Mangans und Phosphors nach dem ersten Erzzusatz.

Zeit Uhr	Mn %			P %		
	Tür 2	Tür 3	Tür 4	Tür 2	Tür 3	Tür 4
4 <sup>50</sup>	0,561	0,567	0,556	0,107	0,102	0,107
5 <sup>00</sup>	1361 kg Erz in Tür 4 eingesetzt					
5 <sup>05</sup>	0,536	0,449	0,384	0,102	0,094	0,087
Abnahme %	4,5	20,8	31,0	4,7	7,9	18,7



Die Veränderungen in der Zusammensetzung des Bades verlaufen natürlich nicht gleichmäßig; sie sind am stärksten unmittelbar nach einem Erzzusatz. Dies läßt am deutlichsten das Verhalten des Mangans und Phosphors erkennen (vgl. Zahlentafel 1). Die Abscheidung des Kohlenstoffes betrug im Mittel 0,15 % je st. Bei den Untersuchungen ergab sich, daß es durchaus nicht gleichgültig ist, an welcher Tur die Probenahme erfolgt. So wurden z. B. kurz nach dem Eingießen des Roh Eisens zwischen Arbeitstür 1 und 2 Unterschiede im Kohlenstoffgehalt des Bades von 1,56 % C festgestellt. Bei und nach dem Kochen gehen diese Unterschiede erheblich zurück, sie betragen gegen Ende der Schmelzung noch etwa 0,03 % C. Man erkennt deutlich, daß das Metallbad das Bestreben hat, sehr rasch gleichmäßige Zusammensetzung anzunehmen. Die in jeder Hinsicht tragere Schlacke besitzt dieses Bestreben in viel geringerem Maße, und hier können noch größere Unterschiede auftreten. Letzterer Umstand ist jedenfalls der Beachtung wert.

Aehnlich große Aenderungen erfolgen natürlich auch in der Zusammensetzung der Schlacke; doch ist es für deren Feststellung unerlässlich, eine gute Durchschnittsprobe der ganzen Schlackenmenge zu entnehmen, man kann sich nicht mit der Probenahme aus nur einer Arbeitstür begnügen.

Die Verfasser haben sodann versucht, auf Grund der Bilanzen von Kieselsäure, Mangan und Phosphor die Mengen des in jedem Zeitabschnitt eingeschmolzenen Schrotts und der während dieser Zeit gebildeten Schlacke zu berechnen. Hierzu sei nur erwähnt, daß die errechnete Schlackenmenge 12 836 kg ergab, während durch Wägung nur 11 113 kg ermittelt wurden. Das Ergebnis muß als ziemlich befriedigend bezeichnet werden, da ja Verluste verschiedener Art unvermeidlich sind. Hinzu kommt noch eine nicht unbedeutende Verflüchtigung von Mangan während des Schmelzungsverlaufs, die in vorliegender Berechnung nicht berücksichtigt werden konnte, wodurch die errechnete Schlackenmenge zu hohe Werte ergeben mußte.

Für die Abscheidung des Schwefels ist nach Ansicht der Verfasser die oxydierende Wirkung der Flamme sowie auch die bei der Zersetzung des Kalksteines auftretende, das Bad durchstreichende Kohlensäure von größtem Einfluß. Sie fanden für die Zeit von 12,51 bis 4,50 Uhr eine Abnahme des Schwefelgehaltes von 48 auf 35 kg, der später, nach schärferem Betriebe der Gaserzeuger und nach Verringerung des Luftüberschusses im Ofen bis zum Schluß der Schmelzung, wiederum auf 45 kg anstieg.

Zur Untersuchung der Einwirkung der Flamme auf den Schrott wurden ferner um 10,43 und 10,51 Uhr von dem schmelzenden Schrott je eine Probe entnommen und auf Schwefel untersucht. Die erste Probe bestand zum größten Teil aus geschmolzenem Oxyd von der Oberfläche

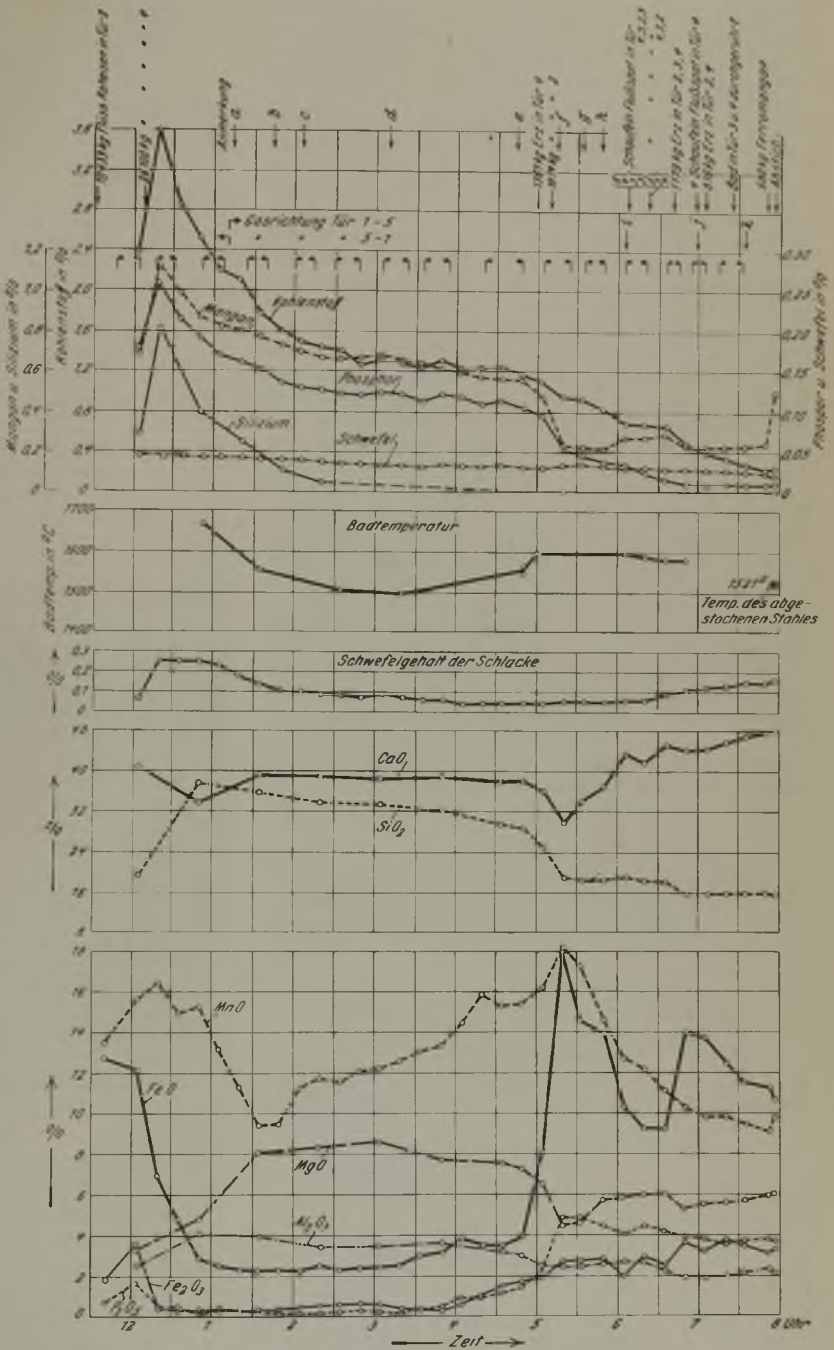


Abbildung 1. Zusammensetzung von Bad und Schlacke im Verlauf einer Schmelzung im basischen Siemens-Martin-Ofen.

a = Der schon geschmolzene Teil des Bades kocht heftig. An der Vorderwand kommt etwas Kalk hoch. b = Heftiges Kochen bei Arbeitstür 2. c = Auf der ganzen Badoberfläche kommt Kalk hoch; das Metall sieht hart aus. d = Ofen kalt; der flüssige Teil der Schlacke wird dicker. Es kommt immer noch Kalk hoch. e = Bei Arbeitstür 3 kommt noch Kalk hoch. Die Schlacke ist dick, das Bad kalt. Vergrößerung der zugeführten Generatorgasmenge zur Steigerung der Ofentemperatur. f = Heftiges Kochen über das ganze Bad; die Schlacke wird dünnflüssiger. g = Bad wärmer, Reaktionen lebhafter. h = Bad schäumt weiter. i = An Arbeitstür 3 kommt immer noch Kalk hoch. j = Das Kochen läßt nach; Schlacke etwas matt. k = Bad durchgemischt.

des Schrotts und zeigte einen Schwefelgehalt von 0,074 %. Die zweite Probe hatte mehr metallische Eigenschaften und ergab 0,075 % S. Beide Proben stammten von Schrott, der 0,03 % S enthielt. Die verwendete Gaserzeugerkohle hatte einen Schwefelgehalt von 1,18 %.

Weiter haben die Verfasser versucht, festzustellen, auf welche Ursachen der Verschleiß der basischen Auskleidung des Ofens zurückzuführen ist. Nach ihrer Meinung hängt die Ausfressung der Zustellung von folgenden fünf Umständen ab: 1. von der Menge der Schlacke, die mit der Zustellung in Berührung ist (die Ermittlung der Gesamtschlacke ist bereits erwähnt); 2. von der Basizität der Schlacke; 3. von der Temperatur; 4. vom Flüssigkeitsgrade der Schlacke und 5. von dem Gehalt der Schlacke an Eisenoxyden.

Den ersten Punkt berücksichtigen sie in der Weise, daß sie annehmen, die Berührungsfläche zwischen Schlacke und Zustellung sei der Gesamtmenge der Schlacke im Ofen proportional. Ueber die Art der Bewertung der übrigen Einflüsse ist leider nichts mitgeteilt. Das Ergebnis wird ausgedrückt durch die Zahl, die angibt, wieviel Gewichtsteile Zustellung durch 1000 Gewichtsteile Schlacke aufgelöst werden. Die entsprechenden Werte enthält Zahlentafel 2, aus der hervorgeht, daß die Schlacke von einem bestimmten Dickflüssigkeitsgrade an ihre angreifende Wirkung völlig verliert. Unter den herrschenden Verhältnissen (sehr geringer Gehalt der Schlacke an Eisen-Sauerstoff-Verbindungen) übt hierauf offenbar auch die Ofentemperatur einen sehr großen Einfluß aus. Wie aus den Beobachtungen hervorgeht, kommen bei etwa 1500° praktisch alle Reaktionen zum Stillstand. Erst bei etwa 1565° nimmt die Angriffsfähigkeit der Schlacke wieder zu, doch ist wesentlich, daß die Erhöhung ihres Flüssigkeitsgrades durch Zusätze an Erz und, wenn nötig, auch an Flußspat unterstützt wird. Die Gesamtmenge der während der Schmelzung ausgefressenen Zustellung betrug 1470 kg.

In ähnlicher Weise wurden die Mengen an Kalkstein berechnet, die in den einzelnen Zeitabschnitten gelöst wurden. Weiter wird auf die Einwirkung der Gießpfannenausmauerung auf den einfließenden Stahl und die Schlacke hingewiesen. Den Unterschied zwischen der letzten Ofen-

Zahlentafel 2. Anfressung der Ofenzustellung während der Schmelzung.

Zeit	Aufgelöste Zustellung durch 1000 Teile Schlacke	SiO <sub>2</sub> in der Schlacke	Eisenoxyde in der Schlacke	Temperatur an der mittleren Ofentür	Bemerkungen
Uhr	kg/st	%	%	° C	
12 <sup>51</sup> — 1 <sup>35</sup>	270	37,0	2,8	1667	
1 <sup>35</sup> — 2 <sup>20</sup>	124	35,0	2,6	1555	
2 <sup>20</sup> — 3 <sup>05</sup>	61	33,5	2,6	1504	
3 <sup>05</sup> — 4 <sup>35</sup>	0	31,5	4,0	1499	3 <sup>20</sup> Die Schlacke beginnt dicker zu werden
4 <sup>35</sup> — 4 <sup>50</sup>	0	29,0	5,2	1546	Schlacke sehr dickflüssig
4 <sup>50</sup> — 5 <sup>05</sup>	24	27,0	7,7	1565	Erzzusatz um 5 <sup>00</sup>
5 <sup>05</sup> — 5 <sup>50</sup>	67	18,5	20,2	1599	Erzzusatz 5 <sup>10</sup> u. 5 <sup>35</sup> . Schlacke flüssiger
5 <sup>50</sup> — 6 <sup>06</sup>	44	19,0	16,5	1599	
6 <sup>06</sup> — 6 <sup>21</sup>	61	19,0	14,0	1593	6 <sup>06</sup> . Schlacke von gut. Beschaffenheit. Flußspatzusatz 6 <sup>00</sup>
6 <sup>21</sup> — 6 <sup>36</sup>	47	18,0	13,6	1590	6 <sup>23</sup> Flußspatzusatz
6 <sup>36</sup> — 6 <sup>50</sup>	37	17,0	15,7	1582	6 <sup>38</sup> Schlacke etwas dicker. Erzzusatz 6 <sup>40</sup>
6 <sup>51</sup> — 7 <sup>07</sup>	52	16,0	17,7	1582	Spatzusatz 6 <sup>58</sup> , Erzzusatz 7 <sup>05</sup>
7 <sup>07</sup> — 7 <sup>52</sup>	27	16,0	15,6	1582	

Zahlentafel 3. Zusammensetzung der Endschlacke und Pfannenschlacke.

	Endschlacke %	Pfannenschlacke %
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	3,66	2,82
SiO <sub>2</sub>	15,58	23,58
FeO	10,70	9,64
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,28	0,93
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,08	6,25
MnO	9,74	10,14
CaO	48,00	39,60
MgO	6,02	5,30
S	0,163	0,110

Zahlentafel 4. Zusammensetzung der Rohstoffe.

	Roheisen %	Schrott %	Ferromangan %	Ferrosilizium %
C	4,14	0,67	6,44	0,337
Mn	1,37	0,84	76,4	nicht angegeben
P	0,362	0,025	0,25	0,04
S	0,059	0,033	—	nicht angegeben
Si	1,17	0,149	0,86	nicht angegeben

schlacke und der Pfannenschlacke zeigt Zahlentafel 3. Es geht daraus hervor, daß die Ofenschlacke in der Pfanne eine große Menge Kieselsäure und Tonerde aufnimmt, so daß deren Basizität dadurch stark zurückgeht. Hierdurch wird wiederum eine Rückkehr von Phosphor in das Metall bewirkt, was sich durch eine merkbare Abnahme des Phosphorsäuregehalts der Schlacke bemerkbar macht. Ebenso erfolgt auch eine Rückschwefelung, die jedoch aus den vorliegenden Zahlenangaben nicht zu ersehen ist. Dies mag daran liegen, daß der Schwefel in die letzten vier Blöcke übergegangen ist, von denen keine Probe genommen wurde.

Der Mangangehalt der Schlacke ist durch Oxydation eines Teiles des zugegebenen Ferromangans gesteigert; der Gehalt an Eisenoxyden erscheint verringert infolge der Verdünnung, die die Schlacke durch Aufnahme von Manganoxydul und der Bestandteile der Pfannenausmauerung erlitten hat.

Die Schmelzungsergebnisse sind im folgenden zusammengestellt. Zahlentafel 4 und 5 zeigen die Zusammensetzung der Einsatzstoffe und der Zuschläge.

Eingesetzt wurden folgende Mengen:

	kg	kg	
Dolomit	1 937	Flußspat	325
Kalkstein	11 794	Ferromangan	680
Schieneenden	79 380	Ferrosilizium	317
Flüssiges Roheisen	36 533	Kohlenstoff in der Pfanne	190
Erz	5 170	Aluminium	0,973

Von den 116 910 kg metallischen Einsatzes wurden 112 538 kg Stahl ausgebracht. Die Schlackenmenge betrug 11 113 kg. Die mittlere Zusammensetzung des Stahles war folgende:

C = 0,372 %	S = 0,0209 %
Mn = 0,608 %	Si = 0,081 %
P = 0,0138 %	

Der Stahl wurde auf Knüppel verwalzt, sein Verhalten war dabei sehr zufriedenstellend.

Ueber den Wirkungsgrad der Zusätze in Ofen und Pfanne gibt Zahlentafel 6 Auskunft.

Der Siliziumgehalt des Stahles nahm ständig ab, was beweist, daß die Desoxydation von Bad und Schlacke durch Silizium während des ganzen Schmelzungsverlaufs andauert. Dagegen bleiben Mangan- und Kohlenstoffgehalt praktisch konstant.

Die Verfasser ziehen aus ihren Ermittlungen nachstehende Schlußfolgerungen:

1. Nach Erzzusätzen sind in der Zusammensetzung des Bades von Tur zu Tur große Unterschiede vorhanden.



Zahlentafel 5. Zusammensetzung der Zuschläge.

	Kalkstein	Dolomit	Erz
	%	%	%
MnO	0,083	0,014	0,09
SiO <sub>2</sub>	1,55	0,60	5,37
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,47	0,85	75,31
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,14	0,20	1,66
S	frei	frei	frei
CaO	52,35	54,69	nicht bestimmt
MgO	1,90	37,32	nicht bestimmt
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Spur	Spur	2,20
Feuchtigkeit	0,38	—	nicht bestimmt
Glühverlust ohne Feucht.	43,24	6,68	nicht bestimmt

Zahlentafel 6. Wirksamkeit verschiedener Zusätze in Ofen und Pflanne.

Zusatzmittel	Einsatz kg	In den Stahl überge- gangen	Aus- bringen
		kg	%
Kohlenstoff aus Kohle, Ferro- mangan und Ferrosilizium	225	169	75
Mangan aus Ferromangan	521	411	79
Silizium aus Ferrosilizium	158	93	59

Will man daher den Grad der Abscheidung der Metalloide genau feststellen, so muß man Proben von mehr als einer Stelle des Ofens entnehmen.

2. Gegen Ende der Schmelzung zeigt das Bad gleichmäßige Zusammensetzung; eine Probe aus irgendeiner Tur gibt in diesem Zeitabschnitt die Zusammensetzung des ganzen Bades wieder.

3. Bei großem Luftüberschuß im Ofen tritt bei Verwendung einer Gaserzeugerkohle mit 1,18% S eine Entschwefelung des Bades ein.

4. Es besteht große Wahrscheinlichkeit, daß die aus der Zersetzung des Kalksteines stammende Kohlensäure das Bad entschwefelt.

5. Der Verschleiß der Ofenzustellung ist für eine bestimmte Schlackenmenge in erster Linie von dem Kieselsäuregehalt der Schlacke und von ihrem Flüssigkeitsgrad abhängig. Während des Kochens sind Flüssigkeitsgrad und Gehalt der Schlacke an Eisenoxyden die maßgebenden Einflüsse. Die Einwirkung der Temperatur ist aus den in der Arbeit aufgeführten Zahlenangaben nicht zu ersehen.

6. Der Grad der Auflösung von Kalk aus dem Kalkstein hängt für eine gegebene Schlackenmenge von deren Flüssigkeitsgrad sowie von ihrem Gehalt an Eisenoxyden und Kieselsäure ab.

7. Einer der maßgebenden Einflüsse für die Geschwindigkeit der Abscheidung der Metalloide ist der Flüssigkeitsgrad der Schlacke. *C. Dichmann.*

Richard Franchot in Washington berichtete über

**Die wirtschaftliche Bedeutung der Anhäufung von Zyaniden im Hochofen**

und bringt dabei die Ansicht zum Ausdruck, daß die eingebrachte Koksmenge im Hochofen deshalb nicht weitestgehend zur Reduktion der Eisenerze ausgenutzt wird, weil die Bildung von Zyaniden dies verhindert. Wie aus der eingehenden Hochofenwärmebilanz hervorgeht, wird durch die Zyanbildung das Verhältnis von Koks zu Erz ungünstig beeinflusst. Für die Grundlage zur genauen Erfassung der wirklichen Hochofenleistung ist es daher auch erforderlich, die beobachtete und die durch Veränderung des Stickstoff-Sauerstoff-Verhältnisses im Gestell ermittelte Zydampfkonzentration möglichst genau festzulegen. Auf die Arbeit wird voraussichtlich bei einer späteren Behandlung dieser Frage vom Bericht-erstatte noch näher eingegangen. *H. v. Schwarze.*

**Die Stahlhärtungs-Theorien nach dreißig Jahren**

war ein Bericht von Albert Sauveur überschrieben. Der Verfasser rechtfertigt diese Bezeichnung des Themas damit, daß er vor 30 Jahren, 1896, in den Mitteilungen derselben Körperschaft einen Aufsatz mit dem Titel: „Das Feingefüge des Stahles und die geltenden Härtungstheorien“ veröffentlicht habe, woran sich seinerzeit eine lebhafte Erörterung anknüpfte, in deren Verlauf sich die Schulen der „Carbonisten“ und „Allotropisten“ bildeten. Allmählich sei jedoch der Streit aus Mangel an Stoff eingeschlafen, und erst in letzter Zeit sei die Anteilnahme an diesen Fragen durch neue Versuche zu ihrer Lösung wieder belebt worden. Der Verfasser hat nun versucht, durch eine Rundfrage bei 29 Forschern die vorherrschende Ansicht über folgende vier Punkte zu ermitteln:

1. Welches ist Ihrer Ansicht nach die Natur des Martensits und was verursacht seine Härte?
2. Welches sind die notwendigen Bedingungen und der Mechanismus seiner Entstehung?
3. Falls Sie ihn für eine feste Lösung von Eisen mit Kohlenstoff oder mit Eisenkarbid halten, welches ist Ihre Ansicht über die Stellung der Kohlenstoffatome oder der Karbidmoleküle im Raumgitter?
4. Welche Rolle spielen Ihrer Ansicht nach Spannungen bei der Härtung des Stahles?

Von folgenden 23 Autoren liefen Antworten auf diese Fragen ein: Bain, Boylston, Campbell, Hoyt, Zay Jeffries, Lester, Lucas, Mathews, Stoughton (Ver. Staaten), Brearley, Hadfield, Hatfield, McCance, Thompson (England), Chevenard (zusammen mit Portevin), Dejean, Grenet, Guillet, H. Le Chatelier (Frankreich), Belsjiew (Rußland, zur Zeit in London), Benedicks (Schweden), Honda (Japan). Keine Antwort haben gesandt: Arnold, Burgess, Carpenter, Edwards, Giolitti und Rosenbain. Die eingelaufenen Antworten sind im Anhang der Originalarbeit abgedruckt. Man findet die im wesentlichen aus dem Fachschrifttum bekannten Ansichten wieder. Sauveur kommt bei der Zergliederung und Zusammenstellung der Antworten zu dem Ergebnis, daß eine vorherrschende Ansicht nicht besteht, daß vielmehr fast in jedem Punkte Unterschiede der Auffassungen bestehen, so über den Zustand des Kohlenstoffs im  $\gamma$ - und  $\alpha$ -Eisen, über die Stellung des Kohlenstoffs im Kristallaufbau, über die Natur des Martensits und insbesondere über seine Härte, wofür die verschiedensten Ursachen angegeben werden. Gegenüber der Sachlage vor 30 Jahren kann man nach Sauveur allenfalls folgende Fortschritte feststellen:

1. Preisgabe des  $\beta$ -Eisens.
2. Nachweis der verschiedenen Raumgitterstruktur des  $\gamma$ - und  $\alpha$ -Eisens und der mit letzterer übereinstimmenden Struktur des Martensits.
3. Neue Auffassungen einzelner Forscher über die Ursache der Härte des Martensits, und zwar
  - a) die submikroskopische Kleinheit der Ferritkörner,
  - b) die Verformung des Raumgitters durch den zwangsweise in fester Lösung gehaltenen Kohlenstoff.

Dem deutschen Leser wird es nicht entgangen sein, daß die unter 1 und 3 b genannten Fortschritte im wesentlichen das Verdienst von Maurer<sup>1)</sup> sind, dessen Name weder von Sauveur noch von seinen 23 Autoritäten genannt wird. Erwähnt sei noch, daß Hoyt sich ausdrücklich der Auffassung von Hanemann und Schrader<sup>2)</sup> über den Martensit anschließt.

Unbefriedigt von dem Ergebnis der Abstimmung unter den Fachgenossen geht Sauveur dann dazu über, seine eigene Auffassung über den Martensit zu entwickeln, den er für ein Gemenge zweier Phasen hält. Er weist darauf hin, daß er den Grundgedanken der Gleitstörungs-Härtungstheorie von Zay Jeffries, nämlich die Feinheit der Verteilung von Ferrit und Karbid

<sup>1)</sup> Mitt. K.-W.-Inst. Eisenforsch. 1 (1920) S. 39/86; vgl. St. u. E. 41 (1921) S. 1696/1706.

<sup>2)</sup> Ber. Werkstoffaussch. V. d. Eisenh. Nr. 61 (1925).

und die mechanische Wirkung einer solchen Verteilung, schon vor 30 Jahren vorweggenommen habe. Neuerdings ist diese Ansicht vom Aufbau des Martensits von F. F. Lucas<sup>1)</sup> auch auf Grund mikroskopischer Untersuchungen vertreten worden. Sauveur, der stark unter dem Einfluß der Beobachtungen von Lucas steht und eine Reihe von dessen Gefügebildern wiedergibt, gelangt gleichwohl zu einer anderen Deutung von dessen Beobachtungen. Er geht aus vom Troostit. Diesen hält er für eine feste Lösung von Kohlenstoff in Nicht-Gamma-Eisen, die sich in bezug auf Uebersättigung an Ferrit und Karbid wie das  $\gamma$ -Eisen mit 0,85 % C verhält. Die betreffende Eisenform kann daher nicht  $\alpha$ -Eisen sein, er nennt sie  $\beta$ -Eisen. Den Martensit spricht er nun als eine Mischung von Austenit und Troostit an. Die Umwandlung  $Ar_{3,2,1}$  durchläuft seiner Ansicht nach folgende Stufen:

Austenit  $\rightarrow$  Mischung Austenit + Troostit (-Martensit)  $\rightarrow$  Troostit  $\rightarrow$  Mischung Troostit + Sorbit  $\rightarrow$  Sorbit  $\rightarrow$  Mischung Sorbit + Perlit  $\rightarrow$  Perlit.

Wird diese Umwandlung durch schnelle Abkühlung bis zu etwa 300° verschoben, so bleibt sie innerhalb der ersten Stufe, also der Martensitbildung, stecken.

Die Schwächen dieser Auffassung liegen nach Ansicht des Berichterstatters auf der Hand. Nach allem, was wir wissen, steht der Troostit dem Sorbit viel näher als dem Martensit. Nach Sauveur sind dagegen Troostit und Sorbit ganz verschiedene Dinge, nämlich feste Lösung von Eisenkarbid im  $\beta$ -Eisen bzw. ein Gemenge von Eisenkarbid mit  $\alpha$ -Eisen. Die Schlüsse von Lucas und damit auch von Sauveur bezüglich der Gemengestruktur des Martensits fallen in sich zusammen, da sie auf einem Versuchsfehler, nämlich zu starkem Anlassen beim Schleifen der Schliffproben, beruhen, wie vom Berichterstatter<sup>2)</sup> in Anlehnung an frühere Beobachtungen von Maurer nachgewiesen wurde. Auch Beobachtungen von anderer Seite<sup>3)</sup> lassen sich als Zeugen dafür heranziehen, daß die Dunkelätzfarbung der Martensitnadeln im Austenit erst nach leichtem Anlassen eintritt.

H. Schottky.

A. C. Fieldner und W. A. Selvig, Pittsburgh, veröffentlichten eine Arbeit über die

**Beziehung zwischen Aschenzusammensetzung und Verwendungszwecke von Kohle.**

Eingangs weisen die Verfasser, die beide Mitglieder des Bureau of Mines in Pittsburgh, Pa. (U. S. A.), sind, zunächst auf die ungeheuren Mengen Ballast hin, die im Laufe der Zeit als Asche mit den Brennstoffen selbst befördert werden. Eine Verminderung des Aschengehaltes um nur verhältnismäßig kleine Anteile habe erhebliche Ersparnisse an Fracht im Gefolge, abgesehen davon, daß der Heizwert der Kohle erhöht wird.

Nach einer kurzen Begriffsbestimmung der Asche als dem anorganischen Rückstand der Kohle bei der Verbrennung unterscheiden die Verfasser zwei verschiedene Arten: erstens die von Natur aus zur Kohle gehörigen Verunreinigungen und zweitens die beigemengten fremden Aschenanteile. Erstere rühren von den Kohlebildnern her, während die Fremdanteile mechanisch beigemischt sind und in erster Linie aus Pyrit, Schiefer bzw. Schieferabarten, Kalziumverbindungen usw. bestehen. Durch Behandeln der grobgemahlene Kohle mit einer Zinkchloridlösung vom spezifischen Gewichte 1,35 wollen die Verfasser laboratoriumsmäßig beide Aschenarten trennen. Eine vollkommene Scheidung gelingt allerdings in den seltensten Fällen, da besonders die Erdalkalikarbonate schwer durch Schlämmen von der Kohle zu trennen sind. Daher gelingt durch das Waschen im großen die Reinigung der Kohle erst recht unvollkommen.

Die Verfasser gehen dann auf die Bestandteile der Asche ein und erwähnen dabei, daß die Schlacke selbst

<sup>1)</sup> Trans. Am. Soc. Steel Treat. 6 (1924) S. 669/91; vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 782/4.

<sup>2)</sup> St. u. E. 46 (1926) S. 784.

<sup>3)</sup> Z. B. Enlund: J. Iron Steel Inst. 111 (1925) S. 305 ff.; Whiteley, ebenda S. 315 ff.

in der Regel leichter sei als die Mineralien in der Asche, aus denen sie entstanden ist. Sie führen letzteren Punkt auf die an sich selbstverständliche Tatsache zurück, daß während der Verbrennung eine erhebliche Veränderung der Karbonate, Silikate (Hydratwasserabgabe), Sulfate und Sulfide stattfindet. Parr hat daher schon vorgeschlagen, die im Laboratorium ermittelten Werte für Asche mit einem Korrektionsfaktor zu multiplizieren, um damit den wahren Aschengehalt kennenzulernen. Ueber die möglichen Unterschiede in dieser Richtung werden keine zahlenmäßigen Belege angeführt.

Als mittlere Aschenzusammensetzung bei Steinkohlen werden folgende Werte genannt:

40 bis 60 % SiO <sub>2</sub>	0,5 bis 4 % MgO
20 bis 35 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,5 bis 3 % TiO <sub>2</sub>
5 bis 25 % Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1 bis 4 % Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O
1 bis 15 % CaO	

In der nachstehenden, von Marson und Cobb zusammengestellten Zahlentafel 1 werden die Verbindungen aufgeführt, die in der Kohlenasche am häufigsten zu finden sind.

Zahlentafel 1. Anorganische Bestandteile der Kohlenasche.

Anorganische Bestandteile	Art des Vorkommens	
Silizium	als Kieselsäure bzw. Silikate	
Aluminium	als Aluminiumoxyd in Verbindung mit Kieselsäure	
Eisen	als Pyrit und Markasit als Eisenoxydul als Ferrosulfat als Eisenoxyd als Ferrisulfat als organisch gebundenes Eisen	in kleinen Mengen
Kalzium	als Eisensilikate als Oxyd, Karbonat, Sulfat und Silikat	
Magnesium	als Karbonat, Silikat	in kleinen Mengen
Kalium und Natrium	als Silikat, Karbonat, Chlorid	
Mangan	als Karbonat, Silikat	in kleinen Mengen
Schwefel (anorganisch)	als Pyrit, Markasit als Ferrosulfat als Ferrisulfat als Kalziumsulfat	
Phosphor	als Phosphat	in kleinen Mengen

Ueber die Verteilung des anorganischen Schwefels in der Kohlenasche gibt für eine Reihe von amerikanischen Kohlen Zahlentafel 2 Aufschluß.

Zahlentafel 2. Schwefelvorkommen in verschiedenen amerikanischen Kohlenorten.

Vorkommen	Art des Schwefelvorkommens in %			
	Pyrit	Sulfat	organisch	Gesamt-schwefel
Upper Freeport, Pa. . .	0,47	0,07	0,62	1,16
Pittsburgh, Pa. . . . .	0,79	0,23	0,63	1,68
Pocahontas, W. Va. . . .	0,08	0,01	0,46	0,55
Elkhorn, Ky. . . . .	0,13	0,04	0,51	0,68
Coal Creek, Tenn. . . . .	1,75	0,71	1,78	4,24
Cherokee, Kans. . . . .	1,99	0,32	0,71	3,02

Nach den Befunden der Verfasser enthalten frischgeförderte Kohlen weniger Sulfatschwefel als die gleichen Kohlen, wenn sie erst längere Zeit an der Luft gelegen haben (Oxydation eines Teils des Sulfidschwefels). Der organische Schwefel läßt sich im Gegensatz zum Pyritschwefel durch Waschen nicht entfernen.

Ueber die verschiedenen Arten, in denen Schwefel im Koks vorhanden ist, wurde erst kürzlich be-



richtet<sup>1)</sup>, so daß dieser Abschnitt hier nur kurz erwähnt zu werden braucht. Die vier Arten des Vorkommens sind folgende:

1. Ferrosulfid,
2. Sulfatschwefel,
3. freier Schwefel,
4. Schwefel in fester Lösung.

Der Menge nach vorherrschend sind Schwefel in fester Lösung und Sulfidschwefel. Ergänzend zu bemerken wäre hier noch, daß in trocken gekühltem Koks außer obigen Arten Schwefel neuerdings auch noch in Spuren Sulfid- und Thiosulfatschwefel festgestellt werden konnte. Sulfatschwefel und freier Schwefel sollen nach Angabe der Verfasser ganz im Koks fehlen, wenn man den Koks-kuchen übergaren läßt und ihn dann schnell löscht. Beim Löschen des Kokses unter beschränkter Luftzufuhr soll sich nach Powell freier Schwefel entsprechend der Gleichung



bilden. Ein Teil des organischen Schwefels der Ausgangskohle wird im Teer wiedergefunden.

Eisen soll nach Sinnatt und Simpkin<sup>2)</sup> in der Kohle als „Ankerite“ (Kalzium, Magnesium und Eisenkarbonat), als Eisenoxyd oder -karbonat, als wasserlösliche Eisensalze, als Silikat und als Pyrit enthalten sein. Die einzelnen Vorkommen schwanken in den weitesten Grenzen, wobei der Pyrit der Menge nach vorherrscht.

Im Hinblick auf die einzelnen Verwendungszwecke der Kohle hat die Asche je nach ihrer Zusammensetzung verschiedenen Einfluß. Nach den Vorschriften der Amerikanischen Gesellschaft für Materialprüfung soll Gas- bzw. Koks-kohle nicht mehr als 9 % Asche enthalten. Der Schwefelgehalt eines Gaskokses soll 1,5 %, der eines Gießereikokses 1,0 % und der eines Hochofenkokses 1,3 % nicht überschreiten. Der Schwefelgehalt im Leuchtgas soll höchstens 63 mg je m<sup>3</sup> betragen. Durch all diese Bestimmungen ist die Auswahl der Koks- und Gaskohlen von vornherein bis zu einem gewissen Grade beschränkt.

Im Hochofenkoks ist ein hoher Aschengehalt ebenfalls sehr unerwünscht. Jedes Kilogramm zuschlagliche Schlacke benötigt auf Grund von Ermittlungen, die an 30 Hochofen angestellt wurden, 0,52 kg Koks (mit 86 % fixem Kohlenstoff) mehr. Jedes Prozent Asche über den Normalgehalt entwertet den Koks im Hinblick auf die Roheisenerzeugung um 1,25 R.-M.

Die Annahme, daß die Härte des Kokses durch Reaktion einzelner Aschenbestandteile unter Siliziumkarbid und Eisensilizidbildung bedingt ist, findet wenig Anklang.

Lessing und Banks<sup>3)</sup> untersuchten den katalytischen Einfluß von künstlich während der Verkokung (laboratoriumsmäßig) beigefügten mineralischen Bestandteilen und wollen dabei eine Erhöhung der Koksausbeute (erhöhter Kohlenstoffgehalt) festgestellt haben.

Marson und Cobb<sup>4)</sup> haben in ähnlicher Richtung Versuche angestellt. Sie nahmen eine Kohle mit weniger als 1 % Asche und verkokten sie nach Mischung mit den verschiedensten Oxyden (SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO bzw. CaCO<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> und NaOH) bei 500 und 800°. Die bei 500° mit Kieselsäure, Tonerde und Kalziumoxyd verkokten Kohlenmischungen (jeweils 5 %) zeigten geblähten und ungleichmäßigen Aufbau. Bei 800° ergaben

<sup>1)</sup> St. u. E. 46 (1926) S. 226. Powell: J. Am. Chem. Soc. 45 (1923) S. 1/15.

<sup>2)</sup> J. Soc. Chem. Ind. 41 (1922) S. 164.

<sup>3)</sup> J. Chem. Soc. 125 (1924) S. 2344.

<sup>4)</sup> Gas-J. 171 (1925) S. 39.

<sup>5)</sup> Brennstoff-Chem. 55 (1924) S. 384.

sich dichtere, aber immer noch geblähte Koks-kuchen. Die Beimischung von Natronlauge zerstört die Backfähigkeit der Kohle. Durch Zusatz von Eisenoxyd wurde der Koks hart und dicht. Ein weiterer Zuschlag von Natriumkarbonat verbesserte dann den an sich schon gut gewordenen Koks noch mehr.

Durch Zufügung von Eisenoxyd, gebranntem oder ungebranntem Kalk erniedrigt sich der Stickstoffgehalt des Kokses, durch Beimischung von Natronlauge und Soda wird er erhöht.

Im Hinblick auf den Einfluß von Eisenoxyd auf die Reaktionsfähigkeit von Koks verweisen die Verfasser auf die Arbeit von Bahr<sup>5)</sup>.

Bei Verwendung der Kohle in Kesselfeuerungen ist besonders der Erweichungs- und Schmelzpunkt einer Kohlenasche von Wichtigkeit. Die Erweichungstemperaturen der amerikanischen Kohlen sollen zwischen 1040 und 1780° liegen. Im Hinblick darauf werden die Aschen in drei Klassen eingeteilt:

1. Klasse: schwer schmelzbare Aschen, deren Erweichungspunkt über 1427° liegt,
2. Klasse: mittelschwer schmelzbare Aschen, deren Erweichungspunkt zwischen 1205 und 1427° liegt,
3. Klasse: leicht schmelzbare Aschen, deren Erweichungspunkt unter 1205° liegt.

Da es kein Laboratoriumsverfahren gibt, das einen einwandfreien Rückschluß auf das Verhalten einer Asche im Großbetriebe gestattet, ist das Bureau of Mines dabei, unter Berücksichtigung aller in Frage kommenden Einflüsse in einem größeren Versuchsofen eine Reihe von Kohlen in dieser Richtung zu untersuchen und die Ergebnisse für den praktischen Betrieb auszuwerten.

Bei Betrachtung der Gründe für die verschiedene Schmelzbarkeit der Aschen wird auf die bekannten Einflüsse von Kieselsäure, Eisenoxyd und Tonerde hingewiesen und besonders auf die im Brennstoffbett mögliche Umsetzung von Pyrit in Eisensilikat mit ihrem Schmelzpunkt erniedrigenden Einfluß. Der freie Schwefel hat nach Angabe der Verfasser keinen, der organische und der Sulfatschwefel nur geringen Einfluß auf die Schmelzbarkeit einer Asche. Allgemein gilt der Satz, daß kieselsäure- und tonerdereiche Aschen schwer schmelzen im Gegensatz zu den gips- und pyrithaltigen Aschen. Die nachfolgende Zahlentafel 3 zeigt die Analysen von fünf amerikanischen Kohlen mit Angabe des Erweichungspunktes.

Die Frage des Angriffs verschiedener Aschen auf feuerfeste Stoffe wird nur kurz gestreift und darauf hingewiesen, daß hierbei ein Zusammenhang zwischen der Höhe der Kammertemperatur, der Natur der Asche und

Zahlentafel 3. Erweichungspunkte verschiedener amerikanischer Kohlen.

Probe Nr.	Erweichungs- punkt °C	Aschenbestandteile								
		SiO <sub>2</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	TiO <sub>2</sub> %	CaO %	MgO %	Na <sub>2</sub> O %	K <sub>2</sub> O %	SO <sub>3</sub> %
1	1130	30,7	19,6	18,9	1,1	11,3	3,7	1,9	0,5	12,2
2	1270	46,2	22,9	7,7	1,0	10,1	1,6	0,7	0,8	8,9
3	1370	49,7	26,8	11,4	1,2	4,2	0,8	1,6	1,3	2,5
4	1500	51,0	30,9	10,7	1,9	2,1	0,9	1,0	0,4	0,6
5	1590	58,5	30,6	4,2	1,8	2,0	0,4	0,7	0,9	0,9

der Zusammensetzung der Steine bestehe. Mittelbar spielt auch der Heizwert der Kohle, besonders bei Kohlen mit niedrigem Aschengehalt, eine gewisse Rolle.

Besondere Aufmerksamkeit wird im Hinblick auf die Schlackenbildung bei Kohlenstaubfeuerungen verlangt. Bei Staubfeuerung zur Zementöfen kommt der Asche untergeordnete Bedeutung zu. Bei Anwendung der Staubfeuerung für metallurgische Oefen wird dagegen Schwefelarmut verlangt (nicht über 1 % Schwefel in Kohle bei höchstens 9,5 % Asche).

Für die Wassergaserzeugung wird ebenfalls aschenarme Kohle bzw. Koks verlangt in Anbetracht der er-

heblischen Schwierigkeiten, die ein leichtes Verschlacken der Asche im Gaserzeuger im Gefolge hat. Die Verwendung von Kohle mit viel flüchtigen Bestandteilen zur Wassergaserzeugung wird dabei als möglich hingestellt.

Bei Schmiedekohlen wird ein Höchstgehalt an Asche von 7% bei rd. 1% Schwefelgehalt der Kohle verlangt. Hoherer Schwefelgehalt ist nicht erwünscht, da er das Eisen rotbrüchig macht.

Für Hausbrandkohle ist die Zusammensetzung der Asche nicht so wesentlich wie der Aschengehalt überhaupt, der möglichst niedrig zu halten ist. Kohlen, die zur Kokserzeugung für Hausbrandzwecke verwendet werden, sollen einen Aschenschmelzpunkt von über 1200° haben, um eine Zerstörung des feuerfesten Ofenfutters der in Frage kommenden Öfen nach Möglichkeit zu vermeiden.

Zum Schluß weisen die Verfasser zusammenfassend nochmals auf die Wichtigkeit der Kenntnis der Art und der Verteilung der aschenbildenden Kohlenbestandteile im Hinblick auf die verschiedensten Verwendungsmöglichkeiten der Kohle hin. Dr.-Ing. Fr. Müller.

**Eine Einführung in die Metallographie mit ultraviolettem Licht**

bot ein Vortrag von F. F. Lucas, New York. Nach Abbe besteht zwischen dem Auflösungsvermögen z eines Objektivs, seiner numerischen Apertur a und der angewandten Lichtwellenlänge λ die Beziehung<sup>1)</sup>

$$z = \frac{2a}{\lambda}$$

Da man in der Metallographie mit der Vergrößerung der Apertur auf 1,40 bereits die praktische Grenze erreicht hat, ist eine weitere Steigerung des Auflösungsvermögens nur durch Verkleinerung der Wellenlänge, also Uebergang zu ultraviolettem Licht erreichbar. Weil jedoch dieses von Glas absorbiert wird, müssen die optischen Teile aus Quarz gefertigt werden. Bei der Firma Zeiß sind durch Köhler und von Rohr schon vor 20 Jahren Quarzobjektive entwickelt worden, die für eine bestimmte Wellenlänge korrigiert sind, die sogenannten Monochromate, sowie vollständige mikrophotographische Einrichtungen, die mit diesen ausgerüstet sind. Etwa vor vier Jahren gaben die Bell-Telephon-Laboratorien in New York bei Zeiß einen derartigen Apparat für metallographische Zwecke in Auftrag. Die ursprünglich gewünschte wagerechte Anordnung wie bei der Martens-einrichtung wurde von Zeiß durch die zweckmäßiger erscheinende senkrechte Anordnung des Mikroskops ersetzt. Abb. 1 zeigt schematisch die Anordnung des optischen Systems, wobei jedoch zu bemerken ist, daß Lichtquelle, Kollimator und Quarzprismen nicht in einer senkrechten, sondern in einer wagerechten Ebene liegen. Die Lichtquelle ist eine Magnesium- oder Kadmium-Funkenstrecke. Das Licht wird durch die beiden Prismen spektral zerlegt. Bei Magnesium wird die Linie 280 μμ, bei Kadmium die Linie 275 μμ benutzt. Der Kadmiumfunke ist lichtschwächer und macht mehr Geräusch als der Magnesiumfunke. Als Nachteil des Magnesiums sieht der Verfasser dagegen an, daß die Linie 280 eine Doppellinie ist; denn er nimmt an, daß hierdurch doppelte Bilder entstehen. Die Funkenstrecke wird mit 10 000 V betrieben, welche Spannung durch einen Umformer aus der 220-V-Wechselstromspannung erzeugt wird, wie in Abb. 2 schematisch dargestellt ist. Die Lichtquelle samt Zubehör ist auf einer optischen Bank auf einem besonderen Untergestell montiert und mit einem Schutzkasten mit gelben Glasscheiben bedeckt. Es sind 5 Quarzokulare mit Vergrößerungen von 5 bis 20 und folgende monochromatischen Objektiv vorgesehen:

	Brennweite	Numerische Apertur
Trockensystem . . . . .	6 mm	0,35
Glyzerinsystem . . . . .	2,5 „	0,85
Immersionssystem . . . . .	1,7 „	1,25

<sup>1)</sup> Vgl. St. u. F. 46 (1926) S. 782.

In einer Zahlentafel sind die optischen Kameralangen und Vergrößerungen zusammengestellt. Zwei Bedingungen sind zur Erzielung guter Bilder erforderlich: genaue Zentrierung des Lichts und vollkommene Scharfstellung. Die Schwierigkeiten, diese Bedingungen zu erfüllen, liegen einmal darin, daß unsichtbares Licht ange-

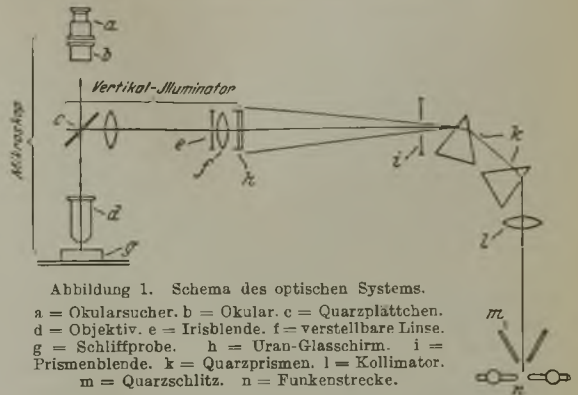


Abbildung 1. Schema des optischen Systems.

- a = Okularsucher. b = Okular. c = Quarzplättchen.
- d = Objektiv. e = Irisblende. f = verstellbare Linse.
- g = Schliffprobe. h = Uran-Glasschirm. i = Prismenblende. k = Quarzprismen. l = Kollimator.
- m = Quarzschlitz. n = Funkenstrecke.

wendet wird, und zweitens darin, daß die Lichtstärke des spektral zerlegten Funkenlichtes gering ist. Mit welchen Hilfsmitteln und Kunstgriffen diese Schwierigkeiten mehr oder weniger behoben werden, wird vom Verfasser ziemlich ausführlich geschildert. Immerhin bleibt die Einrichtung, wie der Verfasser sagt, die verwickelteste

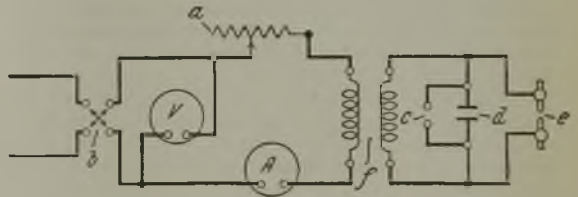


Abbildung 2. Schema des elektrischen Systems.

- a = veränderlicher Kohleplattenwiderstand. b = doppelpoliger Schalter. c = Sicherheits-Funkenstrecke. d = Kondensatoren. e = Kadmium- oder Magnesium-Funkenstrecke. f = Umformer (Primärstrom 220 V 60 Per., Sekundärstrom 10 000 V).

und schwierigst zu handhabende, die je in der Metallographie benutzt wurde. Dafür soll auch ihre Leistungsfähigkeit die der apochromatischen Systeme gleicher Apertur um mehr als das Doppelte übertreffen. Lucas bringt als Beleg einige Gefügebilder bekannter Strukturen. Der Berichterstatter enthält sich, da ihm nicht die Originale, sondern nur die Druckwiedergaben vorliegen, des Urteils, ob hier wirklich ein Fortschritt erreicht ist. Im Absorptions- bzw. Reflexionsvermögen gegenüber ultraviolettem Licht verhalten sich die Gefügebilde der Eisen-Kohlenstoff-Legierungen nicht viel anders als gegen sichtbares Licht. Es darf vielleicht erwähnt werden, daß der Verfasser zwischen nicht angelassenem Martensit (helle Nadeln) und schwach angelassenem Martensit (dunkle Nadeln) unterscheidet, während er früher<sup>1)</sup> diesen Unterschied übersehen hatte.

Die vorliegende Arbeit will nur als eine erste Studie auf diesem Gebiete gelten. An der Vervollkommnung der Einrichtung wird weitergearbeitet. H. Schottky.

**Patentbericht.**

**Deutsche Patentanmeldungen<sup>2)</sup>.**

(Patentblatt Nr. 51 vom 23. Dezember 1926.)

Kl. 1 a, Gr. 37, B 113 686. Verfahren zur Verbesserung des Koksens durch Ausscheidung der Faserkohle aus dem Ausgangsgut. Berg- und Hüttenwerksgesellschaft, Brünn, und Alfred Gobiet, Karwin.

<sup>1)</sup> A. a. O.

<sup>2)</sup> Die Anmeldungen liegen von dem angegebenen Tage an während zweier Monate für jedermann zur Einsicht und Einsprucherhebung im Patentamt zu Berlin aus.



Kl. 7 a, Gr. 27, K 96 875. Anordnung von Zuführungswalzen für Walzwerke. Fried. Krupp, Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau.

Kl. 10 a, Gr. 12, M 91 934. Bedienungsvorrichtung für die Stopftüren von Kammeröfen zur Erzeugung von Gas und Koks. Maschinenfabrik G. Wolff jr., Linden a. d. Ruhr.

Kl. 10 a, Gr. 26, R 62 741. Anlage zur Tieftemperaturverschmelzung. Dr.-Ing. Edmund Roser, Mülheim a. d. Ruhr, Johannisstr. 2.

Kl. 14 f, Gr. 8, G 66 139. Druckflüssigkeitssteuerungsvorrichtung. Gutehoffnungshütte Oberhausen, A.-G., Oberhausen (Rhld.).

Kl. 18 a, Gr. 1, A 43 515. Verfahren zum Rösten oxydischer und karbonatischer Erze. Dr. Anton Apold, Wien, und Dr. Hans Fleißner, Leoben.

Kl. 18 a, Gr. 16, Sch 69 174. Verfahren zur Erhöhung der Wärmeaufnahme- und Wärmeabgabefähigkeit von Luft oder anderen Gasen bei Feuerungsanlagen, insbesondere Hochofenwinderhitzern u. dgl. Dipl.-Ing. Alfred Schack u. Dr.-Ing. Kurt Rummel, Düsseldorf, Breite Straße 27.

Kl. 18 b, Gr. 16, E 32 025. Konverter und Verfahren zum Betrieb desselben. Eisen- und Stahlwerk Hoesch, A.-G., Dortmund.

Kl. 18 c, Gr. 9, M 93 766. Glühöfen mit mehreren Kammern. Alfred Menzel, Siegen, Obere Hauslingstr. 17.

Kl. 24 e, Gr. 1, A 45 524. Warmespeicher zur Ausnutzung der Blasegase von Gaserzeugern mit Wechselbetrieb. Aktiengesellschaft für restlose Vergasung, Nordhausen a. H.

Kl. 24 e, Gr. 3, St 40 629; Zus. z. Anm. St 33 926. Schachtofen für das Verfahren nach Patentanmeldung St 33 926. Stettiner Chamottefabrik, A.-G., vorm. Dider, Stettin.

Kl. 24 l, Gr. 7, V 20 895. Schutzvorrichtung für die Wände von Feuerungen, insbesondere Kohlenstaubeuerungen, bestehend aus Kühlwasser führenden Hohlkörpern. Wilhelm Vedder, Essen a. d. Ruhr, Wandastr. 18.

Kl. 31 c, Gr. 7, D 48 442. Belastungsmittel für Formkasten. Svend Dyhr, Charlottenburg, Knesebeckstr. 72-73.

Kl. 31 c, Gr. 8, E 33 140. Verfahren zur Herstellung von Gießerei-Modellen und Modellplatten. Carl Conrad Engelke, Hannover, Dietrichstr. 5 a.

Kl. 31 c, Gr. 15, D 47 105 mit Zus.-Anm. D 50 444. Verfahren zum Reinigen und Entgasen von flüssigem Metall, insbesondere Eisen durch Rütteln. Dr. Josef Dechesne, Rostock, Lloydstr. 4.

Kl. 31 c, Gr. 25, E 33 139. Gießverfahren zur Herstellung von Automobilzylindern. Carl Conrad Engelke, Hannover, Dietrichstr. 5 a.

Kl. 40 a, Gr. 5, K 95 277. Dichtung für in einem feststehenden Gehäuse umlaufende Trommeln, wie Drehrohröfen u. dgl. Fried. Krupp, Grusonwerk, A.-G., Magdeburg-Buckau.

Kl. 48 b, Gr. 2, St 39 270. Fördervorrichtung für Platten, z. B. Blechplatten. Lawrence Carr Steele, Baltimore (V. St. A.).

Kl. 48 b, Gr. 10, Sch 68 562. Verfahren zur Erzeugung metallischer Ueberzüge mittels durch Lichtbogen verdampften Metalls. Johannes Michael Schmierer, Berlin-Friedenau, Isoldestr. 1.

Kl. 80 b, Gr. 8, L 60 993 mit Zus.-Anm. L 61 044. Verfahren zur Herstellung von Silikasteinen. Nicola Lengersdorf, Dresden, Leon-Pohle-Str. 2.

## Deutsche Gebrauchsmustereintragungen.

(Patentblatt Nr. 51 vom 23. Dezember 1926.)

Kl. 12 e, Nr. 973 644. Anordnung von Elektroden-drahten für elektrische Gasreinigungsanlagen. Maschinenfabrik Beth, A.-G., Lübeck.

Kl. 24 k, Nr. 973 159. Decke für Industrieöfen u. dgl. Feuerungsanlagen. Theobald Schütz, Betzdorf a. d. Sieg.

Kl. 42 f, Nr. 973 016. Wageeinrichtung für Meßgefäße von Förderanlagen. Demag, A.-G., Duisburg.

Kl. 42 l, Nr. 973 000. Apparat zur Bestimmung des Schwefels in Stahl und Eisen. Dr. W. Herwig, Siegburg.

Kl. 81 e, Nr. 973 519. Kokstransportwagen. Demag, A.-G., Duisburg.

## Deutsche Reichspatente.

Kl. 18 b, Gr. 20, Nr. 431 030, vom 2. Oktober 1921; ausgegeben am 1. Oktober 1926. Adolf Weber in Berlin. (Erfinder: Dr.-Ing. Franz Sommer und Dr.-Ing. F. Rapatz in Düsseldorf.) *Korrosionssichere Stahlegierung.*

Die Legierung, die auch walz- und schmiedbar ist, besitzt folgende Gehalte: Kohlenstoff 0,1 bis 1 %, Silizium 1 bis 5 %, Chrom 8 bis 20 % und Kupfer 1 bis 5 %. Die Legierung rostet nicht, wird von Salzwasser nicht, von verdünnter Schwefel- und Salzsäure nur sehr schwer angegriffen und ist gegen konzentrierte Schwefelsäure vollkommen unempfindlich.

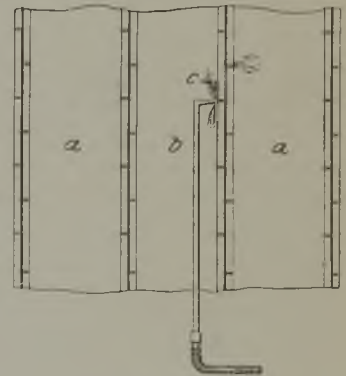
Kl. 24 c, Gr. 2, Nr. 433 481, vom 1. Juni 1924; ausgegeben am 31. August 1926. Askania-Werke, A.-G., vormals Centralwerkstatt Dessau, und Carl Bamberg-Friedenau in Berlin-Friedenau. *Verfahren zur Regelung des Gasgemisches bei mit natürlichem Saugzug arbeitenden, mit Gas geheizten Feuerungsanlagen.*

Der Druck des Gases an der Gaseinströmestelle wird auf Atmosphärendruck gehalten, und die Regelung erfolgt lediglich durch Veränderung des Zuges. Es wird dann durch den natürlichen Zug der Feuerungsanlage stets das einmal eingestellte richtige Verhältnis von Luft und Gas selbsttätig beibehalten werden. Das Verfahren ist insbesondere für große Feuerungsanlagen, wie mit Hochofengas beheizte Kessel, Cowper u. dgl., bestimmt.

Kl. 24 c, Gr. 5, Nr. 433 482, vom 5. Februar 1925; ausgegeben am 31. August 1926. Dr.-Ing. Gustav

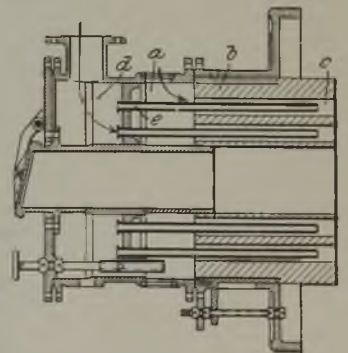
Offe in Köln a. Rhein. *Verfahren zur Auffindung von Undichtigkeiten zwischen Luft- und Abgaskanal der Luftvorheizung bei Gaserzeugungsöfen.*

Die Fugen der Trennwand zwischen Luftkanal b und Abgaskanal a werden mit einer durch Karburieren leuchtend gemachten Preßgasflamme c auf der Luftkanalseite abgetastet, und gleichzeitig wird der Abgaskanal auf durch undichte Stellen schlagende Flammen beobachtet.



Kl. 24 c, Gr. 10, Nr. 433 483, vom 24. Oktober 1924; ausgegeben am 31. August 1926. Wilhelm Wefer in Aachen. *Gasbrenner mit einem von einer Gaskammer ausgehenden Bündel Röhren.*

Vor der Luftkammer a ist ein feuerfester Körper b angeordnet, welcher eine größere Anzahl von Längsbohrungen c enthält, in welche die von der Gaskammer d ausgehenden Röhren e hineinragen. Bei jedem Brenner ist nun der Düsenkörper b oder die Röhren e in der Längsrichtung gegeneinander verschiebbar und gegebenenfalls austauschbar angeordnet. Dadurch wird die Möglichkeit der Einstellung des Brenners nach der Güte des Gases und dem Gasdruck gegeben.



## Statistisches.

### Die Ruhrkohlenförderung im November 1926.

Im Monat November 1926 wurden im Ruhrgebiet insgesamt in 24½ Arbeitstagen 10 441 017 t Kohlen gefördert (bei achtstündiger Schichtzeit) gegen 10 485 369 t in 26 Arbeitstagen im Oktober 1926, 8 522 106 t in 24 Arbeitstagen im November 1925, 6 172 248 t in 23¼ Arbeitstagen im November 1919 (7stündige Schichtzeit) und 8 932 276 t in 23⅞ Arbeitstagen im November 1913 (8½stündige Schichtzeit). Arbeitstäglich betrug die Kohlenförderung im November 1926 430 557 t, im Oktober 1926 403 283 t, November 1925 355 088 t, November 1919 265 473 t, November 1913 386 261 t. — Die Kokserzeugung des Ruhrgebiets stellte sich im November 1926 auf 2 200 304 t, im Oktober 1926 2 001 166 t, November 1925 1 729 803 t, November 1919 1 572 162 t, November 1913 2 055 401 t. Die tägliche Kokserzeugung betrug im November 1926 73 343 t, Oktober 1926 64 554 t, November 1925 57 660 t, November 1919 52 405 t, November 1913 68 513 t. — Die Brikettherstellung belief sich im November 1926 auf 315 974 t, Oktober 1926 315 636 t, November 1925 312 391 t, November 1919 249 088 t, November 1913 391 258 t. Arbeitstäglich wurden hergestellt an Briketts im November 1926 13 030 t, Oktober 1926 12 140 t, November 1925 13 016 t, November 1919 10 713 t, November 1913 16 919 t. Die Gesamtzahl der beschäftigten Arbeiter betrug Ende November 1926 407 512 gegen 400 891 Ende Oktober 1926 und 366 382 Ende Juni 1926. Im November 1926 sind 6621 Bergarbeiter, seit Ende Mai 1926 (Beginn des englischen Bergarbeiterstreiks) 42 273 Bergarbeiter neu eingestellt worden.

### Die Saarkohlenförderung im Oktober 1926.

Nach der Statistik der französischen Bergwerksverwaltung betrug die Kohlenförderung des Saargebiets im Oktober 1926 insgesamt 1 168 813 t; davon entfallen auf die staatlichen Gruben 1 139 615 t und auf die Grube Frankenholz 29 198 t. Die durchschnittliche Tagesleistung betrug bei 25,74 Arbeitstagen 45 414 t. Von der Kohlenförderung wurden 88 747 t in den eigenen Werken verbraucht, 29 257 t an die Bergarbeiter geliefert, 30 193 t den Kokereien zugeführt sowie 998 410 t zum Verkauf und Versand gebracht. Die Haldenbestände vermehrten sich um 22 206 t. Insgesamt waren am Ende des Berichtsmonats 83 160 t Kohle, 2512 t Koks und 34 t Briketts auf Halde gestürzt. In den eigenen angegliederten Betrieben wurden im Oktober 1926 22 490 t Koks hergestellt. Die Belegschaft betrug einschließlich der Beamten 76 412 Mann. Die durchschnittliche Tagesleistung der Arbeiter unter und über Tage belief sich auf 692 kg.

### Die Roheisen- und Stahlerzeugung des Saargebiets im Oktober 1926.

	Roheisen t	Rohstahl t
Monatsdurchschnitt 1913 . . . . .	114 248	173 319
Monatsdurchschnitt 1925 . . . . .	121 088	131 224
Januar 1926 . . . . .	130 405	136 757
Februar . . . . .	118 388	123 941
März . . . . .	134 102	153 421
April . . . . .	127 760	140 581
Mai . . . . .	134 228	134 507
Juni . . . . .	136 366	137 196
Juli . . . . .	139 933	150 204
August . . . . .	138 925	146 142
September . . . . .	137 480	150 653
Oktober . . . . .	144 064	151 691
Monatsdurchschnitt Jan. bis Okt. 1926 . . . . .	134 165	142 509

### Schwedens Bergwerks- und Eisenindustrie im Jahre 1925.

Nach der amtlichen schwedischen Statistik<sup>1)</sup> wurden im Jahre 1925, verglichen mit den Vorjahren, gefördert bzw. erzeugt:

<sup>1)</sup> Sveriges Officiella Statistik, Berghantering, 1925. — Vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 21/2.

Jahr	Kohle t	Eisenerz t	Roheisen t	Schweißblechen und Stahl t
1913	363 965	7 475 571	730 207	749 350
1923	419 569	5 588 173	282 607	309 650
1924	437 856	6 499 730	513 255	549 918
1925	263 879	8 168 546	431 988	517 980

Die Steinkohlenförderung nahm gegenüber dem Vorjahre um rd. 7,3 % ab. Eingeführt wurden 3 670 498 gegen 3 959 955 t im Vorjahre und 4 903 502 t im Jahre 1913. Der Durchschnittswert je t geforderter Kohle belief sich auf 11,34 Kr. gegen 13,25 Kr. im Vorjahre und 14,10 Kr. im Jahre 1923. Beschäftigt wurden im Berichtsjahre insgesamt 2107 (i. V. 2353) Arbeiter, davon 1483 (1655) unter Tage. Die Jahresförderung je Arbeiter betrug 312 (433) t.

An Koks wurden im Jahre 1925 577 074 t eingeführt gegen 755 003 t im Vorjahre.

Die Eisenerzgewinnung Schwedens im Jahre 1925, umfassend sowohl Stückerz als auch Schlich, betrug insgesamt 8 168 546 t und stieg damit gegenüber dem Vorjahre um 25,7 %. Der Wert der Gesamtförderung betrug 84 304 000 (64 578 000) Kr. oder im Durchschnitt 10,32 (9,93) Kr. je t.

Jahr	Anzahl der Gruben im Betrieb	Erz- förderung t	+ gegenüber dem Vorjahre %
1913 . . . . .	295	7 475 571	+ 11,6
1923 . . . . .	270	5 588 173	- 9,9
1924 . . . . .	265	6 499 730	+ 16,3
1925 . . . . .	279	8 168 546	+ 25,7

An der Förderung waren u. a. beteiligt der Bezirk Norbotten mit 74,8 %, der Bezirk Kopperberg mit 16,7 % und der Bezirk Oerebro mit 3,1 %. Hinsichtlich der Beschaffenheit entfielen von der Forderung des Berichtsjahres 7 564 174 t auf erstklassige Erze, darunter 40 251 t (0,5 %) mit einem Eisengehalt unter 40 %, 113 430 t (1,5 %) mit 40 bis 50 %, 490 945 t (6,5 %) mit 50 bis 60 % und 6919 548 t (91,5 %) mit 60 bis 70 % Eisengehalt. 6 159 187 t (81,4 %) dieser Erze hatten einen Phosphorgehalt von 0,1 % und darüber. An geringwertigen Eisenerzen wurden 105 024 (93 617) t und an Schlich 499 348 (438 435) t gefordert. Ausgeführt wurden im Jahre 1925 insgesamt 8 800 366 (5 947 593) t rohe und aufbereitete Eisenerze im Gesamtwerte von 122 231 335 (82 241 213) Kr. Die Zahl der im Eisenerzbergbau beschäftigten Arbeiter belief sich auf 8120 (7739), die Forderung je Arbeiter betrug 1051 (871) t.

Ueber die Gewinnung anderer als Eisenerze gibt nachstehende Zusammenstellung Aufschluß:

	1913 t	1923 t	1924 t	1925 t
Kupfererz . . . . .	5 458	2 446	174	680
Manganerz . . . . .	4 001	5 045	10 881	10 941
Zinkerz . . . . .	50 752	41 912	47 691	51 183
Schwefel- u. Magnetkies	34 319	58 297	66 353	69 873

Die Roheisenerzeugung hatte im Berichtsjahre gegenüber dem Jahre 1924 eine Abnahme von 15,8 % zu verzeichnen. Getrennt nach Herstellungsverfahren wurden erzeugt:

	1924 t	1925 t
Holzkohlenhochofen . . . . .	418 171	344 751
Hochofen mit Holzkohlen- und Koksfeuerung . . . . .		
Elektrohochofen . . . . .		
Elektroofen . . . . .	3 788	3 178
Insgesamt	513 255	431 988

Getrennt nach den einzelnen Roheisensorten wurden folgende Mengen hergestellt:

	1924 t	1925 t
Gießereirohisen . . . . .	78 164	62 894
Frischerei- und Puddelrohisen	65 855	53 920
Thomas und Bessemerrohisen	107 055	95 148
Martinrohisen . . . . .	251 165	211 031
Gußwaren I. Schmelzung . . . . .	11 016	8 995
Insgesamt	513 255	431 988

Insgesamt waren im Berichtsjahre von 128 vorhandenen Hochöfen 75 gegen 82 im Vorjahre und 117 im Jahre 1913 im Betrieb. Der Gesamtwert der Roheisen-



erzeugung belief sich auf 44678407 Kr. gegen 53036165 Kr. im Jahre 1924, was einem Tonnenwert von 103 Kr. entspricht. Die Haupterzeugungsgebiete waren Kopparberg mit 95 420 t (22,1 %), Gävleborg mit 76 388 t (17,7 %), Örebro mit 73 734 t (17,1 %), Västmanland mit 53 122 t (12,3 %) und Södermanland mit 44 288 t (10,3 %).

An Eisenlegierungen aller Art wurden 30 571 (22 106) t hergestellt, darunter 18 216 (13 218) t Ferro-silizium, 8921 (6052) t Ferrochrom und 1652 (1505) t Ferromangan.

Von der Schweißisen- und Stahlerzeugung der beiden letzten Jahre entfielen 42 862 (48 976) t auf Schweißisen, 475 118 (500 942) t auf Stahlblöcke und Stahlguß; außerdem wurden 63 (44) t Sonderstahl hergestellt. An Rohstahlblöcken und Stahlguß wurden erzeugt:

	1924	1925
Bessemerstahl . . . . .	19 900	20 098
Thomasstahl . . . . .	43 732	32 897
Martinstahl, sauer . . . . .	164 545	184 679
Martinstahl, basisch . . . . .	233 921	193 748
Tiegelstahl . . . . .	1 292	1 108
Elektrostahl . . . . .	37 552	42 588
Insgesamt	500 942	475 118

An Halb- und Fertigerzeugnissen wurden im Berichtsjahre, verglichen mit dem Vorjahre, hergestellt:

	1924	1925
Stabeisen und Stabstahl . . . . .	162 952	169 619
Rohblöcke . . . . .	18 254	13 715
Vorgewalzte Blöcke, Knüppel usw. . . . .	295 582	298 669
Röhren . . . . .	13 475	12 579
Sonstiges Halbzeug . . . . .	38 909	39 155
Winkeleisen, Träger usw., Radreifen . . . . .	20 723	15 879
Eisenbahnschienen . . . . .	188	236
Laschen und Unterlagsplatten . . . . .	577	207
Achsen . . . . .	1 599	1 699
Handeisen . . . . .	10 566	11 595
Band- und anderes Feineisen . . . . .	76 084	77 597
Walzdraht . . . . .	53 020	44 628
Röhrenstreifen . . . . .	4 740	6 273
Grob- und Mittelbleche . . . . .	13 795	17 089
Feinbleche . . . . .	32 006	35 733

An Betriebsvorrichtungen waren in Schweiß-eisen- und Stahlwerken vorhanden:

Lancashire-Frischfeuer	85	Siemens-Martin-Oefen	
Wallonische „	7	basisch . . . . .	32
Sonstige „	6	Tiegel-Oefen . . . . .	3
Bessemer-Birnen . . . . .	9	Elektrostahl-Oefen	
Thomas-Birnen . . . . .	6	1. Lichtbogen-Oefen	23
Siemens-Martin-Oefen sauer . . . . .	37	2. Induktions- „	3

In der Eisenindustrie wurden insgesamt 25 397 (26 117) Arbeiter beschäftigt.

**Die Ergebnisse der polnisch-oberschlesischen Bergbau- und Eisenhüttenindustrie in den Monaten September und Oktober 1926<sup>1)</sup>.**

Gegenstand	September	Oktober
	1926	1926
	t	t
Steinkohlen . . . . .	2 681 771	2 522 266
Eisenerze . . . . .	61	42
Koks . . . . .	90 449	96 689
Rohteer . . . . .	4 104	4 383
Teerpech . . . . .	327	819
Teeröle . . . . .	168	373
Rohbenzol und Homologen . . . . .	1 162	1 247
Schwefelsaures Ammoniak . . . . .	1 343	1 430
Steinkohlenbriketts . . . . .	21 232	18 700
Roheisen . . . . .	25 480	24 046
Gußwaren II. Schmelzung . . . . .	1 553	1 562
Flußstahl . . . . .	47 929	53 306
Stahlguß . . . . .	589	847
Halbzeug zum Verkauf . . . . .	3 017	4 170
Fertigerzeugnisse der Walzwerke . . . . .	39 141	42 163
Fertigerzeugnisse aller Art der Verfeinerungsbetriebe . . . . .	10 557	11 711

<sup>1)</sup> Vgl. Z. Berg-Hüttenm. V. 65 (1926) S. 851 ff.

**Eisen- und Stahlerzeugung Luxemburgs im November 1926.**

	Roheisenerzeugung				Stahlerzeugung				
	Thomas-	Gießerd-	Puddel-	zu-	Thomas-	Siemens-	Martin-	Elektro-	zu-
	t	t	t	sammeln	t	t	t	t	sammeln
Januar	199 754	2 689	1230	203 673	171 244	1748	883	178 875	
Febr.	180 528	3 365	1205	185 098	168 180	1600	667	170 447	
Marz	207 466	3 993	1270	212 729	193 038	2121	625	195 784	
April	192 116	4 505	30	196 651	177 830	2144	554	180 528	
Mai	187 627	7 264	5	194 896	167 937	1216	603	169 756	
Juni	204 386	6 865	—	211 251	188 317	1597	440	190 354	
Juli	205 848	5 431	—	211 279	189 039	2012	487	191 538	
August	202 308	7 241	—	209 549	182 301	1265	714	184 280	
Septbr.	203 694	11 213	10	214 917	186 684	1753	715	189 152	
Oktr.	208 811	13 335	690	222 836	192 097	2532	617	195 246	
Nov.	209 230	6 061	1065	216 356	192 404	1042	660	194 106	

**Belgiens Bergwerks- und Hüttenindustrie im 1. Halbjahr 1926.**

Gefördert bzw. hergestellt wurden<sup>1)</sup>:

	1. Halbjahr 1925	1. Halbjahr 1926
Steinkohlen . . . . .	11 606 910	11 934 690
Koks . . . . .	2 174 470	2 404 450
Briketts . . . . .	1 091 250	1 149 630
Roheisen . . . . .	1 531 860	1 503 720
Rohstahl . . . . .	1 418 130	1 439 110
Stahlguß . . . . .	36 660	39 330
Fertigerzeugnisse . . . . .	1 193 680	1 224 610
Schweißstahl . . . . .	79 750	63 170

Von 55 vorhandenen Hochofen waren am

	30. Juni 1926	1. Januar 1926
in Betrieb . . . . .	52	32
außer Betrieb . . . . .	3	23

**Belgiens Bergwerks- und Hüttenindustrie im November 1926.**

	November 1926	Oktober 1926
Kohlenförderung . . . . . t	2 310 270	2 274 000
Kokserzeugung . . . . . t	393 820	417 010
Brikettherstellung . . . . . t	145 360	161 650
Hochofen im Betrieb Ende des Monats	56	55
Erzeugung an:		
Roheisen . . . . . t	309 520	319 690
Rohstahl . . . . . t	302 140	313 630
Stahlguß . . . . . t	7 210	8 090
Fertigerzeugnissen . . . . . t	257 660	256 130
Schweißstahlfertigerzeugnissen . t	16 620	21 080

**Die Roheisen- und Stahlerzeugung der Vereinigten Staaten im November 1926<sup>2)</sup>.**

Infolge der geringeren Anzahl Arbeitstage nahm die Gesamtroheisenerzeugung der Vereinigten Staaten im Monat November 1926 um 97 753 t ab, während die arbeitstägliche Erzeugung eine Steigerung um 384 t zu verzeichnen hatte. Die Zahl der im Betrieb befindlichen Hochofen nahm im Berichtsmonat um zwei ab; insgesamt waren 216 von 374 vorhandenen Hochofen oder 57,7 % in Betrieb. Im einzelnen stellte sich die Roheisenerzeugung, verglichen mit der des Vormonats, wie folgt:

	Oktober 1926	Nov. 1926
	(in t zu 1000 kg)	
1. Gesamterzeugung . . . . .	3 387 553 <sup>3)</sup>	3 289 800
darunter Ferromangan und Spiegeleisen . . . . .	35 819 <sup>3)</sup>	40 099
Arbeitstägliche Erzeugung . . . . .	109 276 <sup>3)</sup>	109 660
2. Anteil der Stahlwerksgesellschaften . . . . .	2 663 275 <sup>3)</sup>	2 568 072
3. Zahl der Hochofen . . . . .	373	374
davon im Feuer . . . . .	218	216

<sup>1)</sup> Nach Comité des Forges de France, Bull. 3973, 1926.

<sup>2)</sup> Nach Iron Trade Rev. 79 (1926) S. 1524 u. 1526.

<sup>3)</sup> Berichtigte Zahl.

Die Stahlerzeugung ging im Berichtsmonat gegenüber dem Vormonat um 9 % zurück. Sie entsprach einer Jahreserzeugung von rd. 45,2 Mill. t und betrug etwa 79,73 % der Leistungsfähigkeit der Werke. Nach den Berichten der dem „American Iron and Steel Institute“ angeschlossenen Gesellschaften, die 94,5 % der gesamten amerikanischen Rohstahlerzeugung vertreten, wurden im November 1926 von diesen Gesellschaften 3 573 680 t Rohstahl hergestellt gegen 3 929 337 t im Vormonat. Die Gesamterzeugung der Vereinigten Staaten ist auf 3 781 673 t zu schätzen, gegen 4 158 029 t im Vormonat. Die arbeitstägliche Leistung betrug bei 26 Arbeitstagen (wie im Vormonat) 145 449 t gegen 159 924 t im Vormonat.

Im November 1926, verglichen mit den vorhergehenden und den einzelnen Monaten des Jahres 1925, wurden folgende Mengen Stahl erzeugt:

	Dem „American Iron and Steel Institute“ angeschlossene Gesellschaften (94,5 % der Rohstahlerzeugung)		Geschätzte Leistung] sämtlicher Stahlwerks-gesellschaften	
	1925	1926 (in t zu 1000 kg)	1925	1926
Januar . . .	4 028 139	3 984 948	4 265 741	4 216 877
Februar . . .	3 603 772	3 650 161	3 816 343	3 862 604
März . . . .	4 028 097	4 309 366	4 265 696	4 560 176
April . . . .	3 441 902	3 959 478	3 644 924	4 189 924
Mai . . . . .	3 317 878	3 788 098	3 513 585	4 008 461
Juni . . . . .	3 076 878	3 601 077	3 258 369	3 810 663
Juli . . . . .	2 962 261	3 505 451	3 136 991	3 709 472
August . . . .	3 285 048	3 844 880	3 478 819	4 068 656
September . .	3 351 123	3 773 920	3 548 790	3 993 566
Oktober . . . .	3 735 005	3 929 337	3 955 316	4 158 029
November . . .	3 748 830	3 573 680	3 969 956	3 781 673
Dezember . . .	3 814 441	—	4 039 437	—

## Wirtschaftliche Rundschau.

**Rheinisch-Westfälisches Kohlsyndikat, Essen, Ruhr.** — Das Rheinisch-Westfälische Kohlsyndikat und die Vereinigung für die Verteilung und den Verkauf von Ruhrkohle, Aktiengesellschaft, veröffentlichen wiederum gemeinsam<sup>1)</sup> ihre Berichte über die Geschäftsjahre 1924/25 und 1925/26. Wir entnehmen den Ausführungen, die durch zahlreiche wertvolle Zahlentafeln und Schaubilder erläutert werden, nachfolgende Einzelheiten:

In den Berichtsjahren 1924/25 und 1925/26 entwickelten sich in der deutschen Wirtschaft und auch im Ruhrbergbau die Vorbedingungen einer Gesundung. Der Ruhrkampf von 1923 hatte trotz aller aus ihm entstandenen Schäden das große Ergebnis gehabt, daß die Stellung Deutschlands in der Welt eine grundlegende Aenderung erfuhr. Wird die aus dieser Krise herausführende Linie politisch mit den Stichworten Ruhr-einbruch — Londoner Abkommen — Dawes-Plan — Locarno — Thoiry gekennzeichnet, so gilt für den Steinkohlenbergbau eine entsprechende Linie vom Ruhrkampf über die Micum-Verträge und die nach dem Londoner Abkommen getroffenen Pariser Vereinbarungen über die Reparationskohlenlieferungen zu dem Kölner Abkommen vom 20. Oktober 1926, das die Reparationsverpflichtung in die Form freier Verkäufe überführt. Auch innerpolitisch festigten sich die Verhältnisse. Nach der zerrüttenden Unsicherheit der vergangenen Jahre konnte man wieder mit stetigeren Begriffen rechnen. Die durch Zwangswirtschaft und Inflation vergiftete Wirtschaft erhielt allmählich wieder gesündere Lebensbedingungen. Das Vertrauen kehrte zurück, besonders auch im Ausland. Mit nüchternem Rechnen paßte sich die Industrie den Notwendigkeiten an. Viele kranke und veraltete Betriebe wurden ausgeschaltet, um den verringerten Bedarf mit den geringsten Gesteungskosten zu decken. Große Substanzverluste wurden in den Kauf genommen, um das Verbleibende lebensfähig zu erhalten. Der organisatorische Gedanke führte, während die uneinheitlichen

Gebilde der Inflationszeit zerfielen, zu einer Fülle von technisch-wirtschaftlich gesunden Zusammenschlüssen in allen Zweigen der Industrie. Die technischen Einrichtungen wurden mit Hilfe der Auslandskredite auf den neuesten Stand gebracht. 1925 ist das Jahr der Rationalisierung.

Im Ruhrbergbau wurde eine große Zahl von Zechen stillgelegt. Auch auf den übrigen Zechen wurden die ungünstigsten Betriebe eingestellt. Die Arbeiterzahl wurde um 100 000 Mann vermindert. Die Mechanisierung wurde mit Hochdruck betrieben. Aber dies alles war doch nur Rettung vor weiterem Absinken, noch keine aufwärtsführende Entwicklung. Im Gegenteil, der Inlandsabsatz an Ruhrkohle, einer der besten Gradmesser des Wirtschaftslebens, zeigt bis in die Mitte des Jahres 1926 hinein eine sinkende Richtung. Ein Abfallen der Absatzzahlen war nur dadurch vermieden worden, daß die Syndikatsleitung schon seit dem Frühjahr 1925 eine kraftige Ausfuhrpolitik betrieb. Anfang 1926 fand sich der Ruhrbergbau bei sinkendem Absatz in der ersten Lage, daß selbst bei der so stark verminderten Belegschaft Feierschichten schon wieder in großem Umfange nötig waren.

Da wurde am 1. Mai 1926 durch den Ausbruch des Bergarbeiterstreiks in England die niederwärts zeigende Konjunkturkurve nach oben umgebogen. Anfangs wenig, aber immer stärker wuchs die Nachfrage im Ausland und schließlich auch im Inland. Ueber Kohle und Eisen erhielt die ganze deutsche Wirtschaft im Herbst 1926 einen gewissen Auftrieb. Bei der Feststellung dieser Tatsache darf aber nicht vergessen werden, daß die bewegende Ursache außerhalb des deutschen Wirtschaftslebens lag, und daß Deutschland nach wie vor unter den erdrückenden Lasten des Dawes-Planes, unter übermäßigen Steuern und hohen sozialen Kosten, insbesondere auch gewaltigen Ausgaben für die Erwerbslosenunterstützung, zu leiden hat. Es bleibt abzuwarten, ob sich trotz alledem eine Konjunktur entwickeln wird, deren Ansätze uns der englische Streik gebracht hat.

Der Nutzen, den der Ruhrbergbau aus diesem Streik gezogen hat, liegt nicht auf dem Gebiet der Erlöse, da das Syndikat nicht so sehr auf hohe Augenblicksgewinne als auf langfristige Verträge hingearbeitet hat, sondern vorwiegend darin, daß in den vergangenen Monaten große Mengen abgesetzt werden konnten und auch jetzt nach Streikende nicht ein plötzlicher Rückschlag zu fürchten ist, sondern noch für einige Zeit günstige Absatzverhältnisse gesichert bleiben.

Die Inlandspreise wurden mit fortschreitender Festigung der Währung und eintretendem Absatzmangel am 1. Juli und 1. Oktober 1924 gesenkt und blieben dann im großen ganzen unverändert. Nur unbedeutende Erhöhungen und Ermäßigungen für einzelne Sorten fanden zur Berücksichtigung der Jahreszeiten und aus besonderen Gründen statt.

Der Syndikatsvertrag vom 30. April 1925 unterscheidet sich von seinen Vorgängern vorteilhaft durch seine längere Dauer. Eine befriedigende Lösung stellt er jedoch nicht dar; vielmehr setzte alsbald die Kritik ein, die sich besonders gegen die getrennte Behandlung des Absatzes in das unbestrittene und das bestrittene Gebiet richtet. Hoffentlich führen die schwebenden Verhandlungen über eine Beseitigung der aufgetretenen Schwierigkeiten zu einem befriedigenden Ergebnis. Am 1. August 1925 nahm das Syndikat wieder die alte Firmenbezeichnung „Rheinisch-Westfälisches Kohlsyndikat“ an.

Da wir bei der Besprechung des Jahresberichtes 1925/26 der Aktiengesellschaft Reichskohlenverband<sup>1)</sup> die Verhältnisse in der deutschen Kohlenwirtschaft schon eingehend geschildert haben, seien aus dem vorliegenden Berichte nur noch einige zahlenmäßige Angaben wiedergegeben.

Die Ein- und Ausfuhrzahlen für Steinkohle in den beiden letzten Jahren stellen sich wie folgt:

<sup>1)</sup> St. u. E. 45 (1925) S. 1410/1.

<sup>1)</sup> St. u. E. (1926) S. 1208/10.



Zahlentafel 1. Ausfuhr des Deutschen Reiches an Steinkohle 1924, 1925 und I. Vierteljahr 1926<sup>1)</sup> einschließlich Zwangslieferungen  
(in 1000 Tonnen)

nach	1924				1925				I. Vierteljahr 1926			
	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>
Frankreich	5 017	11	3263	9 379	5 800	—	4045	11 193	1595	—	1077	3031
Belgien	3 353	—	510	4 033	3 885	84	281	4 341	966	89	47	1118
Italien	3 844	1	127	4 011	2 240	24	112	2 413	1109	11	51	1188
Deutschösterreich	216	—	80	323	324	7	224	630	89	—	70	182
Ungarn	18	—	15	38	20	—	16	41	6	—	1	7
Polen	10	—	25	43	7	—	18	31	—	—	—	—
Ost-Oberschlesien	46	—	65	132	24	—	45	84	—	—	4	5
Danzig	2	—	3	6	—	—	—	—	—	—	—	—
Memel	—	—	—	—	40	—	1	41	14	—	—	14
Holland	5 256	123	171	5 612	6 531	386	185	7 164	1801	11	60	1892
Schweden	—	—	—	—	403	—	209	682	80	—	127	249
Norwegen	225	—	113	376	26	—	35	72	6	2	14	27
Danemark	71	3	71	169	165	69	76	335	47	1	21	76
Schweiz	117	16	188	384	374	50	305	831	77	29	57	182
Tschechoslowakei	402	—	294	794	903	—	186	1 151	220	—	31	261
Südamerika	—	—	—	—	183	14	19	222	214	64	69	361
Luxemburg	26	20	474	678	39	32	1469	2 030	10	9	404	558
Saargebiet	69	—	16	90	230	—	67	319	47	—	7	56
anderen Ländern	393	17	42	466	1 029	129	410	1 705	198	—	19	224
Gesamtausfuhr	19 065	196	5457	26 537	22 223	785	7703	33 288	6479	216	2052	9431

<sup>1)</sup> Nach Angaben des Reichskohlenverbandes. <sup>2)</sup> Koks im Verhältnis 3 : 4 in Kohle umgerechnet. <sup>3)</sup> Von März 1925 ohne Luxemburg. Die Lieferungen an Luxemburg erscheinen von da ab nur noch in freier Ausfuhr.

Nachdem die Steinkohlenausfuhr im Jahre 1923 fast völlig unterbunden war, konnte sie sich im Jahre 1924 wieder kraftig heben. Vor allem war an der Steigerung Holland beteiligt, wohin rd. 5 600 000 t ausgeführt wurden gegen rd. 1 370 000 t im Jahre 1923, 1 205 000 t im Jahre 1922 und 1 262 000 t im Jahre 1921. Im Jahre

1925 erfuhr die Ausfuhr eine weitere Erhöhung, wobei wieder die größte Steigerung auf Holland entfiel; aber auch die übrigen Länder haben, wie aus der Uebersicht hervorgeht, an der Steigerung teilgenommen. Die Ausfuhr im ersten Vierteljahr 1926 zeigt eine weitere Besse- rung.

Zahlentafel 2. Einfuhr des Deutschen Reiches an Steinkohle 1924, 1925 und I. Vierteljahr 1926<sup>1)</sup> (in 1000 Tonnen)

aus	1924				1925				I. Vierteljahr 1926			
	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>	Steinkohlen	Steinkohlen-Briketts	Koks	insgesamt in Kohle ausgedrückt <sup>2)</sup>
Belgien	4	—	—	4	9	—	—	9	—	—	—	—
Großbritannien	5 431	—	241	5 752	3235	—	67	3324	804	—	26	839
Holland	52	2	—	54	205	2	2	210	50	1	3	55
Tschechoslowakei	238	—	7	247	147	—	—	147	31	—	—	31
Saargebiet	289	—	2	292	1085	—	—	1085	255	—	—	255
Ost-Oberschlesien	6 819	114	83	7 044	2708	38	20	2773	4	—	—	4
Lothringen	64	—	1	65	140	—	—	140	26	—	—	26
Amerika	2	—	—	2	—	—	—	—	—	—	—	—
anderen Ländern	1	—	1	2	2	—	—	2	—	—	—	—
Gesamteinfuhr	12 900	116	335	13 462	7531	40	89	7690	1170	1	29	1210

<sup>1)</sup> Nach Angaben des Reichskohlenverbandes. <sup>2)</sup> Koks im Verhältnis 3 : 4 in Kohle umgerechnet.

Infolge der Anstrengungen des Ruhrbergbaues, seine während der Ruhrbesetzung an England verlorengegangene Gebiete des bestrittenen Inlands wieder zurückzugewinnen, sank die Kohleneinfuhr aus England im Jahre 1924 ganz erheblich. Die Einfuhr aus Ost-Oberschlesien ging ebenfalls zurück, hatte aber mit 7 044 000 t den bei weitem größten Anteil an der Kohleneinfuhr des Deutschen Reiches.

Im Jahre 1925 verringert sich die Gesamteinfuhr weiter ganz erheblich. Trotz der englischen Subventionspolitik ging die Kohleneinfuhr aus England von 5 752 000 t im Jahre 1924 auf 3 324 000 t im Jahre 1925 zurück. Einen noch stärkeren Rückgang wies die Einfuhr aus Ost-Oberschlesien auf, die auf 2 773 000 t im Jahre 1925 sank. Diese Erscheinung war in der Hauptsache darauf zurückzuführen, daß mit dem 15. Juni 1925 das Recht Polens auf Einfuhr polnisch-oberschlesischer Kohle nach Deutschland im Umfang des auf Grund des Genfer Abkommens festgesetzten Kontingents (monatlich 500 000 t) erlosch. Die Einfuhr aus dem Saargebiet wies allein eine nennenswerte Erhöhung auf.

Ueber die Versorgung Deutschlands mit Steinkohle unterrichtet Zahlentafel 3.

Der Ausfall der Ruhrkohlenförderung im Jahre 1923 hat lange das Bild der wahren Kohlenlage Deutschlands verschleierte, besonders im Ruhrgebiet selbst. Während der Ruhrbergbau in den ersten Monaten des Jahres 1924 seine Förderung noch ohne größere Schwierigkeiten unterbringen konnte — allerdings spielt hierbei auch der Ausfall der Förderung im Mai wegen des Bergarbeiterstreiks eine Rolle —, machte sich in den Steinkohlenrevieren des unbesetzten Gebietes schon viel früher Absatzmangel bemerkbar. Gegen Ende des Jahres hatte indes auch der Ruhrbergbau immer stärker mit Absatzschwierigkeiten zu kämpfen. Der Gesamtverbrauch Deutschlands an Steinkohlen konnte sich zwar im Jahre 1924 wieder auf 105 754 000 t heben, jedoch blieb diese Zahl, abgesehen von 1923, immer noch hinter sämtlichen Verbrauchszahlen der Nachkriegsjahre zurück. Das gleiche gilt trotz der geringen Steigerung des Verbrauchs auf 107 131 000 t auch für das Jahr 1925. Wenn man berücksichtigt, daß in dem Vorjahre wegen der Re-

Zahlentafel 3. Die Steinkohlenversorgung Deutschlands 1920 bis 1925 (in 1000 t).

Kalen- derjahr											Verbrauch	
	Forderung	gegen Vorjahr %	Einfuhr	gegen Vorjahr %	Summe	gegen Vorjahr %	Aus- fuhr <sup>1)</sup>	gegen Vorjahr %	Ausfuhr- überschuß	gegen Vorjahr %	im Inlande	gegen Vorjahr %
1913	190 109	+ 8,71	11 324	+ 1,25	201 433	+ 8,25	44 911	+ 10,64	33 587	+ 14,22	156 522	+ 7,60
1920	131 347 <sup>2)</sup>	+ 12,57	335	+ 583,67	131 682	+ 12,81	22 512	+ 162,81	22 177	+ 160,39	109 170	+ 0,93
1921	136 210 <sup>2)</sup>	+ 3,70	940	+ 180,60	137 150	+ 4,15	26 616	+ 18,23	25 676	+ 15,78	110 534	+ 1,25
1922	129 965 <sup>2)3)</sup>	- 4,58	14 106	+ 1400,63	144 071	+ 5,05	34 597	- 7,59	10 491	- 59,14	119 474	+ 3,09
1923	62 225 <sup>2)3)</sup>	- 51,13	27 273	+ 93,34	89 498	- 37,88	9 534	- 61,24	17 739 <sup>4)</sup>	—	79 964	- 33,07
1924	118 829	+ 90,97	13 462	- 50,64	132 291	+ 47,81	26 537	+ 178,34	13 075	—	105 764	+ 32,25
1925	132 729	+ 11,70	7 690	- 42,88	140 419	+ 6,14	33 288	+ 25,44	25 598	+ 95,78	107 131	+ 1,30

Zahlentafel 4. Zwangslieferungen<sup>5)</sup> des Syndikats.

	Kohlen und Briketts		Koks	
	t		t	
September 1919 bis 31. März 1924	35 338 351	17 767 920		
1. April 1924 bis 30. September 1924	6 106 288	1 832 462		
1. Oktober 1924 bis 31. März 1925	10 053 762	3 907 555		
April 1925	520 271	355 086		
Geschäftsjahr 1924/25 (1. April 1924 bis 30. April 1925)	10 574 033	4 262 641		
1925: Mai	602 972	320 347		
Juni	630 378	255 995		
Juli	721 937	266 247		
August	829 253	242 194		
September	943 678	229 405		
Oktober	945 328	226 722		
November	867 664	221 669		
Dezember	910 193	264 538		
1926: Januar	1 020 906	265 016		
Februar	988 759	267 940		
März	946 354	300 381		
Geschäftsjahr 1925/26 (1. Mai 1925 bis 31. März 1926)	9 407 422	2 860 454		
1. April 1924 bis 31. März 1926	9 927 693	3 215 540		
September 1919 bis einschl. März 1926	55 219 800	24 891 015		

Zahlentafel 5. Zwangslieferungen des Deutschen Reiches<sup>1)</sup>.

Jahr	Stein- kohlen	Koks	Von der deutschen Gesamt- Steinkohlen- förderung <sup>2)</sup>	Braun- kohlen- briketts
			%	
		t	t	t
Sept.-Dez. 1919	1 217 084	975 529	—	153 082
1920	8 712 512	4 358 404	11,0	1 244 444
1921	12 105 171	4 402 066	13,2	628 280
1922	3) 9 590 318	6 524 185	14,1	664 614
1923 <sup>4)</sup>	4 242 064	2 453 684	12,1	198 873
1924 <sup>5)</sup>	11 731 000	3 703 486	14,0	490 246
1925	9 722 000	3 798 000	11,1	449 000

1) Lt. Angaben des Reichskohlenverbandes. 2) Koks in Steinkohle umgerechnet. 3) Hinzuzuzahlen sind noch 22 500 t Kohle und 309 250 t Koks, die vor dem Versand zurückgewiesen wurden. 4) In den Zahlen sind nicht enthalten 169 803 t Brennstoffe, die im September 1923 nach Belgien geliefert worden sind, über deren Sortenverteilung keine Angaben vorliegen. Ferner sind die Micumlieferungen für Italien im Dezember 1923 (50—60 000 t) nicht nachgewiesen. 5) Hierin sind enthalten für Januar bis einschl. Oktober die Lieferungen auf Micumverträge, doch ohne Lieferungen der Regiezechen, für die Zahlenunterlagen fehlen.

1) Einschl. Zwangslieferungen. 2) Ausschl. Saargebiet. 3) Von Juni 1922 an ohne die an Polen abgetretenen ober-schlesischen Gruben. 4) Einfuhrüberschuß. 5) Einschl. der an die Regie gelieferten und der beschlagnahmten Mengen.

parationslieferungen zum Teil Kohlenmangel herrschte, der inländische Verbrauch also eingeschränkt werden mußte, so zeigt die Tatsache, daß man mit geringeren Mengen den vollen Bedarf befriedigen konnte, in aller Schärfe das Daniederliegen der deutschen Industrie.

Die Entwicklung der Zwangslieferungen, soweit sie auf das Syndikat entfielen, geht aus Zahlentafel 4 hervor.

Zahlentafel 6. Forderung bzw. Erzeugung, Beteiligung und Gesamtabsatz der dem Syndikat angeschlossenen Werke.

Geschäfts- jahr	Kohlen-			Koks-			Brikett-		
	Forderung	Beteiligung	Gesamt- absatz	Erzeugung	Beteiligung	Gesamt- absatz	Herstellung	Beteiligung	Gesamt- absatz
		t	t	t	t	t	t	t	t
1919/20	72 201 253	117 612 164	73 033 730	17 400 208	25 880 591	17 892 653	2 855 009	5 626 210	2 851 208
1920/21	91 640 325	119 765 838	91 769 191	21 533 440	26 082 513	21 520 867	3 901 047	5 626 210	3 893 275
1921/22	94 518 208	120 510 097	94 808 725	23 334 664	26 252 882	23 522 635	4 357 021	5 643 537	4 344 126
1922/23	91 554 047	115 340 840	87 089 148	24 551 676	25 661 309	22 898 178	3 886 992	6 225 206	3 691 057
1923/24	42 220 741	112 690 568	44 873 867	7 809 821	25 218 424	8 894 562	997 233	6 238 794	1 122 824
1924/25	94 180 649	111 166 095	90 722 486	20 288 653	24 737 364	18 886 459	2 899 371	6 277 182	2 816 014
1925/26	101 304 011	130 842 292	100 416 825	21 756 620	26 397 083	20 771 732	3 341 758	7 118 261	3 442 852

**Siegerländer Eisensteinverein, G. m. b. H., Siegen.** — Der Verein hat den Verkauf zur Lieferung im Januar 1927 zu unveränderten Preisen und Bedingungen aufgenommen. Die Absatzverhältnisse haben sich auch im Monat Dezember in aufsteigender Richtung bewegt. Die Erzgruben des Lahn- und Dillbezirkes lassen die Preise für den Monat Januar ebenfalls unverändert. Auch hier ist eine Besserung in der Marktlage festzustellen.

**Vom Roheisenmarkt.** — Der Roheisen-Verband hat seinen Verkauf zu unveränderten Grundpreisen für den Monat Januar 1927 aufgenommen. Lediglich der Preis für Luxemburger Eisen hat infolge der Steigerung des Frankenkurses eine Erhöhung um 6 bzw. 8 M erfahren. Sodann hat eine teilweise Angleichung der Preise in einigen Verbrauchsgebieten an die Normalpreise stattgefunden, die in Norddeutschland usw. für Gießerei-

roheisen zu einer Ermäßigung von 2 M und zu einer Erhöhung von 3,50 M für Hamatit geführt hat. Für Süd-deutschland ergibt sich eine Erhöhung für Gießerei-roheisen von 2 bis 3 M, während der Hamatitpreis unverändert geblieben ist.

**Gelsenkirchener Gußstahl- und Eisenwerke, A.-G., Gelsenkirchen.** — Das abgelaufene Geschäftsjahr brachte den Werken keine Besserung ihrer Lage. Dem starken Arbeitsbedürfnis aller Werke stand eine geringe Nachfrage gegenüber, und so bildeten sich Kampfpreise heraus, die zu erheblichen Verlusten führen mußten. Dazu kam, daß die öffentlichen Lasten fast ebensoschwer waren wie im Vorjahre und die Verschuldung des Unternehmens einen großen Zinsendienst erforderte. Der anhaltende Verfall der Währung in den westlichen Nachbarländern führte zu Unterbietungen im Auslande und



zu Einschränkungen in der Ausfuhr. Dem Betriebsüberschuß von 2 518 917,16 *M* stehen gegenüber 1810240,27 *M* allgemeine Unkosten, 743 572,43 *M* Zinsen, 613 405,66 *M* Steuern und soziale Abgaben und 652 882,13 *M* Abschreibungen, so daß sich ein Verlust von 1 301 183,33 *M* ergibt; zur Deckung dieses Verlustes und zur Schaffung einer gesunden geldlichen Grundlage sind Sonderabschreibungen von zusammen 8 322 193,26 *M* vorgenommen worden. Dieser Betrag wird zunächst durch abermalige Zusammenlegung des durch Hauptversammlungsbeschluß vom 31. März d. J. von 12 auf 4,5 Mill. *M* herabgesetzten Aktienkapitals im Verhältnis von 3 : 1 auf 1,5 Mill. *M* und durch Auflösung der gesetzlichen Rücklage gedeckt. Nach Abzug des hierdurch freierwerdenden Betrages von 4 300 000 *M* verbleiben noch 4 022 193,26 *M*. Zur Deckung dieses Betrages sowie zur Neubildung der gesetzlichen Rücklage in Höhe von 500 000 *M* und für eine Sonderrücklage von 224 294,49 *M* werden der Gesellschaft vom Hauptgläubiger insgesamt 4 746 487,75 *M* aus seiner Forderung zur Verfügung gestellt. Zur Beseitigung einer noch verbleibenden Restschuld in Höhe von 5 000 000 *M* wird das Aktienkapital um 5 Mill. *M* auf 6,5 Mill. *M* erhöht. Nach Durchführung dieser Maßnahmen stellen sich die wesentlichen Aktiven und Passiven zum 30. September 1926 wie folgt: Grundstücke 1 500 000 *M*, Gebäude 2 100 000 *M*, Maschinen 2 000 000 *M*, Forderungen 2 154 000 *M*, Vorräte 1 757 000 *M*; Aktienkapital 6 500 000 *M*, Rücklage 500 000 *M*, Gläubiger 1 716 000 *M*, Rückstellungen 670 000 *M*.

**Die Preussische Bergwerks- und Hütten-Aktien-Gesellschaft, Berlin, in den Jahren 1924 und 1925.** — Durch Vertrag vom 11. Januar 1924 übertrug der Preussische Staat die Verwaltung und Ausbeutung der bisher der Bergabteilung des Ministeriums für Handel und Gewerbe unterstehenden Betriebe an die im Dezember 1923 gegründete Bergwerks- und Hütten-Aktien-Gesellschaft zu Berlin. Darüber hinaus beteiligte sich das Unternehmen, dessen Aktienkapital 5 Mill. R.-*M* beträgt, in den Jahren 1924 und 1925 noch an mehreren Betrieben. In der Gesellschaft befinden sich Kali-, Salz-, Braunkohlen-, Steinkohlen- und Erzbergwerke, Kalksteinbrüche, Bernsteinwerke und Hüttenbetriebe. An Steinkohlengruben sind zu nennen die zur Bergwerksdirektion Hindenburg gehörenden Schächte Königin Luise und Guido Delbrück, weiterhin die Gruben in Ibbenbüren, Barsinghausen und Obernkirchen. Der Bericht über das Geschäftsjahr 1925 betont die ungünstigen Absatzverhältnisse für oberschlesische Steinkohlen. Schon in den ersten Monaten des Jahres 1925 war ein erheblicher Rückgang der Verkaufserlöse zu verzeichnen; größere Lieferungen nach dem Auslande und nach weit entfernt gelegenen Absatzgebieten mußten zu Preisen übernommen werden, die die Selbstkosten bei weitem nicht deckten. Eine Besserung der Absatzverhältnisse trat erst ein, nachdem durch die Einfuhrsperre für polnische Kohlen die Zufuhr fremder Kohlen nach dem deutschen Absatzgebiet der oberschlesischen Kohle verhindert worden war. Die Absatzverhältnisse in Ibbenbüren waren einigermaßen befriedigend. Die während des Geschäftsjahres 1925 gesteigerte Förderung konnte untergebracht werden. Der Kohlenabsatz der Gruben in Barsinghausen ging im Jahre 1925 gegenüber dem Jahre 1924 um rd. 8 % zurück, was eine Folge der geringeren Förderung während der Sommermonate war. Die gegen Ende 1925 wieder gestiegene Förderung konnte nur mit größter Mühe untergebracht werden. Die Absatzschwierigkeiten hatten sich Anfang 1926 so verstärkt, daß Feierschichten eingelegt werden mußten. Das Geschäftsjahr 1925 schloß für das Werk mit einem Verlust ab. Die Förderung des Gemeinschaftswerkes Obernkirchen fand vollen Absatz.

Der Absatz der im Bezirk Dillenburg geförderten Eisenerze konnte im abgelaufenen Geschäftsjahre vorübergehend gesteigert werden; auch die Preise erfuhren eine geringe Erhöhung. Im dritten Vierteljahr 1925 machte sich eine Verschlechterung der wirtschaftlichen Verhältnisse auch hinsichtlich des Absatzes der von

Dillenburg geförderten Erze bemerkbar, zurückzuführen neben Kapitalmangel und Kreditnot, hohen Steuern, sozialen Lasten und hohen Eisenbahnfrachten vor allem auf die fortschreitende Inflation in Frankreich, wodurch in weitem Ausmaße Einschränkung oder Schließung der die Erze abnehmenden Hochofenwerke verursacht wurden. Die Eisenhütten in Gleiwitz und Malapanne litten unter den außerordentlich gedrückten Preisen, außerdem mangelte es an Beschäftigung, besonders wegen des Zollkriegs mit Polen, der die Lieferungen nach Polnisch-Oberschlesien vollständig unterband. Die Lage der Eisen- und Stahlgießereien war im Laufe des Jahres 1925 kritisch geworden, was sich in zahlreichen Betriebseinstellungen und Betriebseinschränkungen ausdrückte. Wegen zahlreicher Einzelheiten über Förderung, Erzeugung, Leistungsmöglichkeit und technische Ausrüstung der verschiedenen Betriebe sei auf die Geschäftsberichte 1924 und 1925 selbst verwiesen.

Im Hinblick auf die sehr schlechte allgemeine Wirtschaftslage bezeichnen die Berichte die Entwicklung des Unternehmens in den Jahren 1924 und 1925 im ganzen als günstig. Im Jahre 1924 schloß die Bilanz nach Abzug von 6 355 256,52 *M* Abschreibungen mit 44 805 444,65 *M* ab. Der nach Verrechnung der vertragsmäßigen Gewinnanteile zur Verfügung stehende Betrag belief sich auf 13 701 429,11 *M*. Hiervon wurden 500 000 *M* an die gesetzliche Rücklage überwiesen, 3 000 000 *M* für Ersatzanschaffungen, Ergänzungen und Erweiterungen des Betriebsvermögens, 250 000 *M* für Feuerversicherung und Haftpflicht, 500 000 *M* für eine Sonderrücklage und 300 000 *M* für Wohnungsbauten für die Generaldirektion zurückgestellt sowie 250 000 *M* dem Vorstände für Unterstützungen und Belohnungen zur Verfügung gestellt. Aus dem verbleibenden Reingewinn von 2 546 172,59 *M* wurden 1 000 000 *M* als Gewinnanteil an den Preussischen Staat gezahlt und die restlichen 1 546 172,59 *M* auf neue Rechnung vorgetragen. — Für das Geschäftsjahr 1925 ergab sich ein Ueberschuß von 17 769 918,56 *M*, der wie folgt verwandt wurde: 5 406 430,26 *M* Abschreibungen, 3 000 000 *M* Rückstellungen für Ersatzanschaffungen, Ergänzungen und Erweiterungen des Betriebsvermögens, 2 400 000 *M* Rückstellungen für Werkserneuerungen, 900 000 *M* Rückstellungen für Steuern, 250 000 *M* Rückstellungen für Feuerversicherung und Haftpflicht, 500 000 *M* Ueberweisung an den Versorgungsbestand, 500 000 *M* Ueberweisung an die Rücklage, 200 000 *M* zur Verfügung des Vorstandes für Unterstützungen und Belohnungen, 3 000 000 *M* Austeil an den Preussischen Staat, 1 613 488,30 *M* Vortrag auf neue Rechnung.

**Rheinische Metallwaren- und Maschinenfabrik, Düsseldorf.** — Der Geschäftsgang in den Hütten- und Walzwerksbetrieben war während des größten Teiles des am 30. Juni 1926 abgelaufenen Geschäftsjahres infolge der allgemeinen Lage der Schwerindustrie unbefriedigend. Insbesondere war der Absatz durch die Nichtaufnahmefähigkeit der Automobilindustrie beeinträchtigt, dergleichen ließ die Beschäftigung im Rohrwerk zeitweise sehr zu wünschen übrig. In den letzten Monaten des Berichtsjahres hat sich jedoch das Geschäft gebessert und bewegt sich seit Beginn des neuen Geschäftsjahres in erfreulich aufsteigender Linie.

Die in der Hauptversammlung am 15. Januar 1926 beschlossene Herabsetzung des Grundkapitals der Gesellschaft von 18 Millionen auf 6 Mill. *M* und dessen Wiedererhöhung um 6 Mill. auf 12 Mill. *M* ist im Berichtsjahr durchgeführt worden. Der dadurch erzielte Buchgewinn einschließlich der Rücklage von zusammen 13 955 657,30 *M* wurde zur Beseitigung des Verlustvortrages aus dem Geschäftsjahr 1924/25 in Höhe von 6 848 298,96 *M* sowie zu ordentlichen und außerordentlichen Abschreibungen in Höhe von 5 110 463,46 *M* benutzt. Der hiernach noch verbleibende Rest wurde zur Bestreitung der durch die Stilllegung eines Teiles der Anlagen bedingten Kosten verwendet. Die Ueberschüsse aus dem laufenden Betrieb reichten zur Deckung der erheblichen Kosten für die Rationalisierung und Umstellung der weiterlaufenden Betriebe aus. Es sind dies in erster

Ertragnisse von Hüttenwerken und Maschinenfabriken im Geschäftsjahre 1925/26.

Gesellschaft	Aktienkapital a) = Stammkapital b) = Vorzugsaktien	Rohgewinn	Allgemeine Unkosten, Abschreibungen, Zinsen usw.	Reingewinn einschl. Vortrag	Gewinnverteilung					
					Rücklagen	Stiftungen, Ruhegeldkassen, Untertüttengebäude, Heilohung	Gewinnanteile an Aufsichtsrat, Vorstand usw.	Gewinnausteil		Vortrag
								a) auf Stammaktien	b) auf Vorzugsaktien	
Actiengesellschaft Charlottenhütte, Niederscheidon (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 9 500 000 b) 483 000			1 119 752 <sup>1)</sup>			33 883	a) 760 000 b) 28 960	8 6	296 889
Annener Gußstahlwerk (Akt.-Ges.), Annen i. W. (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	1 560 000	561 355	1 107 991	Verlust 546 636 <sup>2)</sup>						
Bamag-Meguin, Aktiengesellschaft, Berlin (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 16 000 000 b) 63 000	1 783 375	2 628 541	Verlust 845 166						Verlust 845 166
Bergbau- und Hütten-Aktiengesellschaft Friedrichshütte zu Herdorf (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	4 000 000	181 242	171 621	3 621						9 621
Düsseldorfer Eisenhüttengesellschaft in Ratingen (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	2 200 000	905 867	976 443	Verlust 70 576						Verlust 70 576
Eisenhüttenwerk Marienhütte bei Kotzenau, Actien-Gesellschaft (vorm. Schlittgen & Haase), Kotzenau (1. 4. 1925 bis 31. 3. 1926)	a) 3 520 000 b) 90 000	1 488 844	1 375 680	113 164	5000			a) — b) 6 300	7	101 864
Fliender-Aktiengesellschaft für Eisen-, Brücken- und Schiffbau, Benrath (1. 1. 1925 bis 31. 12. 1925)	a) 9 200 000 b) 5 000	45 138	3 751 744	Verlust 3 706 606						Verlust 3) 2 706 606
Gußstahlwerk Witten (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	10 400 000	1 633 806	3 011 044	Verlust 1 377 238 <sup>4)</sup>						
Kalker Maschinenfabrik, Aktiengesellschaft, Köln-Kalk (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	3 851 500	879 770	1 093 312	Verlust 213 542 <sup>5)</sup>						
Klein, Schanzlin & Becker Aktiengesellschaft, Frankenthal (Palz) (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 2 560 000 b) 27 000	309 027	110 087	198 930			29 042	a) 153 800 b) 7 560	6 7	8 728
Maschinenbau-Anstalt Humboldt, Köln-Kalk (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	12 750 000	76 954	4 897 780	Verlust 4 820 826 <sup>6)</sup>						
Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg, A.-G., Nürnberg (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	20 000 000	10 290 284	8 658 311	1 631 973				1 000 000	5	631 973
Metallbank und Metallurgische Gesellschaft, Aktiengesellschaft, Frankfurt a. M. (1. 10. 1925 bis 30. 9. 1926)	a) 25 600 000 b) 9 060 000	12 203 355	9 288 952	2 914 403		75 000	120 426	a) 1 904 333 b) 663 600	7) 8)	151 044
Metallgesellschaft in Frankfurt a. M. (1. 10. 1925—30. 9. 1926)	a) 18 000 000 b) 800 000	6 005 737	3 602 284	2 403 453	120 000	75 000	339 022	a) 1 672 798 b) 40 000	9) 10)	156 632
Motorenfabrik Deutz, Aktiengesellschaft, Köln-Deutz (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	12 750 000	2 303 781	2 271 706	32 075						32 075
Peipers & Cie., Aktiengesellschaft für Walzenguß, Siegen (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 2 400 000 b) 9 000	106 232	91 314	14 918			6 700	a) — b) 450	11) 12)	7 768
J. Pohlig, Aktiengesellschaft, Köln (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	3 000 000	231 438	165 834	65 604						65 604
Sächsische Maschinenfabrik vorm. Rich. Hartmann, Aktiengesellschaft, Chemnitz (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 18 118 500 b) 144 000	80 976	1 544 507	Verlust 1 463 531 <sup>10)</sup>						
Sondermann & Stier, Aktiengesellschaft, Chemnitz (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 980 000 b) 20 000	273 415	294 010	Verlust 20 595						Verlust 20 595
Stahlwerk Oeking, Aktiengesellschaft, Düsseldorf (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	3 000 000	Betriebsverlust 209 247	167 360	Gesamtverlust 376 607						Verlust 376 607
Westfälische Drahtindustrie, Hamm (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	a) 6 667 000 b) 1 000 000	1 961 891	1 853 289	108 602				a) 333 350 <sup>11)</sup> b) —	13)	
Französische Franken										
Ehrhardt & Sehmer, Aktiengesellschaft, Saarbrücken (1. 7. 1925 bis 30. 6. 1926)	6 000 000	3 973 762	6 754 669	Verlust 2 780 907						Verlust 12) 1 509 758

1) Nach Abzug aller Unkosten, Steuern usw. — 2) Zur Deckung des Verlustes und von 1 166 999 M. Sonderabschreibungen wird das Stammkapital im Verhältnis von 9 : 2 zusammengelegt und alsdann wieder um 666 700 M. auf 1 000 000 M. erhöht. Nach Durchführung der Sanierung und der Kapitalerhöhung wurden sich die wesentlichen Aktien und Passiven zum 30. September wie folgt stellen: Grundstücke 100 000 M., Gebäude 400 000 M., Maschinen und Einrichtung 400 000 M., Forderungen 631 000 M., Vorräte 215 000 M.; Aktienkapital 1 000 000 M., Rücklage 100 000 M., Gläubiger 495 000 M., Rückstellungen 119 000 M. — 3) Nach Abzug der Rücklage von 1 000 000 M. — 4) Zur Sanierung der Gesellschaft wird das Aktienkapital im Verhältnis von 2 : 1 auf 5 200 000 M. herabgesetzt. Die dadurch frei werdenden Mittel werden zur Deckung des ausgewiesenen Verlustes, zur Neubildung der gesetzlichen Rücklage mit 1 000 500,83 M. und zu außerordentlichen Abschreibungen mit 2 792 181,13 M. verwendet. Sodann wird das Aktienkapital um 4 400 000 M. auf 9 600 000 M. erhöht. — 5) Wird aus der Rücklage gedeckt. — 6) Zur Deckung des Verlustes wird das Aktienkapital im Verhältnis von 2 : 1 auf 6 375 000 M. zusammengelegt und zwecks Beschaffung neuer Mittel wieder auf 12 750 000 M. erhöht. — 7) 8 % = 1 904 208 M. auf 23 802 600 M. Stammaktien und 6 % = 125,40 M. auf 1 797 400 M. Stamm-Vorratsaktien zum eingezahlten Goldwert von 2 090,15 R.-M. — 8) 6 % = 63 600 M. auf 1 080 000 M. Vorzugsaktien S. I und 7 1/2 % = 600 000 M. auf 8 000 000 M. Vorzugsaktien S. II. — 9) 10 % = 1 672 680 M. auf 16 726 800 M. Stammaktien nach Abzug von 1 273 200 M. Vorratsaktien; 6 % = 119 42 M. auf den eingezahlten Goldwert der Vorratsaktien von 1 973,91 R.-M. — 10) Wird aus der Rücklage gedeckt. — 11) Der Fehlbetrag von 224 748 M. wird von der Firma Fried. Krupp zugesprochen. — 12) Nach Abzug der Rücklage.



Linie: Rohr-, Preß- und Stahlwerk sowie Dampfflugbau, die dem Fortschreiten der Technik entsprechend ausgestattet wurden.

Im Rohrwerk wurde die vorhandene Anlage durch Auswechslung veralteter Einrichtungen und Oefen in ihrer Ertragsfähigkeit gesteigert und die Leistungsfähigkeit der Präzisionszäherei durch Aufstellen einer größeren Anzahl neuzeitlicher Banke bedeutend erhöht. Dasselbe gilt für das Preßwerk. Im Walzwerk wurde mit dem Bau einer neuen Mittelstraße begonnen, die in nächster Zeit dem Betrieb übergeben wird. Durch diese Erweiterung in Verbindung mit anderen Verbesserungen wird die Leistungsfähigkeit dieses Teiles des Werkes erheblich gesteigert und den neuen Wettbewerbsverhältnissen angepaßt. An weiteren Maßnahmen zur Vereinheitlichung des Betriebes und der Geschäftsführung ist die Pachtung der Tochtergesellschaft in Sömmerda zu erwähen. Dieser Teil des Unternehmens hat unter Berücksichtigung der allgemeinen Wirtschaftslage zufriedenstellend gearbeitet.

Die Gewinn- und Verlustrechnung weist einen Betriebsgewinn von 5 620 648,45 *M* und einen Ueberschuß von 33 517,16 *M* aus, der auf neue Rechnung vorgetragen werden soll.

**Rombacher Hüttenwerke, Hannover.** — Das Geschäftsjahr 1925/26 stand bei der Gesellschaft unter dem Zeichen der geldlichen Krisis. Im September 1925 war das Unternehmen genötigt, eine Vereinbarung mit den Bankgläubigern zu treffen, um eine Frist zur Konsolidierung der Verhältnisse zu erhalten. Diese Frist wurde gewährt; ebenso erhielt sie die zur Aufrechterhaltung der Betriebe benötigten weiteren Mittel in Höhe von 7 000 000 R.-*M*. Die Gesamtschuldenlast an Bankschulden — einschließlich der Schulden der mit der Gesellschaft durch Interessengemeinschaft verbundenen Eisenhütte Holstein — stieg dadurch auf 44 Mill. R.-*M*. Eine Tilgung dieser Schuld erschien nur durch Abstoßung von Anlagen möglich. Es wurde deshalb versucht, entweder die Kohlenzeche oder die Eisenwerke abzustößen. Die Ungunst der Verhältnisse in den ersten drei Vierteln des Geschäftsjahres machte es aber unmöglich, Angebote zu einem halbwegs annehmbaren Preise zu erhalten. Erst infolge der günstigeren wirtschaftlichen Entwicklung während der Sommermonate kamen die Verhandlungen über die Abstoßung der Eisenwerke in Fluß; im neuen Geschäftsjahr ist dann ein Verkauf zustande gekommen, über den weiter unten noch berichtet wird.

Auf der Zeche in Oberhausen verlief der Betrieb ohne besondere Störungen. Die Ergebnisse der Eisenwerke waren angesichts des durch die Inflation begünstigten lothringischen Wettbewerbs sehr unbefriedigend. Es gelang zwar durch Rationalisierungsmaßnahmen, die Verluste herabzumindern. Insbesondere wurden die Ergebnisse des Bochumer Werkes nach einem Wechsel in der technischen Leitung trotz weiterhin sinkender Preise in der zweiten Hälfte des Geschäftsjahres günstiger. Immerhin trat doch mehr und mehr zutage, daß angesichts der veränderten Verhältnisse auf dem Eisenmarkt die Wettbewerbsfähigkeit der kleineren Werke sehr in Frage gestellt war.

Da ein angemessenes Angebot auf die Zeche nicht zu erzielen war, mußte die Gesellschaft auf eine Abstoßung der Eisenwerke bedacht sein. In den Vereinigten Stahlwerken fand sich dann ein Käufer für die gesamten Eisenwerke. Da dabei die Stilllegung eines großen Teiles der Anlagen von vornherein beabsichtigt, ja geradezu der Zweck der Erwerbung war, blieb der erzielte Kaufpreis hinter den Buchwerten erheblich zurück. Der Abschluß ist erst im neuen Geschäftsjahr zustande gekommen. Als Kaufpreis wurden Aktien der Vereinigten Stahlwerke und ein für die Vorräte nach bestimmten Regeln zu errechnender Barbetrag festgesetzt. Die Aktien der Stahlwerke sind inzwischen veräußert, und der für Vorräte zu vergütende Betrag ist im wesentlichen festgestellt. Es ergibt sich ein Erlös von 25 026 000 R.-*M* gegenüber einem Buchwert von 43 270 308,84 R.-*M*, mithin ein Buchverlust von 18 244 308,84 R.-*M*.

Der bilanzmäßige Verlust für das abgelaufene Geschäftsjahr beträgt 6 431 395,69 R.-*M*, so daß sich der Verlustvortrag von 14 160 805,86 R.-*M* auf 20 592 201,55 R.-*M* erhöht, wozu im neuen Geschäftsjahre der Verlust aus der Abstoßung der Eisenwerke mit 18 244 308,84 R.-*M* tritt. Dieser Verlust erhöht sich weiterhin durch die endgültige Abrechnung mit den Howaldtswerken.

Das Berichtsunternehmen ist nach Abstoßung der Eisenwerke eine reine Kohlenzeche mit eigener Reederei und einer Kohlenhandelsorganisation. Was darüber hinaus an Beteiligungen vorhanden ist, wie z. B. Erbesitz, Oelfelder usw., hat inneren Wert, bringt aber zurzeit keine Rente. Im wesentlichen verbleibt also nur der Bestand der ehemaligen Concordia-Bergbau-A.-G., welche bei Uebergang auf die Gesellschaft 10 250 000 R.-*M* Aktienkapital und (laut Bilanz vom 31. Dezember 1913) 3 298 000,25 R.-*M* Anleihen aufwies. Dagegen verbleibt nach Abführung des Erlöses aus den Eisenwerken an die Banken noch eine Restschuld von rd. 20,5 Mill. R.-*M*, wozu noch die englische Hypothek mit 7 200 000 R.-*M* tritt.

Zur Sicherstellung der Rentabilität des Unternehmens wird das Stammkapital im Verhältnis von 10 : 1 von 51 000 000 R.-*M* auf 5 100 000 R.-*M* zusammengelegt; die Vorzugsaktien sollen zum Nennwert eingezogen werden. Das Kapital soll alsdann um den Betrag von 12 700 000 R.-*M* erhöht werden durch Ausgabe von 12 700 Stück Aktien im Nennbetrage von je 1000 R.-*M*. Daneben wird eine Obligation in Höhe von 6 000 000 R.-*M* ausgegeben und mit dem Rechte ausgestattet, auf je drei Obligationen zu 1000 R.-*M* eine Aktie zu je 1000 R.-*M* zum Kurse von 115 % im Umtausch zu beziehen. Um die hierfür benötigten Aktien sicherzustellen, ist eine weitere Erhöhung des Kapitals um 2 000 000 R.-*M* Vorratsaktien nötig; zur Abrundung soll diese Zahl auf 2 200 000 R.-*M* gestellt werden. Nach Durchführung dieser Transaktion würde sich das gesamte Aktienkapital auf 20 000 000 R.-*M* stellen. Gegenüber dem Vorkriegskapital der Concordia-Bergbau-Aktiengesellschaft bedeutet diese Kapitalsumme immer noch eine sehr starke Belastung, zumal da daneben noch etwa 15 Mill. R.-*M* Hypotheken, Obligationen und sonstige Schulden verbleiben. Auch werden die Zechanlagen immer noch wesentlich höher zu Buche stehen als in der Bilanz zum 31. Dezember 1913, nämlich mit rd. 31 000 000 R.-*M* gegen 20 500 000 R.-*M*.

## Vereins-Nachrichten.

### Verein deutscher Eisenhüttenleute.

#### Änderungen in der Mitgliederliste.

- Besta, Paul*, Direktor der Gewerkschaft Berggarten, Bonn, Hohenzollern-Str. 28.  
*Bird, Wilhelm*, Dipl.-*Ing.*, Stahlw.-Assistent d. Fa. Fried. Krupp, A.-G., Essen, Linden-Allee 58.  
*Bredt, Titus*, Dipl.-*Ing.*, Köln-Marienburg, Robert-Heuser-Str. 15.  
*Buntzel, Alfred*, Dr.-*Ing.* E. h., Bergwerksdirektionspräsident, Breslau 18, Oranien-Str. 3.  
*Eisengräber, Ernst*, Oberingenieur, Dortmund, Hüttemann-Str. 48.  
*Fett, Mathias*, Direktor d. Fa. Archimedes, Ges. für Stahl- u. Eisenind. m. b. H., Breslau 3, Markische Str. 50/84.  
*Gaw, Robert*, Dipl.-*Ing.*, Mölln i. Luxbg., Villa Fernsicht.  
*Graeper, Woldemar*, Dipl.-*Ing.*, Wattenscheid, Hulshoff-Str. 1.  
*Hampel, Josef*, Dr.-*Ing.*, Niedergrund bei Warnsdorf, C. S. R.  
*Ise, Albert*, Ingenieur, Grossenbaum, Kreis Düsseldorf, Karl-Str. 44 a.  
*Lutke, Heinrich*, Dr.-*Ing.*, techn. Direktor u. Vorst.-Mitgl. d. Fa. Hindrichs-Auffermann, A.-G., Metall-, Walz- u. Plattierw., Barmen-R., Beyenburg, Haus Mühlenfeld.  
*Müller, Karl*, Dipl.-*Ing.*, Hochofenbetr.-Assistent der Verein. Stahlw., A.-G., Dortmund Union, Dortmund, Sonnen-Str. 156.  
*Politz, Friedrich*, Dr.-*Ing.*, bei I.-G. Farbenind., A.-G., Abt. Badische Anilin- u. Sodaf., Mannheim-Lindenhof, Drachenfels-Str. 8.

*Raabe, Paul*, Direktor der Bayer. Werke von Gebr. Stumm m. b. H., München 4, Pranner-Str. 11.

*Saefel, Fritz*, Dr.-Ing., bei Schwab. Hüttenw., G. m. b. H., Abt. Walzw., Wasseralfingen i. Würt.

*Schwabe, Alfred*, Oberingenieur, Cleveland, O., U. S. A., 1269 East, 105th Street, suite 4.

*Schneider, Hubert*, Dipl.-Ing., Verein. Stahlw., A.-G., Hilden, Rhein Stahl, Hauptverw.-Gebäude.

*Stablein, Fritz*, Dr. phil., Fa. Fried. Krupp, A.-G., Essen-Bredene, Holunderweg 15.

*Steinebach, Hugo*, Dipl.-Ing., Siegen, Koblenzer Str. 21.

*Streiff, Samuel*, Oberingenieur, Schönenberg i. Pfalz.

*Widemann, Max*, Dr. phil., Bruchsal i. Ba., Kaiser-Str. 17.

*Witte, Fritz-Karl*, Dipl.-Ing., Ing. der Mitteld. Stahlw., A.-G., Lauchhammerw. Riesa, Riesa a. d. Elbe, Schiller-Str. 34.

*Wohlfarth, Richard*, Dipl.-Ing., Georgsmarienhütte. Kreis Osnabrück, Klöcknerwerke.

*Wollenweber, Wilhelm*, Dr. phil., Direktor der Harpener Bergbau-A.-G., Dortmund, Markgrafen-Str. 43.

*Zürn, Franz*, Dipl.-Ing., Direktor der Gelsenk. Dampfk. u. Eisenhochbau Dipl.-Ing. F. Zürn, Gelsenkirchen, Wanner Str. 33.

*Zutter, Peter*, Oberingenieur d. Fa. Trockengasreinigung, G. m. b. H., Zweibrücken i. Pfalz, Eitzelweg 77.

#### Gestorben.

*Brauns, Hugo*, Direktor, Hannover. 15. 12. 1926.

*Hegemann, Kurt*, Generaldirektor, Düsseldorf. 19. 12. 1926.

*Meerbach, Kurt*, Dr.-Ing., Hüttendirektor, Borsigwerk. 17. 12. 1926.

*Schmidt, Friedrich*, Duisburg. 20. 4. 1926.

*Schmitthenner, A.*, Hüttendirektor, Weidenau. 14. 12. 1926.

<sup>1)</sup> Zu beziehen vom Verlag Stahleisen m. b. H., Düsseldorf, Schließfach 664. — Berechnung nach Druckseiten. Grundpreis je Druckseite 12 Pf. (Mitglieder 7 Pf.)

#### Aus den Fachausschüssen.

Neu erschienen sind als „Berichte der Fachausschüsse des Vereins deutscher Eisenhüttenleute“<sup>(1)</sup>:

##### Stahlwerksauschuß.

Nr. 116. a) Dr.-Ing. Alfred Schack, Düsseldorf: Gastemperaturmessung mit Durchflußpyrometern. Fehlermöglichkeiten bei der Gastemperaturmessung. Meßergebnisse mit verschiedenen Durchflußpyrometern. Beschreibung eines neuen Durchflußpyrometers und der damit erzielten Genauigkeit.

b) Dr. phil. Hermann Schmidt, Düsseldorf: Ueber ein Gaspyrometer mit sekundärer Wärmequelle. Beschreibung eines Verfahrens zur Messung von Gastemperaturen. Meßergebnisse und Genauigkeit. [5 S.]

##### Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung.

Als Fortsetzung der bereits an dieser Stelle<sup>2)</sup> angezeigten neun Lieferungen des achten Bandes der „Mitteilungen aus dem Kaiser-Wilhelm-Institut für Eisenforschung zu Düsseldorf“ sind Lieferungen 10 und 11 erschienen, die wiederum vom Verlag Stahleisen m. b. H. zu Düsseldorf (Postschließfach 658) bezogen werden können. Die Lieferungen bringen folgende Einzelabhandlungen:

Lfg. 10. Zur Kenntnis des Hochfrequenz-Induktionsofens. I. Ueber Theorie und Bau eisenloser Induktionsöfen<sup>3)</sup>. Von Franz Wever und Wilhelm Fischer. (22 S. mit 31 Abb. und 3 Zahlentafeln.) 2,75 *M.*, beim laufenden Bezuge der Bandreihe 2,20 *M.*

Lfg. 11. Zur Kenntnis des Hochfrequenz-Induktionsofens. II. Ueber die Metallurgie des eisenlosen Induktionsofens<sup>3)</sup>. Von Franz Wever und Heinz Neuhaß. (10 S. mit 16 Abb. und 4 Zahlentafeln.) 1,25 *M.*, beim laufenden Bezuge der Bandreihe 1,— *M.*

<sup>2)</sup> Vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1736.

<sup>3)</sup> Vgl. St. u. E. 46 (1926) S. 1641/9.

## Eisenhütte Südwest,

Zweigverein des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

### Einladung zur Hauptversammlung

Sonntag, den 16. Januar 1927, pünktlich um 11<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Uhr vormittags  
im Zivil-Kasino zu Saarbrücken.

#### Tagesordnung:

1. Begrüßung.
2. Geschäftliche Mitteilungen.
3. Vorlage der Jahresrechnung 1926, Aufstellung des Voranschlags für das Jahr 1927 und Entlastung des Schatzmeisters.
4. Vorstandswahl.
5. Vorträge: a) Professor Dr. phil. F. Korber, Düsseldorf: „Die Eigenschaften des Stahles in der Kälte und Wärme“.
- b) Dr.-Ing. G. Dörflinger, Kokereichef, Borsigwerk, O.-S.: „Großbetriebsversuche zur Verbesserung des oberschlesischen Kokes bei der Firma Borsigwerk, A.-G.“
- c) Direktor W. Schönberg, Dillingen-Saar: „Bericht über die elektrische Gasreinigung der Dillingener Hütte“.
6. Mitteilungen aus der Praxis.
7. Sonstiges.

Im Anschluß an den geschäftlichen Teil findet um 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Uhr nachmittags ein gemeinsames Mittagessen statt. Unkosten, Mittagessen und Trinkgeld hierfür werden für jeden Teilnehmer voraussichtlich 15 franz. Fr. betragen. Dieser Betrag wird von den erschienenen Mitgliedern vor dem Mittagessen gegen Aushändigung einer Teilnehmerkarte erhoben, welche als Gutschein in Zahlung gegeben wird. Von den angemeldeten, aber nicht erschienenen Mitgliedern wird der Betrag nachträglich eingezogen.

Meldungen mit verbindlicher Angabe der Teilnehmerzahl werden umgehend, spätestens bis Dienstag, den 11. Januar 1927, an Hüttendirektor A. Spannagel, Neunkirchen-Saar, erbeten. Die Einführung von Gästen steht jedem Mitglied frei; es wird gebeten, die Namen der einzuführenden Herren an die vorgenannte Anschrift mitzuteilen.

Das Inhaltsverzeichnis zum 2. Halbjahresbande 1926 wird voraussichtlich einem der Januarhefte beigegeben werden.