

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 29

15. Juli 1916

52 Jahrg.

Das Metallhüttenwesen in den Jahren 1914 und 1915.

Von Professor Dr. B. Neumann, Breslau.

(Fortsetzung.)

Röstung.

Bei den mehrherdigen mechanischen McDougall-Öfen führen sich mehr und mehr Zementherde ein¹; die Instandhaltungsarbeiten sind geringer, und Ansätze lassen sich leichter entfernen. Die Copper-Queen-Hütte hat 7 solcher Öfen von 5,5 m Durchmesser aufgestellt. Die mechanischen Kiesröstöfen werden jetzt auch vielfach für oxydierende bzw. sulfatisierende Röstung von Kupfererzen für Laugereizwecke benutzt, da Muffelöfen einen zu hohen Brennstoffaufwand beanspruchen.

Für die chlorierende Röstung haben Holt, Dern und Christensen² einen Ofen gebaut, der im wesentlichen einen Schachtofen mit beweglichem Rost vorstellt; er braucht etwa 3% Kohle. Auf Silver-City, Utah, steht ein ähnlicher wagerechter Drehofen in Anwendung³. Auf ein paar andere Öfen für die chlorierende Röstung ist schon im Abschnitt über Laugerei hingewiesen worden.

Die chlorierende Röstung durch Verblasen im Holt-Dern-Röstofen behandelt sehr eingehend auch G. A. Keep⁴, und zwar beschreibt er die Anlage und den Gang des Verfahrens bei der Mines Operating Co. in Park City, Utah. Hier werden allerdings nicht reine Kupfererze chloriert, sondern ein komplexes Erz mit Kupfer, Blei, Zink, Silber und Gold in Form von Sulfiden, Oxyden, Karbonaten und Chloriden.

In Chrome ist ein Drehofen⁵ in Betrieb, der Flugstaub agglomeriert, und zwar mit einem Aufwand von 36 l Öl auf 1 t. Dabei ist es möglich, so viel Schwefel im Erzeugnis zu lassen, daß sich letzteres noch für das Pyritschmelzen im Schachtofen eignet. Dieses Verfahren ist wichtig für Gegenden, wo teurer Brennstoff das Verschmelzen im Flammofen verbietet. Die Braden Copper Co. errichtet deshalb drei solcher Drehöfen in Chile.

Bezüglich der Erscheinung der Kernröstung setzt Friedrich⁶ auseinander, daß die alte Annahme, nach der das Schwefelkupfer das Kupfer in flüssigem Zustand in das Innere führt, unhaltbar sei, da der eutektische Schmelzpunkt beider bei 1067° liege, dagegen schmelzen Mischungen aus Kupfersulfat und Kupfersulfür schon bei etwa 300°; diese beiden Stoffe dürften bei der Wanderung des Kupfers eine wichtige Rolle spielen.

Flammofenschmelzen.

Seit einigen Jahren hat man begonnen, an Stelle der Ölbeheizung Kohlenstaubfeuerung beim Flammofenbetrieb einzuführen. Anfangs traten Schwierigkeiten durch die die Charge verunreinigende Asche auf, die jetzt, hauptsächlich wohl durch vollständige Trocknung und geeignete Mahlung der Kohle, überwunden sind.

Die Kohlenstaubfeuerung wurde zuerst mit Erfolg auf den Copper-Cliff-Werken wieder aufgenommen, dann folgten die großen Hütten in Anaconda und Garfield. Anaconda baute einen Versuchsofen, um das Beschickungsverfahren, wie es auf Copper Cliff in Anwendung war, zu verbessern; hieraus entwickelte sich die Seitenbeschickung, d. h. man schichtet die Charge an beiden Seiten hoch auf, die Nachbeschickung entfällt. Man gewinnt eine große bestrahlte Heizfläche, die dann zur bessern Wärmeausnutzung wieder längere Öfen erwünscht macht. Der Versuchsofen hatte eine Herdfläche von 6,5 × 38,4 m und setzte im Monatsdurchschnitt täglich 475 t durch. Während der alte, mit Rost versehene Flammofen einen Kohlenverbrauch von 1 T. auf 4¼ T. Beschickung hatte, war das Verhältnis beim Versuchsofen nur noch wie 1 : 7. Ferner ist ein noch größerer Ofen von 7,8 × 44,6 m Herdfläche gebaut worden, der 700–800 t täglich durchsetzt und noch weniger Kohle erfordert; außerdem befindet sich ein Ofen mit sogar 7,8 × 54,2 m Herdfläche im Bau, der dazu bestimmt ist, heiße Konverterschlacken, die mit Konzentraten verschmolzen werden, zu entkupfern. Der Ofen soll täglich 1100 t durchsetzen, wobei der größere Teil der Beschickung allerdings aus Schlacke bestehen wird. Durch diese Fortschritte im Flammofenschmelzen kommt der Schachtofen in eine etwas schwierige Lage. Beim Schachtofenschmelzen beträgt der Kohlenverbrauch 1 : 10, noch geringer ist er beim Pyritschmelzen. Durch Einführung der Abhitzeessel sparten die Flammöfen dann schon 25 % der Kohle, jetzt hat die Kohlenstaubfeuerung die Leistung mehr als verdoppelt. Der Flammofen braucht allerdings eine gleichmäßig vorgewärmte Beschickung mit bestimmtem passendem Schwefelgehalt, ist aber in bezug auf den Schlackentypus freier als der Schachtofen; er wird also auf großen Anlagen, die hauptsächlich Aufbereitungskonzentrate verschmelzen, den Schachtofen völlig verdrängen. Der Hochofen verlangt nämlich eine vorhergehende Sinterung dieser Produkte; er wird sein Feld in kleinern Anlagen

¹ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 383.

² Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 1699.

³ Met. Chem. Eng. 1914, S. 759.

⁴ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 265 und 315.

⁵ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 1671.

⁶ Metall u. Erz 1914, S. 9.

mit wechselnden Erzen und ferner dort behaupten, wo mehr oder weniger oxydische Erze zu verschmelzen sind.

Von Einzelmitteilungen über das Flammofenschmelzen seien hier folgende angeführt. Pomeroy¹ macht Angaben über den mit kalifornischem Rohöl beheizten Flammofen der Nevada Copper Co. in McGill, unter Beifügung von Zeichnungen des Ofens, der Brenner, des Temperaturverlaufes und der Schmelzergebnisse. Derselbe Verfasser hat später² den ganzen Flammofenschmelzbetrieb auf der genannten Hütte noch weiter erläutert. Demond³ behandelt die Wirtschaftlichkeit und Leistungsfähigkeit des Flammofenschmelzens. Er bespricht namentlich die verschiedenen Brennstoffe, immer unter Zugrundelegung der Erfahrungen in Anaconda, die Beschaffenheit der Kohle, Feinheitsgrad, Feuchtigkeit und Asche, die Vorwärmung der Beschickung und der Luft sowie die Abhitzeverwertung. Im besondern mit den Abhitze-kesseln für Flammöfen, ihrer Bauart und dem durch sie erzielten Gewinn beschäftigt sich L. Duncan⁴. Auch die Temperaturen im Flammofen⁵ haben genauere Messungen erfahren. Die meisten Veröffentlichungen befassen sich natürlich mit der Kohlenstaubfeuerung. Browne⁶ gibt eine eingehende Übersicht über die Entwicklung dieser Beheizungsfrage und erläutert die Versuche und die zu überwindenden Schwierigkeiten bei der Einführung und Durchführung der Kohlenstaubfeuerung auf den Werken der Canadian Copper Co. in Copper Cliff. Die fortschreitende Verbesserung des Verfahrens in den ersten Monaten 1914 ist auffällig. Er behandelt weiter die Anlage und Bauart der Copper-Cliff-Öfen, bespricht die Änderung in der Beschickung (statt am Feuerende längs der Seitenwände) und die Kohle, deren Trocknung, Zerkleinerung, Einführung, Verbrennung usw. Im Anschluß an die Copper-Cliff-Versuche haben auch die Washoe-Werke die Kohlenstaubfeuerung aufgenommen, die Bender beschreibt⁷; dabei ist eine Schmelzleistung von 1 : 7,5 erzielt worden. Über die Kohlenstaubfeuerung in Anaconda berichtet Mathewson⁸, über die Kohlentrockeneinrichtung Bartlett⁹ und über die Kohlenmahlanlage Warford¹⁰. Hinzuweisen wäre noch auf eine Veröffentlichung von Offerhaus¹¹ über einen mit Generatorgas geheizten Flammofen in Sulitjelma, Norwegen, der Konzentrate vom Vakuum-Ölschwimmverfahren nach Elmore, die vorher im Wedge-Ofen abgeröstet werden, verschmilzt. Um dem Angriff der sehr basischen Schlacke zu begegnen, ist man zu Magnesitmauerung und Wasserkühlung übergegangen. Allgemeine Betrachtungen über die Erzeugung von Kupferstein im Flammofen und die im Laufe der Zeit erfolgten Betriebsänderungen usw. hat H. Lang¹² veröffentlicht.

¹ Met. Chem. Eng. 1915, S. 253.

² Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1915, S. 145; Met. Chem. Eng. 1915, S. 681.

³ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 1847.

⁴ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 152.

⁵ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 658.

⁶ Met. Chem. Eng. 1915, S. 181; Metall u. Erz 1915, S. 163; Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1915, S. 49.

⁷ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1915, S. 73.

⁸ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 725.

⁹ Min. Eng. Wld. 1915, Bd. 43, S. 895.

¹⁰ Min. Eng. Wld. 1915, Bd. 43, S. 721.

¹¹ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 100, S. 1033.

¹² Min. Scient. Press 1914; Metall u. Erz 1914, S. 390.

Schachtofenschmelzen.

Auf dem Gebiet des Schachtofenschmelzens sind grundlegende Fortschritte nicht gemacht worden und auch nicht zu erwarten. Die ungünstige Wirtschaftslage 1914 hat auch derartige in Gang befindliche Versuche erstickt.

Auf der Copper-Queen-Hütte in Douglas hat man versucht, die Schlackenwärme zur Erzeugung von Dampf in McKee-Kesseln auszunutzen. Die Schlacke wird granuliert, sofort mit etwas Wasser in den Kessel gedrückt und ununterbrochen durch eine Art Baggerwerk aus dem Kessel wieder entfernt. Die Hauptwärmeverluste entstehen durch den Abgang des mit Schlacke ausgetragenen Wassers. Der Dampf soll zum Betrieb von Niederdruckturbinen dienen. Zunächst traten Schwierigkeiten dadurch auf, daß Schlackenteilchen mit dem Dampf in die Turbine gelangten; sie sind aber wohl inzwischen beseitigt worden. In England hat man bereits derartige Versuche mit Eisenhochofenschlacken¹ vorgenommen.

Für Schachtofenschmelzarbeit hat die Detroit Copper Mining Co. in Morenci einen neuen Hochofen (1,10 m × 9,90 m Formebene) errichtet. Darin sollen mit schwachem Winddruck in der Hauptsache Kupferkonzentrate verhüttet werden, die eigentlich in den Flammofen gehörten². Der Ofen ist für 440 t Durchsatz reichlich weit; hierdurch und durch den schwachen Wind will man die Flugstaubbildung einschränken, und andererseits glaubt man, so mit etwas saurer Schlacke arbeiten zu können. Barbour³ beschreibt zwei Stein- und Schlackengranuliertvorrichtungen, ebenso Hallett⁴ eine Anlage der Humboldt-Hütte, Arizona, Christensen⁵ die Bauart eines kleinen, runden Wasser-mantel-Schachtofens, der etwa 30 t Leistung haben würde, weiterhin Anlagen für 50, 100 und 200 t Durchsatzleistung und das nötige Zubehör.

Auf den Mount-Morgan-Werken, Australien, sind einige neue Pyritschmelzöfen⁶ errichtet worden, die sich in mehreren Punkten von den in Amerika üblichen unterscheiden. Die Öfen messen 1,50 × 8,40 m in der Formebene; der Schacht hat einen Wassermantel von 7,8 m Höhe, ist also wesentlich höher als die amerikanischen; weiter werden hier Flugstaub und Gase unter der Beschickungsbühne abgezogen; die Düsenöffnungen (12,5 cm) sind viel größer als in den amerikanischen Betrieben. Guess⁷ beschäftigt sich mit der praktischen Seite des Pyritschmelzens, erläutert die Vorteile dieses Verfahrens und untersucht dann die Brauchbarkeit verschiedener Kieselsäurematerialien. Am geeignetsten ist reiner Quarz, tonerhaltiges Material wenig brauchbar, Kieselsäure in Pulverform ganz ungeeignet; auch der Einfluß anderer Gangminerale wird untersucht, ferner die Beeinflussung der Steinkonzentration in ihrer Abhängigkeit von verschiedenen andern Faktoren. Unter der Überschrift Beobachtungen beim Pyritschmelzen liefert

¹ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 290.

² Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 199.

³ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 239.

⁴ Metall u. Erz 1914, S. 208; Min. Scient. Press 1914.

⁵ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 225.

⁶ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 570.

⁷ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 894.

R. Stören¹ eine zusammenfassende Übersicht über dieses Verfahren; er bespricht die Geschichte, die chemischen Vorgänge bei der Erzhöchstung und dem Rohsteinschmelzen, die verschiedenen Pyritschmelzverfahren, die Erze, die Beschickung, Ofenbauarten, Gebläse, Schlackenbildung und die Pyritschmelzung des Nickelertes.

Eine sehr eingehende Studie über die Metallverluste in Kupferschlacken hat F. E. Lathe² veröffentlicht. Zunächst gibt er einen Überblick über die wichtigste Literatur sowie Schaubilder über die Zusammensetzung von Hochofen- und Flammofenschlacken, dann geht er auf seine Untersuchungen der Granby-Schlacken ein, betrachtet den Kupfergehalt bei wechselndem Kieselsäuregehalt sowie den Kupferoxyd- und Kupferoxyd- und zeigt, welche Verbesserungen auf den Granby-Werken von 1907–1914 in dieser Beziehung erreicht worden sind (von 0,32 % auf 0,19 % Kupfer; der Verminderung des Kupfergehalts um je 0,01 % entsprechen rd. 100 t Kupfer im Jahr). Er zeigt weiter die Zunahme des Kupfergehalts mit steigender Steinanreicherung, auch an Anaconda-Schlacken, und beweist, daß das Vorhandensein von Schwefelkupfer keineswegs die Anwesenheit von Kupferoxyd oder Silikat ausschließt. Daß ein starker Verlust durch Cuprosulfid eintritt, ist nicht erwiesen, 50–75 % des Kupferverlustes in den Schlacken entfallen auf Kupfer in oxydischer Form; die Verluste durch suspendierte Steinteilchen können durch bessere Absetzeinrichtungen verringert werden.

Verblasen des Steins im Konverter.

Der große Fortschritt, den die Einführung des basischen Konverters bedeutete, ist noch übertroffen worden, seitdem es gelungen ist, das basische Futter mit einem Schutzüberzuge von Magnetit zu versehen, wodurch die Haltbarkeit des Futters nahezu unbegrenzt wird. Der Kampf zwischen der liegenden und der aufrechten Konverterform ist durchaus noch nicht in der einen oder andern Richtung entschieden, die neuen Anlagen bevorzugen wieder die stehende Form.

Howard³ macht Angaben über den Betrieb mit basischen Konvertern auf der Old-Dominion-Hütte. Auf einem Futter konnten 664 Chargen (18 157 t Stein) verblasen werden. Zum Abbrechen der Ansätze am Konverterhals wurde eine besondere Vorrichtung angebracht. Auch die Erfahrungen mit dem von Wheeler und Krejci erfundenen⁴ Magnetitüberzug werden mitgeteilt, ebenso die Art und Weise der Herstellung des Überzuges. Wheeler und Krejci haben ihre im letzten Bericht schon erwähnte erste Mitteilung über den Magnetitüberzug noch weiter ergänzt⁵. In den frisch zugestellten, auf Rotglut angewärmten Konverter gießt man flüssigen armen Stein (mit etwa 35 % Kupfer), verbläst 15 min, setzt zur Abkühlung kalten Stein, Konverteransätze, Abfälle usw. zu, verbläst, kühlt und so fort, bis sämtlicher Stein auf weißes Metall verblasen ist. Man setzt kein Erz o der kieseliges Gut zu,

daher ist die Möglichkeit der Bildung des Überzuges von Eisenoxyduloxyd gegeben. Durch weiteres Verblasen von Stein mit wenig Kieselsäure kann man den Überzug verstärken, durch Zusatz von Kieselsäure und höhere Temperatur wieder schwächen. Der Schmelzpunkt des Magnetits liegt zwischen 1527 und 1538°, beim üblichen Konverterbetriebe werden aber Temperaturen von 1200° selten erreicht. Howard hat auf den Old-Dominion-Werken in Globe Versuche gemacht, Flugstaub als Konverterfutter (in sauren Konvertern) zu verwenden¹; etwa 20 % des entstehenden Flugstaubes konnten auf diese Weise weggeschafft werden. Haas² hat eine neue Art von Konverter vorgeschlagen, der das Anwendungsgebiet erweitern soll. Es handelt sich um einen stehenden, mit Magnesit gefütterten Konverter, der sehr zahlreiche Düsen besitzt und vom Boden aus geblasen wird. Feine Pyrite oder Konzentrate sollen mit dem Wind eingeführt werden. Dieses Einblasen von Erzen oder Konzentraten ist nicht neu. 1911–1913 wurden in Cananea nach einem von Dag ausgearbeiteten Verfahren³ 35 000 t Miami-Konzentrate unmittelbar mit im Konverter verblasen. Da man jetzt doch auf reichern Stein als mit 30–35 % Kupfergehalt bläst, so steht das Verfahren zur Zeit nicht mehr in Anwendung. Kervin⁴ berichtet über ein etwas ungewöhnliches Verfahren des Verblasens von armem Kupferstein mit 13–20 % Kupfer auf der Mammoth-Hütte in Kennett, Kalifornien, in sauer gefütterten Konvertern. Besondere Verhältnisse (größtmögliche Durchsatzmenge, Begrenzung der Menge der heißen Gase) lassen hier den basischen Konverter weniger zweckmäßig erscheinen.

Über die Art der Ausmauerung neuzeitlicher stehender basischer Konverter, wie sie bei der Cananea Copper Co. im Gebrauch ist, finden sich einige Mitteilungen⁵. Das »selektive« Verblasen zur Anreicherung der Edelmetalle in den »Böden« steht auch noch in Anwendung. Selby-Davidson⁶ berichtet über die Ergebnisse dieser Art des Verblasens auf einer Hütte in Queensland, Collins⁷ über ein solches auf einer Hütte in Cueva de la Mora, wo man 70 % des Goldgehalts in den Böden ansammeln konnte, die 9 % des Konverterkupfergewichts ausmachten.

Ein neues Verfahren zum Verblasen von Kupferbleistein⁸, wie er vom Bleischachtofen kommt, hat man auf der Hütte in Tooele, Utah, erprobt. Man verbläst den Kupfer-Bleistein in basischen Konvertern ohne Zuschlag von kieseligem Gut, bis sich sämtliches Blei als Bleirauch verflüchtigt hat (10 t in 2 st), dann bleiben noch 1–1,5 % Blei im Kupfer. Der Bleirauch wird durch wollene Säcke filtriert, die anfangs schnell durch Säure zerrissen wurden. Dadurch, daß man jetzt auch Zinkoxyd mit verbläst, ist der Rauch fast alkalisch. Die schwere Eisenschlacke und das ausgeschiedene Kupfer führt man in einen andern Konverter über, der gewöhnlichen Flammofen-Kupferstein verbläst.

¹ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 1104; Metall u. Erz 1914, S. 488.

² Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 1071; Met. Chem. Eng. 1914, S. 535.

³ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 1051; Metall u. Erz 1914, S. 428.

⁴ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 713; Metall u. Erz 1914, S. 320.

⁵ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 809.

⁶ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 367.

⁷ Met. Chem. Eng. 1915, S. 446.

⁸ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 379.

¹ Metall u. Erz 1915, S. 200, 220 und 211.

² Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 100, S. 215, 263 und 305.

³ Met. Chem. Eng. 1914, S. 654.

⁴ s. Glückauf 1915, S. 10.

⁵ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 228; Metall u. Erz 1914, S. 172.

Hüttenrauchfrage.

Die Hüttenrauchfrage hat sich seit mehreren Jahren in Amerika für die Hütten sehr unangenehm fühlbar gemacht. Man ist überall mit Gegenmaßregeln beschäftigt. Zunächst sucht man die festen Bestandteile aus dem Rauch zu entfernen. Das Sackhaus ist das eine Mittel hierfür, die Anlage ist aber teuer und die Anwendung von Neutralisationsmitteln ist zum Schutz der Säcke notwendig. Das andere Mittel ist das Cottrell-Verfahren, das auf verschiedenen Hütten in größerem Maßstab erprobt wird. In Garfield hat man dieses Verfahren eingeführt, über das Howard¹ Mitteilung macht, und man hat damit auch einen technischen Erfolg erzielt. Durch Benutzung rohrförmiger Elektroden soll die Reinigung der Gase bis auf 95% zu bringen gewesen sein. In Anaconda² versucht man eine Verbilligung mit noch größeren Rohrelektroden. In Corans, Kalifornien, erprobte man bis zum Kriegsausbruch den Hall-Prozeß³, indem man die Sulfide mit Generatorgas oder Öl röstete, um so statt schwefliger Säure elementaren Schwefel zu gewinnen. Im allgemeinen sind die Ansichten noch geteilt, ob man nicht mit gut durchgebildeten Staubkammern dasselbe erreicht wie mit dem Cottrell-Verfahren. Dabei soll nicht vergessen werden, daß dieses elektrische Niederschlagsverfahren die schweflige Säure sowieso nicht beseitigen kann, und daß es, wo einigermaßen ein Markt dafür vorhanden ist, am zweckmäßigsten ist, Schwefelsäure aus den Abgasen herzustellen (die Hütte in Anaconda gewinnt bereits täglich 100 t Säure), oder man muß die sauern Gase wieder zur Laugerei von oxydischen Erzen benutzen. Auf den Mammoth-Werken in Kennett⁴ dient zur Beseitigung des Hüttenrauches eine große Anlage, bestehend aus Staubkammern, Kühlrohren und einem Sackhaus. Die Neutralisation der schwefligen Säure wird durch Zinkoxyd bewirkt, das in den Erzen (als Schwefelzink) enthalten ist. Die Staubverluste⁵ waren früher recht beträchtlich, auf der Copper-Queen-Hütte betragen sie 1909 2,73%, 1911 1,03%, 1913 0,67%, das ergibt bei den großen Erzmengen auch im letztgenannten Fall noch einen Verlust von mehr als 1 t Kupfer täglich. Man hat hier aber nicht nur durch Verbesserung der Staubbeseitigungseinrichtungen, sondern auch durch die hüttenmännischen Prozesse selbst Fortschritte erreicht und auch mit dem Cottrell-Verfahren Versuche angestellt. Bradley⁶ geht in einem Vortrag über die Lösung der Rauch- und Staubfrage durch elektrische Fällung etwas näher auf dieses Verfahren ein.

Eine sehr beachtenswerte Abhandlung über die Neuerungen in der Bekämpfung des Hüttenrauches mit Angabe der Ergebnisse eigener Versuche hat C. Schiffner⁷ veröffentlicht. Er bespricht von den in Betracht kommenden neuern Verfahren das Thiogen-Verfahren von Young sowie die Verfahren von Hall und Cottrell. Dann folgen Angaben über die eigenen,

in einer besondern Versuchsanlage erzielten Ergebnisse. Bei richtig gewählten Verhältnissen von Gasmenge, Gasgeschwindigkeit, Größe und Abstand der Elektroden und Höhe der Spannung können mit dem Cottrell-Verfahren schwebende oder tropfbar flüssige Teilchen aus Gasen praktisch vollständig ausgeschieden werden. Das bestätigen auch die im Betriebe angestellten Versuche. Schiffner arbeitete mit Antimonoxyddämpfen. Gase wie schweflige Säure, Chlor und Salzsäure würden demnach nur beseitigt werden können, wenn es gelingt, diese Gase, die ja in Wasser absorbierbar sind, durch Behandlung mit Wasser in die Form saurer Nebel überzuführen. Diese Überführung ist offenbar nicht sehr einfach. Die Versuche Schiffners sind bisher in dieser Beziehung jedenfalls noch nicht ganz erfolgreich gewesen, sie werden aber fortgesetzt.

Raffination.

Die Fortschritte bei der Kupferraffination beziehen sich in der Hauptsache auf Einzelheiten bei der Kupferelektrolyse. Im übrigen handelt es sich nur um Verbesserungen an Öfen zum Einschmelzen von Kupfer für Anoden oder Kathoden. Man verwendet jetzt hier auch teilweise Magnesitsteine und auch Chromziegel. Im allgemeinen baut man die Kupferraffinieröfen jetzt enger und länger; in Baltimore haben die neuen Öfen Abmessungen von 4,50 × 14,9 m, in Chrome von 4,30 × 12,4 m. Der Kohlenverbrauch soll 10% betragen.

Lyon und Keeney¹ schlagen zum Einschmelzen von Kathodenkupfer den elektrischen Ofen vor. Kathodenkupfer wird nämlich beim Einschmelzen im Flammofen nicht besser, es nimmt Sauerstoff auf sowie Schwefel aus den Verbrennungsgasen. Lyon und Keeney glauben diese Schwierigkeiten dadurch zu beseitigen, daß man das Kathodenkupfer in einem Lichtbogenofen, etwa einem Heroult-Ofen, unter einer Decke von Kalk und Sand einschmilzt.

Einige Mitteilungen über die Kupferraffination in den Ver. Staaten macht auf Grund eines Reisebesuches O. Nielsen², und zwar beschäftigt er sich dabei ausschließlich mit der Schmelzraffination. Die neuzeitlichen Raffinieröfen nähern sich mehr und mehr dem Siemens-Martinofen. Besprochen werden die Beschickung, die Feuerung, das Gießen und die Öfen. Die fortschrittliche Entwicklung der Ofenauskleidung läßt sich wie folgt kennzeichnen: Öfen mit saurem Sinterherd mit sauern gesinterten Wangen, die dann durch Magnesitsteinwangen ersetzt wurden; dann folgte der Steinboden mit sauren oder basischen Seiten; daraus entwickelte sich der Magnesitsteinboden mit ebensolchen Seiten, und den Schluß bildet ein ganz basischer Ofen mit Chromsteingewölbe. Die ganze Entwicklungsreihe ist noch nicht überall zum Abschluß gekommen, der letztgenannte Ofen ist aber von Addicks und Brower bereits gebaut worden.

Über die Gasabsorption des Raffinadkupfers hat Stahl³ eine Reihe von Beobachtungen zusammengestellt.

¹ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 2029.

² Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 2738.

³ Metall u. Erz 1914, S. 722; Met. Chem. Eng. 1914, S. 718.

⁴ Met. Chem. Eng. 1915, S. 697.

⁵ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 97, S. 1197; Metall u. Erz 1914, S. 489.

⁶ Met. Chem. Eng. 1915, S. 911.

⁷ Metall u. Erz 1914, S. 257.

¹ Bull. Amer. Inst. Min. Eng. 1914, S. 1791.

² Metall u. Erz 1915, S. 439 und 464.

³ Metall u. Erz 1914, S. 470.

Die elektrolytische Kupferverfeinerung ist ganz besonders in den Ver. Staaten in einer staunenerregenden Weise zur Entwicklung gediehen. Wer sich hierüber näher unterrichten will, findet eine sehr gute Übersicht in einem Aufsatz: Die wirtschaftliche Entwicklung der Industrie der elektrolytischen Kupferverfeinerung in den Vereinigten Staaten von Nordamerika¹. Einige Zahlen mögen die rasche und riesige Entwicklung veranschaulichen. Die nachstehende Übersicht zeigt die Hüttenerzeugung aus Rohkupfer, die Einfuhr fremden Kupfers zum Zweck der Raffination und die Elektrolytkupfergewinnung in Amerika.

Jahr	Hüttenerzeugung t	Einfuhr t	Elektrolytkupfer t
1897	223 800	7 500	110 000
1903	327 100	62 000	280 000
1909	528 600	109 200	500 000
1913	589 000	136 100	637 900

Diese gewaltige Leistung wird von 9 großen und 2 kleinern Anlagen erzielt. Die Gesamterzeugungsfähigkeit dieser Anlagen betrug 1911 1494, 1912 1648, 1913 1768, 1914 1778 Mill. Pfd. Kupfer. Auf die 9 Hauptwerke entfallen davon²:

	Mill. Pfd.
Nichols Copper Co.	
Laurel Hill (New York)	400
Raritan Copper Works	
Perth Amboy (New Jersey)	400
Baltimore Copper Smelting & Rolling Co.	
Canton (Maryland)	336
American Smelting & Refining Co.	
Perth Amboy (New Jersey)	216
U. S. Metals Refining Co.	
Chrome (New Jersey)	200
Balbach Smelting & Refining Co.	
Newark (New Jersey)	48
Anaconda Copper Mining Co.	
Great Falls (Montana)	65
Tacoma Smelting Co.	
Tacoma (Washington)	48
Calumet & Hecla Mining Co.	
Calumet (Michigan)	65

Im Jahre 1897 wurde nur etwa $\frac{1}{4}$, gegen $\frac{2}{3}$ heute, der Welterzeugung an Kupfer elektrolytisch raffiniert und noch amerikanisches Kupfer nach England zur (gewöhnlichen) Raffination ausgeführt; jetzt werden 136 000 t fremdes Kupfer eingeführt, um zum größten Teil elektrolytisch raffiniert zu werden.

Auch in Deutschland soll eine neue größere elektrolytische Kupferraffinerie von den Hüttenwerken Niederschönweide in der Nähe von Bitterfeld errichtet werden, und zwar sollen jährlich 2 Mill. KWst zur Ausnutzung gelangen³.

Altnéder bespricht in einer Veröffentlichung über die elektrolytische Kupferraffination⁴ hauptsächlich das Seriensystem nach Hayden. Einen sehr bemerkenswerten Vergleich zwischen dem sog.

Multipel- und dem Seriensystem bei der elektrolytischen Kupferraffination zieht Ph. L. Gill¹. Hier soll nur folgende Gegenüberstellung wiedergegeben werden:

	Multipel- system	Serien- system
Stromausbeute %	90	68
Spannungsabfall für das Bad . . V	0,3	18
Zahl der Anoden im Bade	28	120
Zahl der Kathoden im Bade	29	120
Niederschlagsoberfläche . . Qu.-Fuß	7,2	25
Stromdichte auf 1 Qu.-Fuß	18	16
Tägl. Niederschlag für 1 Bad. . . Pfd.	204	2040
Kupfermenge auf 1 KW-Tag. . Pfd.	187	283

Rechnet man 1 KWst zu 6 Pf., so betragen die Kraftkosten nach dem Multipelsystem 5,12 *M* für 1 t Kathodenkupfer gegen 3,39 *M* beim Seriensystem. Im letztern Fall stellt sich aber die Arbeit durch Anodenabfall wesentlich größer, so daß die Gesamtkosten wieder annähernd gleich werden. Beim Multipelsystem belaufen sich nämlich die Kosten für Arbeit und Kraft zur Herstellung der Elektroden sowie für Füllung und Entleerung der Bäder auf 0,92 *M*; hierzu Stromkosten 5,12 *M*, ergibt zusammen 6,04 *M*. Beim Seriensystem betragen die Löhne für Füllung und Entleerung der Bäder, Abziehen der Kathoden, Richten und Bestreichen der Anoden 2,66 *M*, die Stromkosten 3,39 *M*, zusammen also 6,05 *M*. Die Wahl des Systems richtet sich deshalb in der Hauptsache nach andern Gesichtspunkten. Das Seriensystem ist mehr geeignet für reines Blasenkupfer, das Multipelsystem für unreine und stark gold- und silberhaltige Kupfersorten.

Addicks² hat eine Untersuchung über die Verunreinigungen im Kathodenkupfer angestellt und sein Augenmerk namentlich auf die Edelmetalle sowie auf den Einfluß von Arsen und Nickel gerichtet. Die Stromausbeute bei der elektrolytischen Kupferraffination und den Einfluß des Eisens untersucht Guiterman³ ebenso⁴ das Kathodenpotential bei verschiedenen Bedingungen (Temperatur, Stromdichte, Reinheit des Elektrolyten).

Eine wertvolle Untersuchung über die Elektrolyse von Kupfersulfatlösungen unter Verwendung von Kohlenanoden ist L. Addicks⁵ zu verdanken. Sie erstreckt sich auf den Laugenumlauf und die Laugenbewegung, auf die Anoden und die Depolarisation, auf die Kathoden und ihre Korrosion, auf die schweflige Säure und die Reduktion von Ferrisulfat sowie auf die Wirksamkeit der verschiedenen Mittel. Zahlreiche Schaubilder erläutern die Befunde. Kohlenelektroden halten ganz gut, wenn man für richtige Depolarisation sorgt. Die Versuche über den Einfluß von Säuren, Eisen und Aluminium auf die Spannungsverhältnisse ergaben, daß Aluminiumsulfat als Ersatz für Diaphragmen benutzt werden kann. Auch größere Mengen verschiedener vorhandener Sulfate verschlechtern das Kathodenkupfer nicht. 1 KWst kann unter günstigen

¹ Metall u. Erz 1915, S. 269.

² Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 99, S. 55.

³ Eng. Min. Journ. 1915, Bd. 100, S. 512.

⁴ Metall u. Erz 1915, S. 173.

¹ Eng. Min. Journ. 1916, Bd. 101, S. 9.

² Met. Chem. Eng. 1914, S. 707.

³ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 338.

⁴ Eng. Min. Journ. 1914, Bd. 98, S. 601.

⁵ Met. Chem. Eng. 1915, S. 748.

Bedingungen 1,019 kg Kupfer ausfällen. Die Korrosion nach der Gleichung $\text{Cu} + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 = \text{CuSO}_4 + 2\text{FeSO}_4$ ist ziemlich erheblich; sie kann durch Cupri- oder Ferrosalze nur wenig eingeschränkt werden, dagegen wirkt Aluminiumsulfat merkwürdigerweise als ausgezeichnetes Gegenmittel; bei Sättigung mit diesem Salze verschwindet sie ganz. Auch der Einfluß von schwelliger Säure wurde untersucht. Diese Art der Elektrolyse mit unlöslichen Anoden dürfte jedenfalls bei der schnellen Zunahme der Kupferlaugereiverfahren bald größere Bedeutung gewinnen.

Im Anschluß hieran sei auch auf die Zusammenstellung der Neuerungen in der Elektrometallurgie des Kupfers von Peters¹ hingewiesen, die sowohl elektrothermische Verfahren als auch die elektrolytische Raffination, wie die Fällung des Kupfers mit unlöslichen Anoden und die Ausfällung von Legierungen, berücksichtigt.

Von einigen andern, mehr wissenschaftlichen Arbeiten, die das Kupfer betreffen, seien hier kurz noch folgende erwähnt: Der Einfluß des Nickels auf die mechanischen Eigenschaften des Kupfers von W. Stahl², Löslichkeit von Wolfram in Kupfer von Rumschöttel³, Borkupfer von Gleason⁴, Titan und

- ¹ Glückauf 1915, S. 797, 827, 845, 875, 893 und 920.
² Metall u. Erz 1915, S. 179.
³ Metall u. Erz 1915, S. 45.
⁴ Metall u. Erz 1914, S. 647.

Kupfer von Benschel¹, Schmelzpunkte von Kupferlegierungen von Norton, Popoff, Bancroft und Gillett², über verbranntes und unter der Walze gerissenes Kupfer³ von W. Stahl, Einfluß des wiederholten Umschmelzens auf Kupfer von Clements⁴.

Einen Beitrag zur Aufklärung der Konstitution der »Steine« bildet die Untersuchung Friedrichs⁵ über die Schichten bildenden Systeme, wobei die Systeme $\text{Cu}_2\text{S}-\text{Ni}_3\text{S}_2$ und $\text{Cu}_3\text{S}-\text{Ni}_3\text{S}_2$, $\text{Na}_2\text{S}-\text{Cu}_2\text{S}$ untersucht worden sind. Hierbei sei auch ein Vorschlag Menzels⁶ erwähnt, der zur Verhüttung der sog. melierten, Kupfer, Blei und Zink führenden Erze folgenden Vorschlag macht: Teilweise Abröstung der Erze, Verschmelzen im elektrischen Ofen mit Ansammlung des Kupfers im Stein unter Verflüchtigung des gesamten Zinks und Bleis, Verarbeitung des Kupfersteins auf Rohkupfer bzw. elektrolytische Raffination, Auslaugen des Zinks aus dem Flugstaub, Verschmelzen der bleireichen Rückstände auf Werkblei.

(Forts. f.)

- ¹ Metall u. Erz 1914, S. 10 und 46.
² Min. Scient. Press 1903, S. 890; Metall u. Erz 1914, S. 67.
³ Metall u. Erz 1915, S. 181.
⁴ Met. Chem. Eng. 1914, S. 644.
⁵ Metall u. Erz 1914, S. 163.
⁶ Metall u. Erz 1915, S. 266.

Die wirtschaftliche Bedeutung des belgischen Berg- und Hüttenwesens sowie der Steinbruchindustrie im Jahre 1913.

Von Geh. Bergrat Professor Dr. P. Krusch, Berlin.

Den Schluß der Aufsatzreihe über den geologischen Bau und die nutzbaren Lagerstätten Belgiens¹ soll die folgende Betrachtung der wirtschaftlichen Bedeutung des belgischen Berg- und Hüttenwesens unter besonderer Berücksichtigung des Warenaustausches mit Deutschland bilden. Es erscheint zweckmäßig, sie durch einige die Steinbruchindustrie betreffende Angaben zu ergänzen, da in den Abschnitten über den geologischen Bau des Landes² und die Phosphatlagerstätten³ auf die Verwertbarkeit vieler Gesteine besonders hingewiesen worden ist und der Steinbruchindustrie eine recht erhebliche Bedeutung zukommt⁴.

Belgien umfaßt 29 455,003 qkm. Seine Bevölkerung betrug am 31. Dezember 1913 7 657 924 Einwohner, d. h. 260 auf 1 qkm.

Der Steinkohlenbergbau Belgiens, das zu den kohlenreichsten Ländern der Erde gehört, ist der wichtigste Zweig seiner Montanindustrie.

¹ s. Glückauf 1915, S. 1149, 1177, 1205 und 1229; 1916, S. 185, 210, 233, 305 und 325.

² s. Glückauf 1916, S. 305.

³ s. Glückauf 1916, S. 233.

⁴ Den statistischen Ausführungen wurde das Jahr 1913 zugrunde gelegt, weil es das letzte vom Kriege nicht betroffene ist, für das noch alle Zahlen über Erzeugung, Ein- und Ausfuhr usw. zur Verfügung stehen.

Zahlentafel 1.

Kohlengewinnung im Becken von Haine-Sambre-Maas.

Jahr	Anzahl		Größe		Menge	Verkaufspreis f. 1 t	Selbstkosten auf 1 t
	der verliehenen Felder	der in Förderung stehenden Felder	ha	ha			
1880	271	143 837	164	—	16 886 698	10,06	9,83
1885	263	144 323	150	—	17 437 603	8,87	8,47
1890	240	137 661	134	—	20 365 960	13,14	10,30
1895	223	138 180	122	—	20 457 604	9,45	9,05
1900	219	140 286	118	95 188	23 462 817	17,41	13,15
1905	212	140 256	121	100 393	21 775 280	12,64	11,82
1910	209	140 485	125	104 032	23 916 560	14,59	14,09
1911	207	140 587	127	107 942	23 053 540	14,76	14,90
1912	199	140 918	126	111 767	22 972 140	16,56	16,22
1913	198	141 278	122	—	22 841 590	18,34	—

Wie die Zahlentafel 1 zeigt, hat in dem südlichen Kohlenbecken¹ die Zahl der in Förderung stehenden Felder im ganzen seit 1880 abgenommen. Trotzdem ist die Gewinnungsmenge in diesem Zeitraum gestiegen, wenn sich auch nicht verkennen läßt, daß im Jahre

¹ s. Glückauf 1916, S. 325.

1900 ein Stillstand eingetreten ist. Man hat den Eindruck, daß das Kohlenbecken von Haine-Sambre-Maas den Höhepunkt überschritten hat, so daß eine weitere Steigerung nicht mehr möglich ist. In dieser Ansicht wird man noch bestärkt, wenn man das Verhältnis zwischen Selbstkosten und Verkaufswert von 1 t Kohle berücksichtigt. Wie in allen Kohlengebieten schwankt der Gewinn für 1 t Kohle von Jahr zu Jahr erheblich. Während er im Jahre 1890 fast 3 fr erreicht, beträgt er im Jahre 1895 nur noch 0,40 fr, um 1900 wieder auf 4,26 fr zu steigen. Damit ist der Höhepunkt in bezug auf den Gewinn erreicht. 1905 betrug er nur noch 0,82 fr, 1910 0,50 fr, 1911 wurde auf 1 t ein Betrag von 0,14 fr zugesetzt, 1912 nur ein bescheidener Gewinn von 0,34 fr erzielt. Dieses Ergebnis ist für das Kapital wenig verlockend. Der Gewinn hängt in erheblichem Maße von den für Anlagen aufgewandten Kosten ab, die von 1885 bis 1912 von 11,7 auf fast 60 Mill. fr gestiegen sind.

Ein zweites großes Kohlenbecken besitzt Belgien im Norden des Massivs von Brabant in der Campine¹. Dort sind bisher 10 Verleihungen in einer Ausdehnung von 31 482 ha erfolgt und 6 Gesellschaften mit 747 Arbeitern (1913) in Tätigkeit. 39,86 Mill. fr Anlagekapital sind bereits verbaut. Wenn auch noch keine der Zechen in Förderung steht, so ergibt sich doch aus den geologischen Verhältnissen², daß später mit einer sehr erheblichen Gewinnung gerechnet werden kann.

Trotz der beträchtlichen Eigengewinnung übersteigt die belgische Einfuhr die Ausfuhr ganz erheblich. Im Jahre 1913 wurden 8 856 153 t eingeführt und nur 4 981 480 t ausgeführt. Daraus ergibt sich also ein Verbrauch an Rohkohle in Höhe von 26 716 263 t, dem eine Eigengewinnung von 22 841 590 t gegenübersteht. Diese geringe Abhängigkeit vom Ausland dürfte durch die Entwicklung der Campine-Gruben nach und nach beseitigt werden.

Deutschland gab im Jahre 1913 6 671 177 t Kohle an Belgien ab, von denen jedenfalls ein großer Teil für das Ausland bestimmt war; es bezog aus Belgien dagegen nur 547 975 t.

Wesentlich anders liegen die Verhältnisse bei Koks (s. Zahlentafel 2). Hier betrug im Jahre 1913 die Einfuhr zwar 1 128 095 t, dagegen erreichte die Ausfuhr 1 113 687 t. Unter Berücksichtigung der Gewinnung in Höhe von 3 523 000 t belief sich der belgische Verbrauch auf 3 537 408 t, war also annähernd der Eigengewinnung gleich.

Da die Campine künftig in erheblichem Maße Koks-kohle fördern wird, dürfte Belgien in die Lage kommen, große Koksmengen nach dem Ausland abzusetzen, und dadurch die Entwicklungsmöglichkeit der Campine-Gruben stärken.

Auch über die ähnlich liegenden Verhältnisse bei Preßkohlen unterrichtet die Zahlentafel 2. Es wurden 1913 eingeführt 466 630 t und ausgeführt 642 883 t. Unter Berücksichtigung der Gewinnung in Höhe von 2 608 640 t ergibt sich also ein Verbrauch von 2 432 382 t, der etwas geringer ist als die belgische Gewinnung.

Zahlentafel 2.

Koks- und Preßkohlegewinnung Belgiens.

Jahr	Anzahl der Werke	Kohlenverbrauch t	Gewinnung	
			t	Wert für 1 t fr
Kokereien				
1881	-	2 495 323	1 834 669	15,98
1885	-	2 292 696	1 678 473	13,40
1890	-	2 969 388	2 176 755	23,62
1895	37	2 358 663	1 749 109	13,75
1900	45	3 274 469	2 434 678	26,90
1905	43	3 354 190	2 526 690	19,20
1910	42	4 097 030	3 110 820	21,10
1911	40	4 139 980	3 160 950	23,36
1912	38	4 166 400	3 186 780	25,38
1913	41	4 601 750	3 523 000	27-28
Preßkohlenwerke				
1895	38	1 098 400	1 217 795	12,14
1900	40	1 157 150	1 395 910	23,56
1905	68	1 555 940	1 711 920	15,63
1910	59	2 402 840	2 651 190	16,48
1911	60	2 518 460	2 778 620	17,15
1912	61	2 441 190	2 690 610	20,07
1913	62	2 367 290	2 608 640	23-25

Wieweit Deutschland an der Ein- und Ausfuhr von Koks und Preßkohle beteiligt ist, läßt sich aus Mangel an Unterlagen nicht feststellen.

Ein erheblicher Teil der belgischen Steinkohlegewinnung, nämlich fast ein Drittel, wurde 1913 verkocht und brikettiert. Die verkochte Kohlenmenge betrug 4 601 750 t, und zwar wurden aus annähernd 4 t Kohle 3 t Koks hergestellt. Der Wert für 1 t Koks belief sich auf 27-28 fr. Durch die Verkokung trat also eine recht erhebliche Wertsteigerung des Gutes ein. Für die Herstellung von Preßkohle diente annähernd ein Zehntel der Fördermenge, nämlich 2,36 Mill. t. Sie lieferten 2,601 Mill. t Preßkohle im Durchschnittswert von 23-25 fr.

Berücksichtigt man den gesamten Betrieb der Steinkohlengruben, so überrascht es nach den vorstehenden Ausführungen nicht, daß von den im Jahre 1912 fördernden Gruben nur 67 einen Gewinn in Höhe von 25,87 Mill. fr abwarfen, während 59 mit 18,125 Mill. fr im Verlust blieben. Daher rührt der bescheidene Gewinn von 0,34 fr für 1 t Kohle. Trotzdem sind die belgischen Steinkohlengruben von größter Bedeutung für die Bevölkerung. Sie beschäftigen nicht weniger als 105 324 Arbeiter unter und 40 346 über Tage, zusammen also 145 670. Die Durchschnittsleistung des unter Tage beschäftigten Bergmanns betrug jährlich 218, täglich also 0,750 t. Der Durchschnittslohn erreichte 5,49 fr unter und 3,56 fr über Tage.

Aus der Zahlentafel 3 geht die Entwicklung des belgischen Erzbergbaus in großen Zügen hervor.

Der Eisenerzbergbau¹ lieferte 1860 noch 809 176 t im Wert von 7 748 633 fr, während er 1913 nur noch 150 440 t im Wert von 741 250 fr ergab.

¹ s. Glückauf 1916, S. 210; über die Zukunftsaussichten des Eisenerzbergbaus vgl. S. 214.

² s. Glückauf 1915, S. 1149.
² s. Glückauf 1915, S. 1233.

Zahlentafel 3.
Förderung der belgischen Erzbergwerke¹.

Jahr	Eisenerz (gewasch. Mineral)		Schwefelkies		Galmei		Zinkblende		Bleiglanz		Manganerz (Ferromanganerz)		Ar- beiter- zahl
	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr	
1860	809 176	7 748 633	42 513	1 253 109	48 857	2 123 969	17 284	834 263	9 980	1 606 228	—	—	11 141
1870	654 332	5 805 452	28 665	620 513	41 316	1 619 495	15 783	807 466	13 380	2 472 616	—	—	8 390
1880	253 499	1 875 000	7 913	164 000	15 735	696 000	23 080	1 546 370	5 434	892 000	700	4 000	3 810
1890	172 291	1 083 000	2 980	28 000	5 040	328 000	10 370	872 000	150	15 920	14 255	176 000	1 427
1895	312 637	1 480 450	3 510	36 150	4 150	201 700	8 080	362 550	220	25 500	22 478	286 270	1 422
1900	247 890	1 320 100	400	1 140	3 000	217 150	5 715	339 180	230	63 280	10 820	130 350	1 437
1905	176 620	694 850	976	4 900	—	—	3 929	330 800	126	13 050	—	—	479
1909	199 710	1 055 900	214	1 850	—	—	1 229	121 150	152	24 500	6 270	106 200	708
1910	122 960	566 950	214	1 900	—	—	1 434	139 600	162	26 450	—	—	364
1911	150 500	766 400	122	900	—	—	836	14 250	82	14 250	—	—	565
1912	167 370	736 600	148	1 200	—	—	1 167	141 500	107	26 850	—	—	424
1913 ²	150 440	741 250	268	2 200	—	—	949	87 700	132	34 900	—	—	388

¹ Von 1860–1912 nach Ann. statistique de la Belgique et du Congo belge, 1914, Bd. 44, S. 110. Für 1913 Ann. d. mines de Belgique 1914, Bd. 19, Tafeln IV und V.

² Die Eisenerzproduktion des Jahres 1913 bestand aus 28 800 t oolithischem Erz im Wert von 334 800 fr und 121 640 t Brauneisenerz im Wert von 406 450 fr.

Da Schwefelkies bzw. Markasit mit Bleiglanz und Zinkblende auf denselben Lagerstätten¹ auftreten, ging mit ihrer Erschöpfung auch der Schwefelkiesbergbau zu Ende. Die Förderung betrug 1860 42 513 t im Wert von 1 253 109 fr, während für 1913 nur noch 268 t im Wert von 2 200 fr angegeben werden.

Wie ich bereits in dem Abschnitt über die metasomatische Blei-Zinkerze ausgeführt habe², ist der Galmeibergbau, auf den im Jahre 1860 noch 48 857 t im Wert von 2 123 969 fr entfielen, Anfang dieses Jahrhunderts vollständig zum Erliegen gekommen.

Auch der Bergbau auf Zinkblende und Bleiglanz ist im Erlöschen. Im Jahre 1860 ergab er noch 17 284 t Zinkblende im Wert von 834 263 fr und 9980 t Bleiglanz im Wert von 1 606 228 fr; im Jahre 1913 sind dagegen nur 949 t Zinkblende im Wert von 87 070 fr und 132 t Bleiglanz im Wert von 34 900 fr gefördert worden.

Das Schwanken der Manganerzgewinnung habe ich bereits aus der Art der Vorkommen und dem Wettbewerb der gewaltigen Lagerstätten des Auslandes erklärt³. Dort erörterte ich auch die Möglichkeit einer bescheidenen Manganerzgewinnung in der Zukunft.

Im ganzen befindet sich der belgische Erzbergbau zweifellos im Niedergang. Während er im Jahre 1860 noch 11 141 Arbeiter beschäftigte, waren 1913 darin nur 388 tätig.

Im Außenhandel spielen nach der belgischen Statistik nur die Eisenerze, die Gold- und Platinerze sowie die Silbererze eine Rolle.

Bei Eisenerzen ist, wie in dem Abschnitt über Eisenerze ausgeführt wurde⁴, Belgien auf die Einfuhr angewiesen. Im Jahre 1913 bezog es 7 085 163 t im Wert von 62 327 218 fr. Die Ausfuhr betrug nur 724 765 t im Wert von 6 849 029 fr. An fremden Erzen verarbeiteten also die belgischen Hütten rd. 6 360 000 t.

Nur ein verschwindender Teil der in Belgien verbrauchten Eisenerzmenge kann aus Deutschland stammen, da die gesamte deutsche Erzeinfuhr Belgiens im Jahre 1913 nur 116 532 t im Wert von 1 012 000 fr betragen hat.

Die Menge der eingeführten Gold- und Platinerze betrug nur 188 kg im Wert von 34 324 fr bei einer Ausfuhr von 96 kg im Wert von 1750 fr. Die eingeführte Silbererzmenge wird zu 38 t im Wert von 78 280 fr angegeben. 38 t im Wert von 49 600 fr wurden wieder ausgeführt.

Über den zweifellos recht regen Auslandshandel mit Blei- und Zinkerzen gibt die amtliche Statistik keine Auskunft. Daß hier aber eine Lücke bestehen muß, geht aus der Tatsache hervor, daß Belgien eine ausgedehnte Zink- und Bleihüttenindustrie besitzt, ohne über die entsprechenden Lagerstätten zu verfügen.

Die Eisen- und Stahlerzeugung Belgiens entwickelte sich von 1880 bis 1913 wie folgt:

Zahlentafel 4.
Eisen- und Stahlerzeugung Belgiens.

Jahr	Gußeisen	Schmiede- eisen	Stahl
	t	t	t
1880	608 084	493 326	102 772
1885	712 876	469 249	125 461
1890	787 636	514 311	201 817
1895	829 234	445 899	367 947
1900	1 018 561	398 963	568 539
1905	1 311 120	377 620	1 118 080
1910	1 852 091	299 500	1 587 110
1911	2 046 280	290 270	1 719 420
1912	2 301 290	334 750	1 975 890
1913	2 484 690	304 350	rd. 1 900 000

¹ s. Glückauf 1916, S. 185.

² s. Glückauf 1916, S. 189.

³ s. Glückauf 1916, S. 215.

⁴ s. Glückauf 1916, S. 210.

Für Gußeisen betrug der Durchschnittspreis für 1 t im Jahre 1913 73,79 fr, während der für Schmiedeeisen zu 143,32 und der für Stahl zu 141,20 fr angegeben wird. Der Gesamtwert der Eisenerzeugung belief sich auf 183 336 450 fr. Die Entwicklung des belgischen Eisenhüttenwesens muß als sehr gesund bezeichnet werden.

Die Eisen- und Stahlgewinnung Belgiens genügt nicht für den Verbrauch des Landes. Im Jahre 1913 wurden nach der amtlichen Statistik etwa 726 300 t Eisen und Stahl verschiedenster Art eingeführt, während die Ausfuhr nur etwa 336 200 t betrug. An ausländischem Eisen und Stahl verbrauchte also Belgien noch rd. 390 000 t.

Deutschland war an diesem Austausch nicht unerheblich beteiligt. Es führte nach Belgien in dem genannten Jahr 162 368 t Eisen und Stahl ein, während es von dort nur 8 782 t bezog. Zur Deckung des belgischen Eisen- und Stahlbedarfs trug es also mit ungefähr 153 000 t bei.

Zahlentafel 5.

Zink-, Blei-, Silber- und Kupfergewinnung Belgiens.

Jahr	Zinkgewinnung		Daraus hergestellte Zinkplatten t	Rohblei-gewinnung		Silber-gewinnung		Kupferge-winnung	
	t	Wert für 1 t fr		t	Wert 1000 fr	kg	Wert 1000 fr	t	Wert 1000 fr
1880	59 880	430,90		8 204	3 133	9 135	1 733	—	—
1885	80 298	334,35		8 656	2 287	13 056	2 320	—	—
1890	82 701	558,79		9 617	3 139	33 083	5 806	—	—
1895	107 664	357,56	34 081	15 573	4 204	31 543	3 430	—	—
1900	119 317	499,77	38 825	16 365	6 978	146 548	18 041	—	—
1905	142 555	620,78	45 320	22 885	7 923	201 935	23 448	290	80
1910	181 745	569,70	47 970	40 715	13 463	264 655	27 754	220	95
1911	198 230	625,58	48 450	44 308	15 572	252 720	26 689	310	116
1912	205 040	650,53	49 120	54 940	24 368	279 960	32 364	550	237
1913	204 220	565,77	51 490	53 590	24 407	253 940	27 910	1 285	262

An der Rohzinkgewinnung waren im Jahre 1913 14, an der Zinkplattenherstellung 10 Zinkhütten beteiligt. Ihre Zahl hat sich in den letzten Jahrzehnten etwas vermehrt; während von 1880 bis 1890 eine Abnahme von 12 auf 10 eingetreten war, stieg sie bis 1913 auf 14.

Die belgischen Zinkhütten liefern mehr Zink, als Belgien verbraucht. Einer Einfuhr von 20 358 t steht eine Ausfuhr von 141 575 t gegenüber. Im Inland wurden also bei 204 220 t Erzeugung 83 003 t verbraucht, so daß sich ein Überschuß von mehr als 121 000 t ergab.

Der Austausch mit Deutschland war im Jahre 1913 sehr lebhaft; Deutschland führte in Belgien 6377 t ein und bezog von dort die erhebliche Menge von 27 334 t. Es handelt sich aber hierbei nicht etwa um eine Abhängigkeit Deutschlands von Belgien, da die deutsche Zinkgewinnung nicht nur den eigenen Bedarf deckt, sondern sogar noch an das Ausland zu liefern imstande ist.

Die Bleigewinnung, die ausschließlich durch eingeführte Erze gedeckt wird¹, ist in dauerndem Steigen begriffen. Sie betrug im Jahre 1913 53 590 t und war

ebenfalls etwas größer als der Verbrauch. Es wurden 1913 72 192 t ein- und 81 142 t ausgeführt. Der Verbrauch im Inland betrug nur 44 640 t, so daß von der Eigenherstellung ein Überschuß von etwa 8950 t verblieb.

Im Austausch mit Deutschland wurden von Belgien 3238 t abgegeben und 14 224 t bezogen.

In stärkerem Verhältnis stieg bis 1912 die Silbergewinnung; sie stammt also nicht nur aus den Blei-Zinkerzen, sondern auch aus andern nicht bekanntem Rohgut, in dem Zink untergeordneter Gemengteil ist.

Die Kupfergewinnung (Matte) ist gering; sie belief sich auf 1285 t im Jahre 1913, das eine bemerkenswerte Steigerung aufwies, und dürfte wohl in der Hauptsache auf der Verhüttung kupferhaltiger Kiese beruhen. Belgien ist daher in bezug auf Kupfer ganz erheblich vom Ausland abhängig. Im Jahre 1913 betrug die Einfuhr 23 021 t, die Ausfuhr dagegen nur 17 440 t; der belgische Kupferverbrauch erreichte mithin 6866 t. Die verhältnismäßig erhebliche Steigerung der Produktion von 1913 ist bemerkenswert.

Obleich Deutschland selbst nur einen geringen Teil der Kupfermenge herstellt, die es verbraucht, gab es noch an Belgien ab. Seine Einfuhr von Rohkupfer nach Belgien betrug 1913 2400 t, sein Empfang aus Belgien dagegen nur 245 t.

Da nur die genannten vier Metalle in Belgien gewonnen werden, war die Einfuhr an andern Metallen recht erheblich.

An Aluminium wurden im Jahre 1913 1826 t ein- und 1312 t ausgeführt. Der Verbrauch im Inland betrug also nur 514 t, ist aber im Steigen begriffen. Deutschland führte 206 t nach Belgien ein und erhielt von dort 516 t.

Lebhaft war naturgemäß der Zinnhandel. Einer Einfuhr von 3672 t im Jahre 1913 stand eine Ausfuhr von 1330 t gegenüber. Der Verbrauch im Inland betrug also 2342 t.

Auf den Austausch mit Deutschland entfielen nur 1159 t Ein- und 494 t Ausfuhr.

Als drittes lebhaft gehandeltes Metall wird in der Statistik Nickel angeführt. Im Jahre 1913 wurden 2381 t ein- und 2642 t ausgeführt; es müssen also Vorräte aus früheren Jahren vorhanden gewesen sein. Auffallend ist bei der Nickelstatistik, daß dieses Übergewicht der Ausfuhr für eine ganze Reihe von Jahren angegeben wird.

Der deutsche Nickelhandel mit Belgien war gering; es wurden nur 27 t aus Deutschland ein-, dagegen 831 t dorthin ausgeführt.

Von den nicht in Belgien gewonnenen nichtmetallischen Rohstoffen sind Mineralöle, Schwefel und Diamant zu nennen.

Der Handel Belgiens in Petroleum ist sehr bedeutend. Im Jahre 1913 wurden 5430 t Rohpetroleum und 184 011 raffiniertes Petroleum eingeführt. Die Ausfuhr war gering, da als die entsprechenden Zahlen nur 163 und 23 632 t angegeben werden. Auch von den übrigen Mineralölen brauchte Belgien große Mengen. Es wurden eingeführt 199 986 t, ausgeführt dagegen nur 90 584 t. Dazu kommt noch eine Einfuhrmenge

¹ s. Glückauf 1916, S. 185.

von nicht besonders unterschiedenem Bitumen in Höhe von 22 881 t, der nur eine Ausfuhr von 6 168 t gegenübersteht.

Deutschland scheint keinen lebhaften Petroleumhandel mit Belgien getrieben zu haben.

Beachtenswert ist auch die Schwefeleinfuhr; sie betrug im Jahre 1913 11 724 t; davon wurden wieder ausgeführt 6 745 t, so daß sich der belgische Verbrauch auf 4979 t belief.

Die Beteiligung Deutschlands am belgischen Schwefelhandel war verhältnismäßig gering. Von Deutschland wurden nach Belgien 10 t eingeführt und 888 t aus Belgien bezogen.

Schließlich ist noch der Handel mit rohen und geschliffenen, aber nicht gefaßten Diamanten zu erwähnen. Trotz eines recht erheblichen Betrages decken sich Ein- und Ausfuhr fast genau. Im Jahre 1913 wurden Steine im Wert von 102,741 Mill. fr ein- und von 101,537 Mill. fr ausgeführt. Im Inland blieb also nur sehr wenig.

Die Zahl der in Belgien betriebenen Steinbrüche ist, wie aus der Zahlentafel 6 hervorgeht, die sich auf sämtliche Steinbrüche mit Ausnahme der tertiären Ton- und Sandgruben in Flandern und in der Provinz Antwerpen erstreckt, in dem Zeitabschnitt 1880 bis 1913 von 1729 auf 1556 zurückgegangen, die einzelnen Betriebe haben sich aber erheblich vergrößert. Im Jahre 1880 wurden 27 326 Arbeiter beschäftigt und für 38 671 999 fr Werte erzeugt gegenüber 34 893 Arbeitern und 70 611 800 fr in 1913.

Zahlentafel 6.

Betrieb der Steinbrüche¹.

Jahr	Zahl der Brüche	Wert der Erzeugnisse fr	Arbeiterzahl
1880	1 729	38 671 999	27 326
1890	1 701	39 280 000	31 680
1895	1 409	40 973 662	31 801
1900	1 579	56 300 380	37 281
1905	1 648	63 238 520	38 641
1908	1 680	62 874 600	36 877
1909	1 570	59 885 100	35 482
1910	1 522	66 418 720	35 711
1911	1 558	64 691 430	35 809
1912	1 550	69 758 300	35 532
1913	1 556	70 611 800	34 893

¹ Ann. d. mines de Belgique 1914, S. 1144 und Tafel 6.

Die Produktion verteilte sich im Jahre 1913 auf die wichtigsten Gesteinarten, nach ihrem Wert geordnet, wie folgt:

Gesteinart	Gewonnene Menge	Wert fr
Quadersteine	193 430 cbm	17 024 750
Kalk	1 687 085 „	13 108 700
Bruchsteine	3 497 375 „	10 408 400
Porphyrpflastersteine	59 064 1000 St.	8 128 550
Sandsteinpflastersteine	47 028 1000 „	5 798 150
Plastische Erde	526 510 t	3 604 350

Gesteinart	Gewonnene Menge	Wert fr
Marmor	18 560 cbm	2 791 750
Phosphatkalk ¹	219 420 t	1 956 150
Bausand	912 540 cbm	1 461 350
Weißer Kreide	602 760 „	1 369 800
Dachschiefer ²	27 390 1000 St.	1 181 350
Kalksteinpflastersteine	2 785 1000 „	223 550

Nach der Entwicklung der Steinbruchindustrie in den letzten Jahrzehnten ist anzunehmen, daß sich die zahlreichen Lager nutzbarer Gesteine künftig in noch höherem Maße verwerten lassen werden.

In einem Bericht von Leppla über die Untersuchung der Brüche, die im besondern Kleinschlag für Straßen, Wege, Eisenbahnoberbau und Zuschlag für die Beton- und Mörtelerzeugung zu liefern vermögen, werden folgende Gesteine angeführt: die Quarzdiorite von Lessines, Quenast, Bierghes, die Quarzite, Quarzsandsteine von Opprebais und Dongelberg und Grand Halleux; 2. die devonischen Quarzite von Fépin, Montigny, Vieilles Forges, Wiehéries, Thuin, Lobbes, Olloy, Freignes, Vireux, Bavai, Wignchies und Fourunies und das Quarzitkonglomerat im Hoyouxal; 3. die oberdevonischen Quarzite und Sandsteine des Condroz mit den Brüchen an der untern Amel und untern Ourthe; 4. die karbonischen Quarzite, Sandsteine und Konglomerate, der als Silex bezeichnete Feuerstein der Umgegend von Mons, die Kiese und Schotter der Flußtäler, namentlich der Maas, und die Kalksteine im Mitteldeven und Kohlenkalk am Nordabhang der Ardennen und des Condroz.

Große Vorräte sind namentlich an quarzitischen Hartgesteinen vorhanden, die sich auf eine Erstreckung von vielen Kilometern fortsetzen.

Bemerkenswert ist der Außenhandel mit derartigen Gesteinen, wie die nachstehenden Zahlen aus dem Jahre 1913³ zeigen:

Zahlentafel 7.

Ein- und Ausfuhr Belgiens an Steinbruch-erzeugnissen.

	Einfuhr		Ausfuhr	
	Menge t	Wert fr	Menge t	Wert fr
Dachschiefer	8 618	644 971	5 665	389 626
Pflastersteine	103 762	2 490 286	132 438	3 708 263
Phosphatkalk	244 267	1 239 1071	18 158	746 370
Bausteine, roh oder bearbeitet, außer Marmor und Alabaster	80 172	3 270 004	118 150	4 118 116
Marmor und Alabaster, roh oder bearbeitet	29 604	4 834 920	30 716	4 875 906
Andere Gesteine	32 630	1 679 006	1 836 547	1 156 534

¹ s. Glückauf 1916, S. 233.

² s. Glückauf 1916, S. 216.

³ Tableau général du commerce de la Belgique avec les pays étrangers, pendant l'année 1913, Teil 1, S. 330 und 331.

Aus der Übersicht ergibt sich also, daß die Einfuhr von Dachschiefer die Ausfuhr um rd. 3000 t überstieg. Dagegen konnte Belgien größere Mengen Pflastersteine ausführen. Die Phosphatgewinnung genügte nicht für den einheimischen Verbrauch, daher wurden ganz erhebliche Mengen an Rohphosphat eingeführt, während die Ausfuhr verhältnismäßig gering war. Auch bei Bausteinen überstieg die Ausfuhr die Einfuhr erheblich, während sich beide bei Marmor annähernd das Gleichgewicht halten. Entsprechend der großen Anzahl von Steinbrüchen für Straßenbeschotterung ist die Menge der ausgeführten unbenannten Gesteine mit annähernd 1 837 000 t recht bedeutend.

Besondere Beachtung verdienen die Beziehungen zwischen Deutschland und Belgien¹. Deutsche Dachschiefer sind nicht nach Belgien eingeführt worden, wohl aber 1825 t im Werte von 111 000 fr aus Belgien nach Deutschland gelangt. Der von Deutschland nach Belgien gelieferten Pflastersteinmenge von nur 49 t standen 1884 t im Wert von 53 000 fr gegenüber. An unbenannten Gesteinen lieferte Deutschland nach

¹ Dieselbe Statistik, Teil 2, S. 452 und 453.

Belgien nur 6905 t im Wert von 619 000 fr, bezog aber 291 088 t im Wert von 2 497 000 fr.

Die belgischen Phosphatkalke kamen bei dem Produktaustausch beider Länder nicht in Frage. Deutschland besitzt keine bauwürdigen Phosphatlagerstätten, und die deutschen Superphosphatwerke waren vor dem Krieg an die reichen überseeischen Phosphate gewöhnt, so daß ihnen die ärmern belgischen nicht genügten.

Da eine größere Anzahl deutscher Hütten in der Nähe der belgischen Grenze liegt, bezog Deutschland aus Belgien 184 707 t Kalk im Wert von 1 598 000 fr, während nur 2731 t Kalk im Wert von 24 000 fr den entgegengesetzten Weg gingen.

Auffallend groß ist in der belgischen Statistik die Position »nicht benannte mineralische Materialien«, von denen nicht weniger als 2 625 641 t ein- und 1 675 182 t ausgeführt wurden. Diese erheblichen Mengen bedürfen dringend der Einzelangabe; erst dann kann Klarheit über die Herkunft mancher wichtiger Rohstoffe gewonnen werden.

Zuschriften an die Schriftleitung.

(Ohne Verantwortlichkeit der Schriftleitung.)

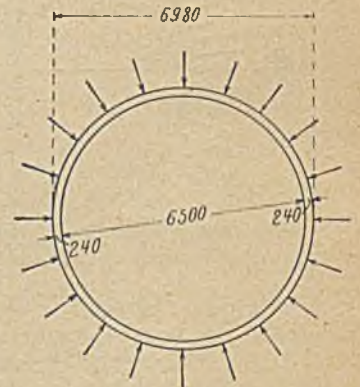
In dem Aufsatz »Neuerungen auf dem Gebiete des Schacht- und Streckenausbaus« von Kgl. Berginspektor Goldkuhle¹ sind Angaben enthalten, die nicht ohne Widerspruch bleiben dürfen.

Es wird behauptet, daß gußeiserne Tübbings für große Teufen praktisch nicht mehr ausführbar wären, während die empfohlenen Verbundtübbings in allen Fällen genügen würden. Beide Behauptungen sind unrichtig.

In dem Aufsatz wird für die Berechnung der Wandstärke von gußeisernen Tübbings die bekannte, auch von Heise angegebene Formel $E = \frac{HD}{2K}$ benutzt, d. h. der Querschnitt der Tübbingswand wird zuerst rein auf Druck berechnet. Sofern der Zwischenraum zwischen Gebirge und Tübbings fest ausgefüllt wird, kann gewöhnlich bei einem Schacht auch nur Druckbeanspruchung vorkommen. Eine Biegungsbeanspruchung kann nur auftreten, wenn die Tübbingswand von ihrer kreisrunden Form abweicht, oder wenn sich durch Gebirgsverschiebungen eine einseitige Belastung einstellt. Die normalen Druckbelastungen sind in dem genannten Aufsatz bei der Berechnung der Verbundtübbings nicht berücksichtigt worden, und hier liegt der Hauptfehler der aufgestellten Behauptungen. Zuerst sind die Tübbings auf Druck, dann auf Biegung zu berechnen. Um meine Ausführungen anschaulicher zu machen, verweise ich auf die nebenstehende Abbildung. Die Kräfte, die eine Schachtwand normaler Weise beansprucht, gehen alle radial dem Mittelpunkt zu und suchen den Schacht zu zerdrücken. Für diese normale Beanspruchung ist der Verbundtübbing in der im Aufsatz angegebenen Betonstärke von 500 - 700 mm viel zu schwach. Er kann daher für größere Teufen, wie nachfolgende Berechnung ergibt, überhaupt keinen genügenden Widerstand leisten.

¹ s. Glückauf 1916, S. 389.

Wenn bei gußeisernen Tübbings mit einer zulässigen Druckbeanspruchung von 1000 kg/qcm gerechnet wird, so ist hierbei mindestens eine 5fache Sicherheit vorhanden. Bei Betontübbings, zu denen auch der beschriebene Verbundtübbing gezählt werden muß, beträgt die zulässige Druckfestigkeit höchstens 20 kg/qcm. Hieraus ergibt sich klar, daß bei gleichem Außendurchmesser der Tübbingswand die Wandstärke der Verbundtübbings 50 mal so stark zu wählen ist wie die der gußeisernen Tübbings. Wenn ich das von Herrn Goldkuhle angeführte Beispiel des gußeisernen Schachtes von 6500 mm Lichtweite bei einer Wandstärke von 100 mm und einer Flanschenbreite von 240 mm beibehalte, so beträgt der Außendurchmesser der Tübbingswand 6980 mm. Die erforderliche Wandstärke der Verbundtübbings wäre somit bei diesem Außendurchmesser zu $50 \cdot 100 = 5000$ mm zu wählen, die Ausführung in Verbundtübbings also in diesem Fall unmöglich.



Wenn sich die Ausführung der Verbundtübbings, wie in der Einleitung des Aufsatzes erwähnt wird, im Betrieb bewährt hat, so ist die Erklärung hierfür nur darin zu suchen, daß die angenommenen Drücke in diesen Fällen im Schacht nicht aufgetreten sind.

Es ist schon vielfach in Erwägung gezogen worden, gußeiserne Tübbings durch Stahlguß zu ersetzen. Da aber Stahlguß gegenüber Gußeisen eine wesentlich höhere Druckbeanspruchung nicht verträgt, seine Herstellung außerdem

bedeutend teurer wird, so sind auch hierdurch keine Verbesserungen der in vielen hundert Fällen bestehenden gußeisernen Tübbings zu erwarten.

Es ist nach den Erfahrungen möglich, gußeiserne Tübbings für jede bisher in Frage kommende Teufe und für jeden Druck herzustellen, und ihre Ausführungen haben bisher noch immer zum erwünschten Ziel geführt.

Betriebsdirektor Holthaus, Gelsenkirchen.

Herr Holthaus erklärt in der vorstehenden Erwiderung auf meinen Aufsatz zunächst, daß in den weitaus meisten Fällen eine Biegungsbeanspruchung des Schachtausbaus nicht in Frage komme. Normalerweise seien die Tübbings nur auf Druck zu berechnen, und diese normale Druckbeanspruchung sei bei der Berechnung der Verbundtübbings nicht berücksichtigt worden. Hierin läge der Hauptfehler. Diese Ausführung ist irrig.

Bei der Berechnung der Verbundtübbings und gußeisernen Tübbings ist von dem Ungleichförmigkeitsgrad $w=1$ ausgegangen worden. Das ist gerade der Fall, den Herr Holthaus in seiner Abbildung darstellt. Mit dem

Ungleichförmigkeitsgrad w ist das Verhältnis $\frac{p_m}{p_o}$ (s. Abb. 1), d. h. das Verhältnis der Druckwirkungen, die in dem Querschnitt B-B' und A-A' auftreten, bezeichnet. Ist $w=1$, so wird der Schachtausbau in allen seinen Querschnitten gleichmäßig auf Druck beansprucht, der Gebirgsdruck

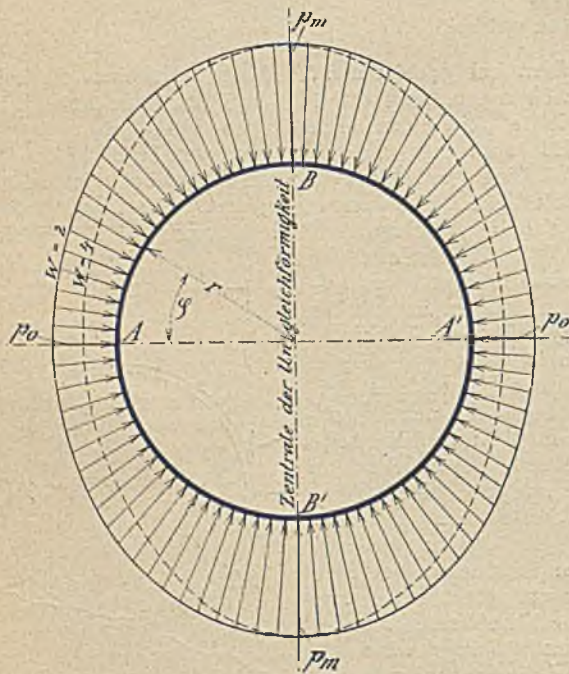


Abb. 1.

wirkt also von allen Seiten radial dem Mittelpunkt des Schachtes zu. Aus den Schaubildern 15, 30 und 36 meines Aufsatzes ergibt sich deutlich die Größe der Bruchfestigkeit bei diesem Ungleichförmigkeitsgrad $w=1$. Bei dem in Abb. 36 gezeigten Fall beträgt die Bruchfestigkeit der Verbundtübbings etwa 235 at, während die Bruchfestigkeit des gußeisernen Tübbings über 300 at hinausgeht. Hier ist also der gußeiserne Tübbing überlegen, aber diese große Widerstandsfähigkeit wird gar nicht ausgenutzt.

In dem Beispiel wird angenommen, daß der Tübbing 50 at aushalten müsse, entsprechend einem Wasserdruck von 500 m Höhe. Der Verbundtübbing hat demgegenüber noch eine 4,7fache Sicherheit, die völlig ausreicht. Der Fall eines nur radialen Druckspannungen ausgesetzten Schachtes ist aber, wie jeder Fachmann weiß, nicht normal, sondern gehört zu den Seltenheiten. Theoretisch kann der Fall nur eintreten, wenn der Schacht von einer reinen Wassersäule umgeben ist. Wie Heise ausführt¹, erklärt sich die Biegungsspannung der Tübbings daraus, daß der Gebirgsdruck sich nicht wie der Druck einer Wassersäule vollkommen gleichmäßig rund um die ganze Wandung äußert, sondern das Gebirge schiebt und von den verschiedenen Seiten her verschieden stark drückt. Namentlich treten solche ungleichmäßige Gebirgsbewegungen auf, sobald ein mit Senkungen des Hangenden verbundener Abbau in der Nähe des Schachtes einsetzt. Es gibt wohl kaum eine tiefere Steinkohlengrube, die ihren Sicherheitspielraum so groß bemißt, daß der Schacht selbst völlig außerhalb des Bruchwinkels zu liegen kommt, gerade der obere, in der Regel in Tübbingsausbau stehende Teil des Schachtes ist dann solchen Bewegungen ausgesetzt. Erfahrungsgemäß ist aber auch bei reinem Wasserdruck eine ganz einseitige Beanspruchung der Tübbingswand häufig dadurch entstanden, daß die zusitzenden Wasser infolge der dichten Ausfüllung des Raumes zwischen Tübbingswand und dem Gebirge den Tübbingsmantel nicht gleichmäßig umspülen konnten. Die zahlreichen im Laufe der Jahre aufgetretenen Brüche von Tübbingswandungen wären, wie Heise eingehend nachweist², gar nicht zu erklären ohne Biegungsbeanspruchungen. Sie sind eben entstanden «durch die mangelnde Zugfestigkeit des Material und das geringe Widerstandsmoment der Tübbingsquerschnitte». Treten aber Biegungsbeanspruchungen auf, und das ist fast stets der Fall, dann wird der Ungleichförmigkeitsgrad w größer als 1 und dann zeigen die Schaulinien, z. B. bei Abb. 36, daß schon bei dem Ungleichförmigkeitsgrad $w=1,30$ der gußeiserne Tübbing (s. Abb. 34) die Bruchgrenze von 50 at erreicht, seine Widerstandsfähigkeit also erschöpft ist, während der Verbundtübbing selbst bei dem Ungleichförmigkeitsgrad $w=4,0$ noch eine 1,6fache Sicherheit hat.

Bedenkt man nun noch, daß nach Ansicht maßgebender Fachleute eine große Anzahl von Schächten nicht nur Druck- und Biegungsbeanspruchungen, sondern auch Torsionsbeanspruchungen ausgesetzt ist, so erhellt ohne weiteres, daß der Verbundtübbing dem gußeisernen gegenüber größere Sicherheit bietet.

Der Berechnung, die Herr Holthaus in seiner Entgegnung aufstellt, kann ich nicht folgen. Er nimmt für Gußeisen eine Druckbeanspruchung von 1000 kg/cm² als zulässig an und spricht dem Verbundtübbing, den er gleich Beton-tübbing setzt, nur 20 kg/cm² zu. Er geht also nicht, meinem Aufsatz entsprechend, von den Druckfestigkeiten, d. h. den Festigkeiten, bei denen die Baustoffe zu Bruch gehen, sondern von den zulässigen Spannungswerten aus. Wie er zu den angegebenen Zahlen kommt, ist nicht angegeben.

Die vom Minister der öffentlichen Arbeiten getroffenen Bestimmungen über die bei Hochbauten anzunehmenden Belastungen und die Beanspruchung der Baustoffe vom 31. Januar 1910 lassen für Gußeisen nur in den Auflagern, also für ruhende Körper, eine Druckbeanspruchung von 1000 kg/cm² zu, während für Säulen, also für auf Biegung beanspruchte Bauteile, nur eine Druckbeanspruchung von 500 kg/cm² und eine Biegungsbeanspruchung von 250 kg/cm²

¹ Lehrbuch der Bergbaukunde, Bd. 2, S. 124.

² a. a. O. S. 125.

— nicht, wie in meinem Aufsatz irrtümlich angegeben ist, von 200 kg/cm² — zugelassen wird.

Die ministeriellen »Bestimmungen für die Ausführung von Konstruktionen aus Eisenbeton bei Hochbauten« vom 24. Mai 1907 lassen (§ 16, Abs. 1) eine Druckbeanspruchung des Betons bis zu einem Sechstel seiner Druckfestigkeit zu; in der Zusammenstellung II (S. 12) wird von einer Betondruckspannung $\sigma_b = 45 \text{ kg/cm}^2$, also einer Druckfestigkeit von $6 \cdot 45 = 270 \text{ kg/cm}^2$ ausgegangen. Zur Ermittlung der innern Kräfte einer auf Biegung beanspruchten Eisenbetonkonstruktion wird dem Betonquerschnitt das 15fache des Eisenquerschnittes hinzuge-rechnet, was dem Verhältnis n der Elastizitätsmasse des Eisens und des Betons entspricht (§ 15, Abs. 1 und III, A, a, der amtlichen Bestimmungen). Nach dem »Runderlaß des preußischen Arbeitsministers über die baupolizeiliche Prüfung und Abnahme der auf Druck beanspruchten Bauteile aus Stampfbeton ohne Eiseneinlagen« vom 8. Dezember 1910 soll die größte Druckbeanspruchung des Stampfbetons für ruhende Last $\frac{1}{6}$ seiner Druckfestigkeit nach 28tägiger Erhärtung nicht übersteigen. Im Betonkalender¹ wird für Kiesbeton im Mischungsverhältnis 1 : 3 bei mittlerer Güte der Baustoffe eine Druckfestigkeit von im Mittel 250 kg/cm² angegeben, während nach mir vorliegenden Prüfungsbescheinigungen des Kgl. Materialprüfungsamtes nach 28 Tagen 406 und 529 kg/cm² und nach 3 Monaten sogar 495 und 656 kg/cm² Druckfestigkeiten von reinen Betonwürfeln festgestellt worden sind.

Der Fachmann hat es also in der Hand, durch die Wahl geeigneter Baustoffe und des Mischungsverhältnisses erheblich höhere Druckfestigkeiten zu erzielen, als sie Herr Holthaus dem Beton zumißt. Darum erscheint es durchaus berechtigt, wenn in den Berechnungen in meinem Aufsatz die von Wuczkowski² angenommenen Druckfestigkeiten beibehalten werden, zumal die hier allein in Frage kommende Biegebruchfestigkeit von Eisenbetonkörpern um etwa 60 – 100% höher ist als die Würfel-festigkeit des reinen Betons.

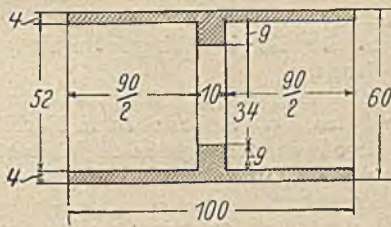


Abb. 2.

Ich will aber der Anregung des Herrn Holthaus folgen und den Vergleich auch unter Annahme der Spannungswerte ziehen, muß mich aber hierbei an die amtlichen Bestimmungen halten. Ich wähle dazu den in Abb. 34 dargestellten gewölbten gußeisernen Tübbing schwerster Abmessungen und den in Abb. 35 schematisch dargestellten Verbundtübbing. Da Herr Holthaus von Beton nicht viel hält, sei die Druckfestigkeit des Betons nicht in Rechnung gezogen, sondern nur angenommen, daß der Beton das Eisen gegen Ausbauchung usw. erheblich stützt; dafür seien die Druck-, Zug- und Biegefestigkeiten des Flußeisens nach Nr. 97 der amtlichen Bestimmungen zu 1600 kg/cm² angesetzt.

Dann ist nach Abb. 2 $F = 2 \cdot 490 = 980 \text{ cm}^2$

$$W_1 = W_2 = \frac{100 \cdot 60^2 - 90 \cdot 52^2 - 10 \cdot 34^3}{6 \cdot 60} = 23760 \text{ cm}^3$$

¹ Taschenbuch für den Beton- und Eisenbetonbau 1914, S. 236/6.
² s. Glückauf 1910, S. 529 ff.

$$\text{und } k_1 = k_2 = \frac{23760}{980} = 24,25 \text{ cm}$$

$$r = \frac{6,50}{2} + 10 + \frac{60}{2} = 365 \text{ cm}$$

$$K = K_z = 1600 \text{ kg/cm}^2.$$

Die Rechnung ist genau wie die für die Flußeisenträger, Abb. 22 und 24 meines Aufsatzes, durchgeführt und die maßgebenden kleinsten zulässigen Gebirgsdrücke (oder Wasserdrücke) sind als Schaulinie a in Abb. 3 eingetragen.

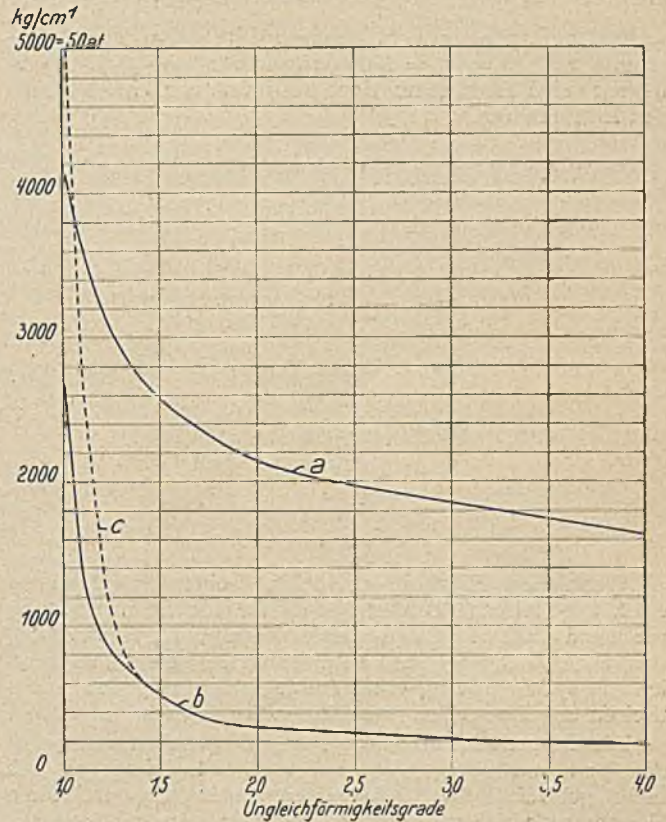


Abb. 3.

Für die Berechnung des gewölbten gußeisernen Tübbings (s. Abb. 34) ist die zulässige Druckbeanspruchung $\sigma_d = 500 \text{ kg/cm}^2$ und die zulässige Zugbeanspruchung $\sigma_z = 250 \text{ kg/cm}^2$ eingeführt; sonst entspricht der Rechnungsgang genau dem frühern. Die maßgebenden kleinsten zulässigen Gebirgsdrücke sind als Schaulinie b in Abb. 3 eingetragen.

Wie dieses Schaubild auf den ersten Blick zeigt, ist der Verbundtübbing, also ohne Berücksichtigung der Betondruckfestigkeit, dem gußeisernen Tübbing selbst beim Ungleichförmigkeitsgrad $w = 1$, also bei völlig radial nach dem Mittelpunkt gerichteten Druckwirkungen erheblich überlegen, was sich bei den größern Ungleichförmigkeitsgraden noch um ein Vielfaches steigert.

Aber selbst wenn für Gußeisen $\sigma_d = 1000 \text{ kg/cm}^2$ statt 500 eingesetzt wird, ergibt sich, wie die Schaulinie c zeigt, nur bei $w = 1$ eine geringe Überlegenheit des gußeisernen Tübbings, die aber bei $w = 1,1$ schon verschwunden ist. Die Ursache dieses Ergebnisses ist, abgesehen von den bessern Eigenschaften des Flußeisens gegenüber Gußeisen, auch in dem größern Widerstandsmoment des Querschnittes des Flußeisens zu suchen. Während für den gußeisernen Tübbing $W_1 = 17800 \text{ cm}^3$ und $W_2 = 8500 \text{ cm}^3$ einzusetzen

ist, ist für den Flußeisenquerschnitt $W_1 = W_2 = 23\,760\text{ cm}^2$.

Herr Holthaus wird zugeben, daß der in Abb. 34 dargestellte gewölbte gußeiserne Tübbing an der Grenze des Erreichbaren liegt, während der Verbundtübbing noch um ein Mehrfaches verstärkt werden kann.

Angenommen, es sei ein Wasserdruck von 100 at, entsprechend einer Wassersäule von 1000 m, aufzunehmen, so wäre der auf jede Querschnittseite entfallende Druck bei $D = 6,50\text{ m}$, $d = 100\text{ cm}$ und $r = 375\text{ cm}$ gleich $3\,750\,000\text{ kg}$, und bei $\sigma_e = 1600\text{ kg/cm}^2$ wäre $f_e = f_{e_1} = \frac{3\,750\,000}{2 \cdot 1600} = 1172\text{ cm}^2$. Der in Abb. 4 schematisch dargestellte Querschnitt mit $f_e = f_{e_1} = 1200\text{ cm}^2$ würde also vollauf genügen; seine Herstellung liegt bestimmt noch im Rahmen des Erreichbaren.

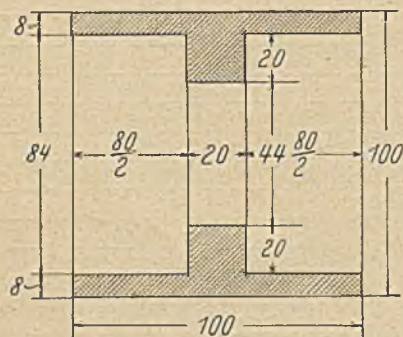


Abb. 4.

Wenn Herr Holthaus am Schluß seiner Ausführungen erklärt, gußeiserne Tübbings sind für jede Beanspruchung genügend stark herzustellen, mit andern Worten, der Wandstärke des Tübbings sind keine Grenzen gesetzt, so kann ich diese Behauptung ohne Entgegnung ruhig den Fachkreisen zur Beurteilung überlassen.

Die in meinem Aufsatz ausgesprochene Ansicht, daß der Verbundtübbing größere Sicherheiten bietet als die bisher gebräuchlichen Ausbaumarten, scheint mir durch diese Erörterung nicht widerlegt zu sein, sondern im Gegenteil noch erheblich gestützt zu werden.

Berginspektor Goldkuhle, Essen.

Herr Goldkuhle hat meine Entgegnung mißverstanden, wenn er daraus entnimmt, daß nach meiner Auffassung nur Druckbeanspruchungen, die radial dem Mittelpunkt zustreben, bei Schachtauskleidungen auftreten und bei der Berechnung berücksichtigt werden müssen. Meine Behauptung ist, daß der beschriebene Verbundtübbing nicht einmal fähig ist, nur dieser Druckbelastung zu widerstehen, und daß es sich daher erübrigt, zu untersuchen, ob er noch etwa auftretende Zusatzbelastungen durch einseitigen Druck oder durch Verdrehen des Schachtes ertragen kann.

Wenn der Ungleichförmigkeitsgrad $w = 1$ gesetzt wird, d. h. der Schacht kreisrund ist, welche Voraussetzung bei allen Schächten erstrebt wird, so ergibt sich die Wandstärke nach den Grundsätzen der Festigkeitslehre aus der Formel:

$$E = \frac{HD}{2K}$$

worin E die Wandstärke, H der Wasserdruck in at, D der äußere Schachtdurchmesser und K die zulässige Druck-

beanspruchung ist, gleichgültig, ob es sich um Gußeisen, Stahlguß oder Eisenbetonauskleidungen handelt.

Diese Berechnung hat Herr Goldkuhle übersehen und es somit unterlassen, zuerst die Verbundtübbings gegen einfache Druckbeanspruchung zu prüfen, so daß er mit seinen weitern Behauptungen weit über das Ziel hinauschießt.

Wenn er bei den in den Schaubildern 35 und 36 seines Aufsatzes dargestellten Verbundtübbings von 6,5 m Lichtweite und 70 cm starker Betonwand eine zulässige Druckbeanspruchung von 50 at annimmt, so ergibt sich eine Druckbeanspruchung von

$$K = \frac{HD}{2E} = \frac{50 \cdot 790}{2 \cdot 70} = 282\text{ kg/cm}^2.$$

Hierbei ist die zulässige Beanspruchung 14fach überschritten. Der Herr Verfasser rechnet noch auf eine 4,7fache Sicherheit und behauptet in seiner Erwiderung, daß die Bruchfestigkeit der Verbundtübbings in diesem Beispiel bei 235 at liegen soll, was eine Beanspruchung allein auf Druck von 1333 kg/cm^2 ergibt. Es könnte zu erwägen sein, ob die Eiseneinlage für sich eine höhere Druckbeanspruchung auf 1 cm^2 gestattet, die den Beton entlastet. Diese Frage ist aber zu verneinen, da die Verbindungen der eingelegten Eisenkonstruktion die vom Querschnitt aufgenommenen Kräfte nicht übertragen können.

Aus meiner Berechnung erklärt sich auch sofort, warum der nach Abb. 14 hergestellte Schacht von 6,5 m Lichtweite und 50 cm starker Betonwand bei 40 at zu Bruch ging, da hier die Druckbeanspruchung 300 kg/cm^2 betrug, wobei der Beton bis zur Erschöpfung belastet war.

Als zulässige Druckbeanspruchung für Eisenbeton, der unter ungünstigen Bedingungen im Schacht aufgestampft wird, ist 20 kg/cm^2 hoch gegriffen, während 1000 kg/cm^2 für Gußeisen zulässig ist, wie von ersten Fachmännern, Versuchsanstalten und Lehrbüchern angegeben wird. Selbst wenn man sich bei Eisenbeton mit einer geringern Sicherheit begnügen würde, wäre meine Behauptung nicht zu widerlegen, daß die beschriebenen Verbundtübbings für große Teufe mit entsprechenden Drücken keine Verwendung finden können. Der Betontübbing kann nur als Ersatz für Mauerwerk dienen.

Gußeiserne Tübbings bis 180 mm Wandstärke sind ausgeführt worden, und es bestehen in Fachkreisen keine Bedenken, diese mit noch größerer Wandstärke herzustellen, wie der Herr Verfasser bei den in Frage kommenden Firmen erfahren kann.

Ich behalte mir vor, auf die Berechnungen, wenn erforderlich, in einer besondern Abhandlung zurückzukommen.

Betriebsdirektor Holthaus, Gelsenkirchen.

Aus den vorstehenden Ausführungen des Herrn Holthaus geht hervor, daß der von mir verwendete Begriff Ungleichförmigkeitsgrad noch zu Irrtum Anlaß gibt.

Die Schächte sollen selbstverständlich alle kreisrund sein. Aber auch dann kann der Ungleichförmigkeitsgrad w größer als 1 werden, in dem Fall nämlich, wenn in irgendeinem Querschnitt des Schachtes besondere Druckbeanspruchungen auftreten, der Schacht also auf Biegung oder Torsion beansprucht wird. Dieser Fall tritt, wie ich bereits behauptet habe, fast stets ein.

Herr Holthaus stützt sich wiederum auf die durch kein amtliches Material bewiesene Behauptung, daß der Verbundtübbing mit 20 kg/cm^2 hoch beansprucht sei, während ich

in meiner Entgegnung auf Grund der angeführten amtlichen Bestimmungen, die allein maßgebend sind, bewiesen habe, daß dem reinen Betonquerschnitt von 70 cm noch der 15fache Eisenquerschnitt zuzurechnen ist. Dafür wird dem so errechneten Querschnitt nur die Druckfestigkeit des Betons, die hier mit 400 kg/cm² angenommen ist, zugewiesen, während das Flußeisen an sich eine Druckfestigkeit von 4000 kg/cm² hätte.

Daher wird die Beanspruchung in dem gewählten Beispiel nicht, wie Herr Holthaus ausführt,

$$K = \frac{50 \cdot 790}{2 \cdot 70} = 282 \text{ kg/cm}^2,$$

sondern $K = \frac{50 \cdot 790}{2 \left(70 + 2 \cdot 15 \frac{490}{100} \right)} = 91 \text{ kg/cm}^2,$

was eine Sicherheit von $\frac{400}{91} = 4,4$ ergibt.

In dieser Rechnung ist aber der Durchmesser mit 790 cm zu hoch gegriffen, die genauere Rechnung Wuczkowskis¹ geht von dem Mantelhalbmesser r' aus, der hier mit 360 cm anzusetzen ist. Die Sicherheit ist demnach 4,7fach, wie ich sie bereits angegeben habe.

Um den Wert der Eisenkonstruktion im Verbundtübbling noch einleuchtender darzustellen, sei hier auch von der

¹ s. Glückauf 1910, S. 529 ff.

Bruchfestigkeit des Eisens ausgegangen, die bei Flußeisen zu 4000 kg/cm² anzunehmen ist. Bei einem Eisenquerschnitt des Verbundtübblings von 980 cm² auf 1 m Auskleidungshöhe ergibt sich für 1 cm Höhe ein Querschnitt von 9,8 cm² und eine Bruchfestigkeit von 9,8 · 4000 = 39 200 kg/cm².

Da die Beanspruchung bei dem angenommenen Beispiel von 50 at gleich $\frac{50 \cdot 720}{2} = 18 000 \text{ kg/cm}^2$ ist, so bietet

die Eisenkonstruktion dieses Verbundtübblings für sich allein ohne jede Berücksichtigung des Betons schon eine 2,18fache Sicherheit. Als weiterer Beweis für die Widerstandskraft der Eisenkonstruktion für sich allein sei noch angeführt, daß das in meiner ersten Entgegnung angeführte, von Ingenieur Breil ermittelte Widerstandsmoment des Eisenquerschnittes nach Abb. 2 der ersten Entgegnung gleich dem von 4 Stück breitflanschigen Differdinger Trägern Nr. 60 B von 600 mm Höhe und 300 mm Flanschenbreite mit je $W_x = 5977 \text{ cm}^3$ ist, also einen Gesamtwiderstandsmoment von 23 908 cm³ entspricht.

Da nun die Einbetonierung der Eisenkonstruktion die Tragkraft, wie kein Fachmann, bestreiten wird und wie auch eingehend in den Berechnungen nachgewiesen worden ist, erheblich erhöht, so ist die zulässige Höchstbeanspruchung beim Verbundtübbling zweifellos beträchtlich höher als 20 kg/cm².

Berginspektor Goldkuhle, Essen.

Volkswirtschaft und Statistik.

Flußstahlerzeugung der deutschen und luxemburgischen Hochofenwerke im Mai 1916.

	Thomas-	Besse-	Martinstahl-		Stahlform-		Tiegel-	Elektro-	Gesamterzeugung			
	stahl-	merstahl-	Rohblöcke		guß				stahl	stahl	1915	1916
	Rohblöcke		basisch	sauer	basisch	sauer					t	t
t	t	t	t	t	t	t	t	t	t			
1916												
Januar	582 845	14 333	506 952	27 890	46 051	26 066	8 303	14 680	963 790	1 227 120		
Februar	591 388	11 155	508 278	26 835	47 374	29 400	8 564	13 851	946 191	1 236 845		
März	652 377	12 353	548 962	22 551	54 923	30 935	9 718	15 976	1 105 126	1 347 795		
April	594 950	12 512	490 386 ¹	18 087	50 617 ¹	26 034 ¹	7 911 ¹	12 198 ¹	1 019 151	1 212 695		
Mai	688 065	13 034	572 249	18 723	64 803	31 825	9 356	14 082	1 050 924	1 412 137		
<i>Davon im Mai</i>												
Rheinland und Westfalen	323 209	13 034	368 810	13 214	44 621	20 665	8 768	7 136	604 035	798 495		
Schlesien	17 000	—	96 952	—	4 450	1 287	533		95 459	121 798		
Siegerland u. Hessen-Nassau	—	—	28 919	—	1 138	188	—		24 521	30 245		
Nord-, Ost- u. Mitteldeutsch-	34 553	—	27 121	—	5 579	4 801	55	—	45 651	57 633		
land			14 559		937	3 095			22 280	27 080		
Königreich Sachsen			1 290		—	1 851			414	10 325	13 366	
Süddeutschland	84 906	—	21 546	1 071	4 971	1 260	—	6 946	77 880	117 402		
Saargebiet und bayer. Rhein-			13 052		—	1 256			—	91 230	127 074	
pfalz			—		—	—			—	79 543	119 044	
Elsaß-Lothringen	110 403	—	—	—	—	—	—	—	—			
Luxemburg	117 994	—	—	—	—	115	—	—	—			
Jan.-Mai 1915	2578 226	62 051	2077 689	85 251	161 493	51 956	41 667	40 475	5098 812	6 436 592		
„ „ 1916	3109 625	63 387	2626 827	114 086	263 768	144 260	43 852	70 787	26,24			
	+1916%	20,61	26,43	33,82	63,33	177,66	5,24	74,89	232			
Zahl der Betriebe	26	4	76	13	47	63	19	15	232	263 ³		

¹ Berichtigt. ² Nur Schlesien, Nord-, Ost- und Mitteldeutschland und Königr. Sachsen. ³ 34 Werke geschätzt.

Spaniens Ausfuhr an Erzen und Metallen in 1915.

	1914	1915
	t	t
Kupfererz	82 300	30 146
Zinkerz	65 149	33 629
Eisenpyrit	2 553 798	2 263 216
Rohkupfer	10 056	10 443
Kupfer	16 320	16 312
Zink	3 274	4 581
Bleirohblöcke	152 771	161 322

Verkehrswesen.

Kohlen-, Koks- und Preßkohlenbewegung auf dem Rhein-Herne-Kanal im Juni 1916.

Hafen	Juni		Jan. bis Juni	
	1915 t	1916 t	1915 t	1916 t
Arenberg-Prosper	15 277	39 031	121 785	233 007
Bergfiskus	33 314	32 403	187 607	323 191
Bismarck	23 647	37 159	144 105	200 900
Concordia	9 260	11 399	32 181	78 123
Dortmund	1 945	—	20 648	2 958
Emscher-Lippe	1 200	—	3 600	—
Friedrich der Große	10 483	10 930	91 464	62 878
Hardenberg	—	400	1 010	1 036
Hibernia	1 062	9 968	2 662	40 704
Köln-Neuessen	1 310	9 091	1 310	90 220
König Ludwig	8 722	13 842	59 123	57 462
König Wilhelm	1 946	9 706	1 946	49 264
Mathias Stinnes	18 308	25 388	127 142	162 792
Minister Achenbach	3 721	300	13 672	15 099
Nordstern	2 446	5 351	16 753	36 853
Unser Fritz	—	9 171	—	31 273
Victor	1 123	—	5 678	7 390
Wanne-West	17 154	70 720	89 019	364 193
zus.	150 908	284 999	919 705	1 757 343

Patentbericht.

Anmeldungen,

die während zweier Monate in der Auslegehalle des Kaiserlichen Patentamtes ausliegen.

Vom 22. Juni 1916 an.

5 c. Gr. 1. S. 41 729. Société Anonyme des Hauts-Fourneaux et Fonderies de Pont-à-Mousson, Pont-à-Mousson (Frankr.); Vertr.: Dr. Georg Döllner, Max Seiler, Erich Maemecke, Pat.-Anwälte, Berlin SW 61. Verfahren zum Befestigen wasserführender Erdschichten vor dem Niederbringen von Schächten oder vor Beginn anderer Erdarbeiten. 19. 3. 14. Frankreich 12. 3. 14.

5 d. Gr. 2. J. 17 397. Max Jaschonowski, Deutsch-Piekar, Kr. Beuthen (O.-S.). Vorrichtung zum selbsttätigen Öffnen und Schließen von Wettertüren. 28. 7. 15.

5 d. Gr. 9. K. 60 464. Hermann Kruskopf, Dortmund, Bismarckstr. 62. Vorrichtung zur Bekämpfung von Grubenexplosionen; Zus. z. Pat. 245 887. 22. 3. 15.

21 h. Gr. 7. R. 42 597. Dr. Otto Ruff, Breslau, Technische Hochschule. Verfahren zum Brennen von Zirkongegenständen in elektrischen Öfen mit Heizkörpern aus Kohle. 25. 11. 15.

24 b. Gr. 7. K. 60 059. Hans Rudolf Karg, Köln-Ehrenfeld, Siemensstr. 9. Brenner für flüssige Brennstoffe mit einem innern und einem äußern Zerstäubungsluftkanal. 17. 12. 14.

24 h. Gr. 1. N. 15 347. Ulrich Neumann, Bremen, Gr. Johannisstr. 204/08. Kohlenbrech- und fördervorrichtung für selbsttätige Feuerungen. 20. 5. 14. Dänemark 21. 5. 13.

24 i. Gr. 1. P. 34 790. Karl Hjalmar Wilhelm von Porat, Stocksund (Schweden), und Motala Verkstads Nya Aktiebolag, Motala Verkstad (Schweden); Vertr.: K. Hallbauer, Dipl.-Ing. A. Bohr, Pat.-Anwälte, Berlin SW 61. Feuerung für grobkörnigen, teilweise pulverförmigen Brennstoff. 29. 4. 16.

50 c. Gr. 5. B. 79 193. Frau Martha Büttner, Rissen i. Holst., Louisenheim. Mit feststehenden Stirnwänden versehene Kugel- oder Trommelmühle. 15. 3. 15.

80 a. Gr. 52. G. 38 933. Dr. Adolf Gloz, Urdingen (Rhein). Verfahren und Vorrichtung zur Behandlung von granulierten oder zerstäubten schmelzflüssigen Stoffen, z. B. Schlacke o. dgl. 21. 4. 13.

Vom 26. Juni 1916 an.

21 h. Gr. 6. E. 20 643. Elektrochemische Werke G. m. b. H., Berlin. Einrichtung zur elektrodynamischen Erzeugung von Strömungen in flüssigen, vom elektrischen Strom durchflossenen Massen, besonders im Schmelzgut elektrischer Öfen. 18. 7. 14.

21 h. Gr. 12. S. 37 657. Siemens & Halske A. G., Siemensstadt. Verfahren und Einrichtung zum elektrischen Nieten. 22. 11. 12.

35 a. Gr. 23. A. 27 607. A. G. Eisenhütte Westfalia, Bochum. Führungsschuh für Förderkörbe u. dgl.; Zus. z. Pat. 279 739. 10. 12. 15.

40 a. Gr. 46. V. 11 275. Voigtländer & Lohmann Metallfabrikations-G. m. b. H., Essen (Ruhr). Verfahren zur Herstellung homogener dichter Körper aus chemisch reinem Wolframmetall durch Verbrennung von Wolframoxiden oder -anhydriden mit Aluminium unter Steigerung der Temperatur. 2. 12. 12.

59 c. Gr. 4. St. 20 355. Hermann Stegmeyer, Charlottenburg, Sophie-Charlottenstr. 5. Druckflussigkeitsheber; Zus. z. Pat. 288 180. 22. 3. 15.

74 c. Gr. 10. A. 27 814. A. G. Mix & Genest, Telephon- und Telegraphen-Werke, Berlin-Schöneberg. Einrichtung zum Aufzeichnen von Signalen für den Betrieb von Förderkörben. 25. 2. 16.

87 b. Gr. 3. C. 25 338. Commonwealth Electric Tool Company, Wilmington (Delaware), V. St. A.; Vertr.: A. du Bois-Reymond, M. Wagner und G. Lemke, Pat.-Anwälte, Berlin SW 11. Steuerschalter für elektrische Hämmer. 4. 11. 14. Amerika 26. 8. 14.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 26. Juni 1916.

5 c. 648 498. F. W. Moll Söhne, Witten (Ruhr). Mehrteiliger Grubenstempel. 5. 6. 16.

10 a. 648 561. Franz Méguin & Co., A. G. und Wilhelm Müller, Dillingen (Saar). Kokslösch-, sieb- und -verladevorrichtung. 29. 6. 14.

12 e. 648 665. Hans Eduard Theisen, München, Herschelstraße 25. Desintegrator-Gaswascher. 7. 6. 16.

24 e. 648 565. Berlin-Anhaltische Maschinenbau-A. G. Berlin. Räumer für Drehrostgaserzeuger. 7. 9. 15.

26 b. 648 657. Julius Schmidt, Zwickau (Sa.), Goethestraße 33. Grubenlampe für Azetylengas u. dgl. 6. 6. 16.

46 d. 648 612. Hugo Klerner, Gelsenkirchen, Schalkersstraße 164. Antriebvorrichtung für Schüttelrutschen. 8. 2. 16.

47 f. 648 554. Willy Rüsck, Rommelshausen (Württ.). Preßluftschlauch mit Lackschichten auf der Innenseite eines Gewebes innerhalb eines Drahtgeflechtes. 3. 6. 16.

50 c. 648 444. Adolf Gutknecht, München, Nymphenburgerstr. 193. Vorbereiter für Steinmühlen mit unter einem Einlaufrost umlaufenden, verstellbaren Messern o. dgl. 12. 5. 16.

59 a. 648 557. Otto Herberg & Co., Frankfurt (Oder). Feststellungsvorrichtung für Pumpenkolben. 6. 6. 16.

61 a. 648 618. Dipl.-Ing. Klemens Clemente, Berlin, Belle-Alliancepl. 14. Gasschutzmaske. 1. 4. 16.

78 e. 648 600. Gesellschaft für Teerverwertung m. b. H., Duisburg-Meiderich. Sprengpatronensäckchen. 2. 10. 15.

Verlängerung der Schutzfrist.

Folgende Gebrauchsmuster sind an dem angegebenen Tage auf drei Jahre verlängert worden.

14 h. 640 721. Dipl.-Ing. Karl Schneider, Mülheim (Ruhr), Beckstr. 56. Gas- oder Dampfspeicher. 18. 5. 16.

21 f. 557 009. Wilhelm Seippel, Grubensicherheitslampen- u. Maschinenfabrik, Bochum. Elektrische Grubenlampe usw. 2. 5. 16.

24 i. 586 443. Karl Schmidt, Heilbronn (Neckar). Vorrichtung zur Erzeugung heißer Verbrennungsluft usw. 15. 4. 16.

24 k. 558 466. Knox Pressed & Welded Steel Company, Pittsburg (Pennsylvania, V. St. A.); Vertr.: Dr.-Ing. J. Friedmann, Pat.-Anw., Berlin SW 68. Wassergekühlte Tür usw. 31. 5. 16.

26 d. 571 435. Walther & Cie. A.G., Dellbrück b. Köln. Gaswascher. 12. 5. 16.

35 n. 554 577. H. Contzen, Düsseldorf, Rochusstr. 28. Kontrollvorrichtung usw. 9. 5. 16.

35 h. 557 109. Unruh & Liebig, Abteilung der Peniger Maschinenfabrik und Eisengießerei A.G., Leipzig-Plagwitz. Fahrseilspannvorrichtung usw. 1. 5. 16.

50 e. 630 716. G. Sauerbrey Maschinenfabrik A.G., Staßfurt. Schlagkreuzmühle usw. 10. 5. 16.

59 a. 558 896. Worthington Blake Pumpen Co. m. b. H., Berlin. Pumpe. 4. 5. 16.

59 e. 555 875. Georg Neidl, Berlin, Badstr. 20. Schwimmersteuerung usw. 11. 5. 16.

80 a. 556 932. Zechau-Kriebitzscher Kohlenwerke »Glückauf«, A.G., Zechau b. Rositz (S.-A.). Zylindrischer Preßstempel usw. 12. 5. 16.

80 a. 558 046. Zechau-Kriebitzscher Kohlenwerke »Glückauf«, A.G., Zechau b. Rositz (S.-A.). Vorrichtung usw. zum Trennen der Brikette. 12. 5. 16.

Deutsche Patente.

5 b (12). 292 753, vom 7. August 1915. F. W. Moll Söhne in Witten (Ruhr). *Abbauverfahren mit Bergversatz für Flöze in steiler Lagerung.*

Die Kohlen sollen in schräg gestellten Stößen absatzweise von oben nach unten verhaun und auf Rutschen zur Förderstrecke zum Abgleiten gebracht werden. Der ausgekohlte Raum soll dabei absatzweise mit einem Verschlag abgefangen und mit Bergen versetzt werden.

10 a (12). 292 648, vom 15. Mai 1914. Franz Méguin & Co. A.G. in Dillingen (Saar). *Abhebevorrichtung für Ofentüren an liegenden Kammeröfen.*

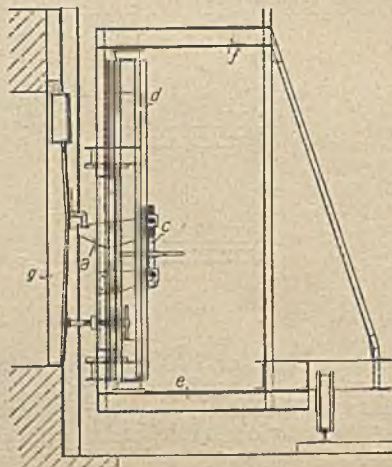


Abb. 1.

An einer zum Ausdrücken der Kokskuchen aus den Kammern der Öfen dienenden fahrbaren Maschinen sind

seitlich von der Ausdrückstange *h* zwei Ausleger *e* und *f* befestigt, in denen ein Ausleger *d* drehbar gelagert ist. An seinem freien Ende ist die zum Aufhängen der Ofentüren *g* dienende, z. B. aus einem mittels einer Schraubenspindel *c* in senkrechter Richtung schwenkbaren zweiarmigen Hebel *a*

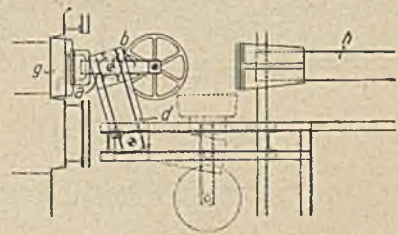


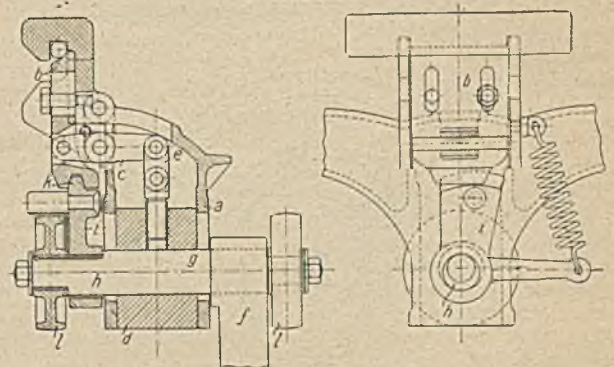
Abb. 2.

bestehende Vorrichtung so drehbar gelagert, daß sie bei ausgeschwenktem Ausleger *d* in der Achse der Ausdrückstange liegt. Da jede Tür, nachdem sie an dem Hebel *a* aufgehängt ist, infolge der drehbaren Anordnung der Aufhängevorrichtung und des Auslegers *d* in eine außerhalb der Bahn der Ausdrückstange liegende Stellung gedreht werden kann (vgl. die in Abb. 2 gepunktet gezeichnete Stellung), so läßt sich die Ausdrückmaschine, ohne daß sie verfahren zu werden braucht, zum Abheben der Tür einer Ofenkammer und zum Ausdrücken dieser Ofenkammer verwenden.

14 a (15). 292 711, vom 4. Oktober 1914. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg, A.G. in Augsburg. *Ausgleichsgetriebe der Massenkräfte erster oder zweiter oder erster und zweiter Ordnung, die aus paarweise entgegengesetzt umlaufenden Schwungmassen bestehen, für stehende Kolbenmaschinen.*

Die Schwungmassen sind an einem Längsende der Maschine oder an beiden zu beiden Seiten in gleicher Höhe und rechtwinklig zur Hauptwelle wagerecht angeordnet und werden von ihr mit Hilfe von Kegelrädern angetrieben.

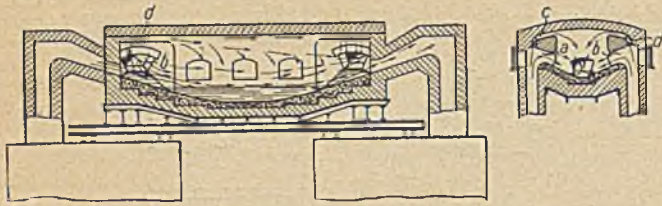
20 a (18). 292 820, vom 29. März 1914. Wilhelm Schäfer in Köln (Rhein). *Unter dem Einfluß des Lastgewichts stehende Zugseilklemme für Seilschwebbahnen.*



Die Klemme hat ein im Laufwerk bewegliches Gleitstück *d*, an dem mittels eines die Kuppelrollen *l* tragenden Bolzens *g* das Lastgehänge *f* pendeinad aufgehängt ist. Auf dem Bolzen *g* ist ein Exzenter *h* befestigt, mit dem ein Hebel *i* o. dgl. so verbunden ist, daß dieser die an dem einen Arm eines zweiarmigen Hebels *c* befestigte, durch diesen Hebel und ein Gelenkstück *e* mit dem Gleitstück verbundene bewegliche Backe *b* der Klemme gegen das Seil preßt, wenn das Laufwerk auf einer geneigten Bahn fährt.

24 e (6). 292 658, vom 25. Januar 1914. Eickworth & Sturm, G. m. b. H. in Dortmund. *Martinöfen mit seitlichen Luftzuführungskanälen.*

Von den seitlichen Luftzuleitungskanälen *a* und *b* des Ofens sind Kanäle *c* und *d* abgezwéigt, durch die eine geringe

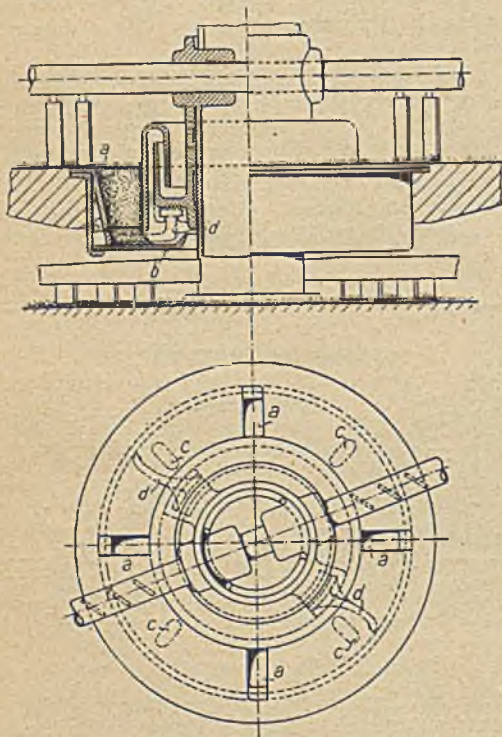


zur Kühlung und Erzeugung eines Luftpolsters dienende Luftmenge durch das Gewölbe unter die Ofendecke geleitet wird.

40 a (4). 292 809, vom 11. Juli 1914. Albert Zavelberg in Hohenlohehütte (O.-S.). *Krählvorrichtung für mechanische Röstöfen mit gekühlten Krählarmlen und gekühlten Krählern.*

Die hohlen Krähler der Vorrichtung sind mit Ausströmungskanälen versehen, durch welche die vorgewärmte Kühlluft aus den Krählern unmittelbar in das Röstgut strömt. Der Hohlraum der Krählarmlen kann mit dem Hohlraum der Krähler in Verbindung stehen, so daß die in die Krählarmlen eingeführte Kühlluft aus den Armen in die Krähler und aus diesen in das Gut strömt.

40 a (10). 292 704, vom 15. Oktober 1914. Metallbank und Metallurgische Gesellschaft A.G. in Frankfurt (Main). *Selbsttätige Beschickungsvorrichtung für Röstöfen u. dgl.* Zus. z. Pat. 262 610. Längste Dauer: 22. März 1927.



Die durch das Patent 262 610 geschützte selbsttätige Beschickungsvorrichtung besteht aus einer Anzahl über den Röstöfen in Kreise angeordneten, zur Aufnahme des Röstgutes dienenden, unten offenen Gefäßen und einer die Gefäße unten abschließenden ringförmigen Platte, die mit Durchtrittöffnungen versehen ist und zwangläufig gedreht wird. Bei der Drehung der Platte werden die Gefäße nacheinander entleert, indem das in ihnen enthaltene Gut durch die Durchtrittöffnungen der Platte in den Ofen fällt. Ge-

mäß der Erfindung ist die mit Durchtrittöffnungen versehene Platte *b* in einiger Entfernung unterhalb der Gefäße *a* so feststehend angeordnet, daß ihre Durchtrittöffnungen *c* gegen die Gefäße versetzt sind. Zwischen den letztern und der Platte sind umlaufende Abstreicher *d* vorgesehen, die das aus den Gefäßen auf die Platte fallende Gut zu den Durchtrittöffnungen befördern. Natürlich können auch die Gefäße und die Platte gedreht werden und die Abstreicher feststehen.

46 d (5). 292 669, vom 3. Juli 1914. Hugo Klerner in Gelsenkirchen. *Einrichtung an einfach wirkenden Schüttelrutschenmaschinen zur Unterstützung des Kolbenrückgangs bei kurz angehobener Rutsche.*

In der Wand des Zylindergehäuses für den Kolben ist ein Umföhrungskanal für die Druckluft vorgesehen, durch den die Druckluft auch auf die Unterseite des Kolbens geleitet werden kann, damit sie gemeinsam mit der kurzen leichten Rutsche den Kolben zurücktreibt.

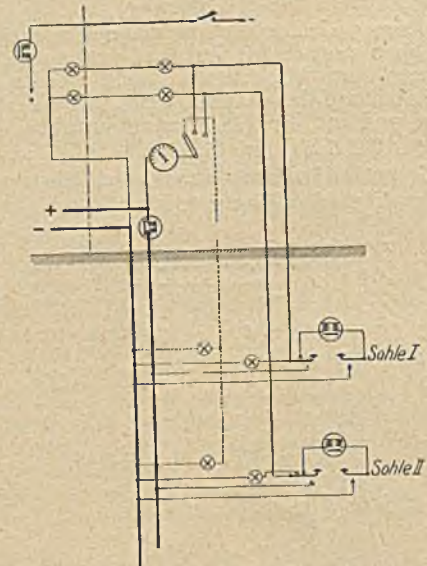
59 e (3). 292 770, vom 20. Dezember 1913. Willy G. Köhler in Bremen. *Rotationsmaschine mit von innen nach außen durch den im Arbeitskörper angeordneten Arbeitsraum beweglichen Schiebern.*

Die Schieber der als Pumpe zu verwendenden Maschine sind an ihren äußern Enden ganz oder teilweise abgeschrägt, so daß in der zu fördernden Flüssigkeit enthaltene Unreinigkeiten nach den Druckkanälen geschoben werden.

59 e (3). 292 771, vom 12. Juni 1913. Wernicke-Hatcher Pump Company in Grand Rapids (V. St. A.). *Rotierende Pumpe mit umlaufendem Gehäuse.*

Das umlaufende Gehäuse und die ebenfalls umlaufende Trommel der Pumpe sind durch ein Vorgelege so miteinander verbunden, daß sie sich mit gleicher Winkelgeschwindigkeit drehen. Ferner sind die die Saug- und Druckkammern der Pumpe abgrenzenden Flügel an den am Umfang der Trommel anliegenden Dichtungsplatten ausschwingbar gelagert und in Taschen des Gehäuses geradlinig geführt.

74 e (10). 292 644, vom 21. Januar 1915. Eugen Salzer in Zehlendorf. *Schachtsignalanlage.*



Bei der Anlage ist jeder Sohle nur eine einzige Schachtleitung zugeordnet, die nacheinander dazu dient, 1. ein Anfragesignal von der Sohle zur Hängebank zu senden, um den Einzelverkehr der betreffenden Sohle herzustellen, 2. ein eindeutiges Antwortsignal von der Hängebank an die Sohle zurückzugeben und 3. das eigentliche Sohlenkommando zur Hängebank oder zum Maschinenhaus zu leiten. Die Hängebank und jede Sohle besitzen an dieser Leitung Umschalter, um über die Leitung die verschiedenen

erforderlichen Stromkreise herzustellen, und zwar ist der Umschalter der Sohle nur der zur Sohle gehörigen Einzelleitung zugeordnet, während der Umschalter der Hängebank gemeinsam für die Zuleitungen der verschiedenen Sohlen ist. Durch diese Anordnung wird erreicht, daß man für den Betrieb von n Sohlen mit $n + 2$ Schachtleitungen ausreicht. Die zwei zusätzlichen Leitungen sind Batterie- oder gemeinsame Rückleitung. Die Umschaltung der dreifach benutzten Leitung an der Hängebank kann in der Weise erfolgen, daß der jeweils vorher benutzte Signalstromkreis abgeschaltet wird; jedoch kann die Umschaltung auch so vorgenommen werden, daß aus einer der neuen Signalstromkreise bildenden Abzweigung und einem Teil des früheren Stromkreises ein Ortstromkreis gebildet wird, der das vorhergegangene Signal behufs Nachprüfung aufrecht erhält. Eine ähnliche Schaltung auf der Sohle kann ebenfalls zur Überwachung der Signalmittel benutzt werden.

81 e (20). 292 724, vom 22. Mai 1915. August Hermes in Leipzig-Gohlis. *Als Windschutz dienende Abdeckung für Fördergefäße.*

Die Abdeckung ist aus Eisenstäben hergestellt, die durch Drahtringe o. dgl. verbunden sind.

Bücherschau.

Herstellen und Instandhalten elektrischer Licht- und Kraftanlagen. Ein Leitfadens auch für Nicht-Techniker. Unter Mitwirkung von Gottlob Lux und Dr. C. Michalke verfaßt und hrsg. von S. Frhr. v. Gaisberg. 142 S. mit 55 Abb. Berlin 1916, Julius Springer. Preis geb. 2,60 Mk.

Der Leitfaden, der innerhalb 5 Jahren 7 Auflagen erfahren hat, faßt mit großem Geschick alles für den Nichtfachmann Wissenswerte in knappen, aber klaren Ausführungen zusammen, ohne auf die Theorie näher einzugehen. Die gegebenen Anleitungen genügen, um auftretende Störungen beurteilen und nach Möglichkeit beseitigen zu können. Außer der Beschreibung sämtlicher Teile von elektrischen Licht- und Kraftanlagen gibt das Buch auch Erklärungen der grundlegenden Begriffe, wie Stromstärke und Widerstand; ferner enthält es Winke für die Beschaffung elektrischer Anlagen unter Angabe der Betriebskosten, der zu beobachtenden Gesichtspunkte bei der Wahl der Stromart, Lichtstärke usw.

Das Buch kann auch in der neuen Auflage warm empfohlen werden.

K. V.

Wie Kriegsbeschädigte und Unfallverletzte auch bei Verstümmelung ihr Los verbessern können. Von Bergrat E. Flemming, Mitglied der Kgl. Bergwerksdirektion Saarbrücken und des Vorstandes der Sektion I der Knappschafts-Berufgenossenschaft. 2., erw. und verb. Aufl. 142 S. mit Abb. Saarbrücken 1915, Verlag der Sektion I der Knappschafts-Berufgenossenschaft. Preis geh. 2 Mk., bei Mehrbezug Preisermäßigung.

Das rasche Erscheinen der zweiten Auflage liefert den Beweis dafür, daß die Schrift die Aufgabe, die sich ihr Verfasser gestellt hat, in vollem Maße erfüllt. Die Bedeutung des Buches ist beim Erscheinen der ersten Auflage gewürdigt worden¹; es sei jedoch kurz noch einmal darauf hingewiesen, daß die guten und lehrreichen Bilder sowie der leichtfaßliche Text es nicht nur für Berufsberater, sondern gerade auch für den Kriegsbeschädigten und Unfallverletzten zu einem wertvollen Führer machen.

¹ s. Glückauf 1915, S. 981.

Die neue Auflage läßt die Fortschritte, die während des Krieges namentlich in der Ausbildung des Armersatzes gemacht worden sind, durch die Darstellung des Jagenberg- und des Rota-Armes erkennen. Weitere neue Abbildungen geben Kunde von den Bestrebungen zur Verhinderung von Gelenkversteifungen durch Turnübungen und Schwimmen.

Dr. V.

Zeitschriftenschau.

(Eine Erklärung der hierunter vorkommenden Abkürzungen von Zeitschriftentiteln ist nebst Angabe des Erscheinungsortes, Namens des Herausgebers usw. in Nr. 1 auf den Seiten 21–23 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

Mineralogie und Geologie.

Some effects of earth movement in the coal measures of the Sheffield district, etc. Part II. Von Fernsides. (Schluß.) Coll. Guard. 23. Juni. S. 1197/9*. Die Einwirkungen der vorpermischen Erdbewegungen auf die Kohlenablagerung.

Über die tektonischen Bedingungen des Erdölvorkommens in den polnischen Ostkarpathen. Von Nowak. Petroleum. 21. Juni. S. 925/7. Ergebnisse der Untersuchungen über die Beziehungen zwischen dem Petroleumvorkommen und der Tektonik in dem genannten Gebiet.

Bergbautechnik.

Die Eisenerzlagertstätten der Philippinen. Von Pratt, übersetzt von Gerke. (Forts.) Bergb. 29. Juni. S. 403/5. Beschreibung der bedeutenden Vorkommen.

Shaft sinking bei the freezing process. Von Schmidt. Coll. Guard. 23. Juni. S. 1184/8*. Die Entwicklung des Gefrierfahrens, die dabei benutzten Einrichtungen und die gewonnenen theoretischen Erkenntnisse und praktischen Erfahrungen.

Spülkippen im Abraumbetrieb. Von Zschocke. Braunk. 1. Juli. S. 133/4*. Mitteilung von Erfahrungen mit einem sehr wirtschaftlichen Spülverfahren, das aber nur unter bestimmten Verhältnissen anwendbar ist.

Der Kohlenabbau unter verbauten Stadtgebieten. Von Goldreich. Mont. Rdsch. 1. Juli. S. 401/5. Einleitende Bemerkungen über die genannte Frage, die weiterhin auf Grund eines Gutachtens über den Abbau des Erzgebirgischen Steinkohlen-Aktienvereins unter dem Stadtinnern Zwickaus behandelt wird. Allgemeine Erörterungen über die Wirkungen des Kohlenabbaus über Tage. (Forts. f.)

Die Erdölförderung aus Bohrlöchern. Von Liwehr. (Schluß.) Petroleum. 21. Juni. S. 927/33*. Weitere Angaben über das Erdölförderverfahren der Tlock-Gesellschaft und dabei verwendete besondere Vorrichtungen.

New coking and by-product plant at Thrislington colliery, Durham. Ir. Coal Tr. R. 23. Juni. S. 117/8*. Die neu errichtete Anlage der Bitchburn Coal Co. umfaßt 55 Koppersöfen mit Nebengewinnung.

Treharris pit-head baths. Coll. Guard. 23. Juni. S. 1181/3*. Beschreibung einer neuzeitlichen Waschkau auf den Deep-Navigation-Gruben der Ocean Coal Co.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Wie sparen wir an Dampf und Kohlen? Von Heym. Braunk. 1. Juli. S. 134/7. Die zweckmäßige Anwendung der verschiedenen Abdampfverwertungsmöglichkeiten.

Die Oberflächenkondensation des Wasserdampfes. Von Nusselt. Z. d. Ing. 1. Juli. S. 541/6*. Berechnung der Kondensation an einer lotrechten, ebenen Wand bei ruhendem und überhitztem Dampf. (Schluß f.)

Rieselkühleinrichtung ohne Tropfenfall. Von Spettmann. Techn. Bl. 1. Juli. S. 99/100*. Beschreibung einer neuen Kühlerbauart.

Zentralheizkessel mit verschiedenen Brennstoffen. Von Markgraf. Feuerungstechn. 1. Juli. S. 221/5*. Bericht über Versuche an Zentralheizungskesseln unter Verwendung von Zechenkoks verschiedener Korngrößen, Anthrazitkohlen (Nuß III), Preßsteinkohlen (Eiform) und Preßbraunkohlen.

Hydrokompressoren. Von Heirich. (Forts.) Z. kompr. Gase. April. S. 43/52*. Beschreibung amerikanischer Bauarten. (Schluß f.)

Elektrotechnik.

Die staatliche Elektrizitätsversorgung des Königreichs Sachsen. Von Aumann. E. T. Z. 6. Juli. S. 353/56*. Überblick über die gegenwärtige Stromversorgung des Landes. Die Stellung anderer Staatsregierungen zur Elektrizitätsfrage. Die Bestrebungen des Verbandes der im Gemeindebesitz befindlichen Elektrizitätswerke Sachsens. (Forts. f.)

Elektrische Großwirtschaft unter staatlicher Mitwirkung. Von Soberski. Ann. Glaser. 1. Juli. S. 11/4. Bericht über den Vortrag von Prof. Dr. Klingenberg auf der 23. Jahresversammlung des Verbandes deutscher Elektrotechniker.

Elektrische Großkraftwerke. Von Beck. Bergb. 29. Juni. S. 401/3. Die Vorzüge großer Fernkraftwerke. Die schwebenden Elektrizitätsprojekte Bayerns, Badens und Preußens.

Neuerungen an Gleichstrom-Wattstundenzählern. Von Ziegenberg. E. T. Z. 6. Juli. S. 356/60*. Beschreibung der Mängel an Gleichstromwattstundenzählern in der heute üblichen Ausführung. Behebung der Mängel. Angaben über einen neuen Zählwerksantrieb, bei dem die Umdrehungen der Ankerachse ohne Kontakt auf ein nur mit den Bürsten elektrisch verbundenes Zählwerk übertragen werden, so daß der Zähler mechanisch von der Zählwerksarbeit vollständig entlastet ist. Hierdurch Steigerung der Meßgenauigkeit.

Elektrische Temperatur-Fernschreiber. Von Hauser. Z. d. Ing. 1. Juli. S. 546/51*. Elektrische Temperaturmessung mit Widerstandsthermometer (Widerstands-Meßverfahren). Thermoelektrischer Meßgrundsatz.

Hüttenwesen, Chemische Technologie, Chemie und Physik.

Über Hochofenbetrieb mit hochoverhitztem Gebläsewind. Von Venator. (Forts.) Feuerungstechn. 1. Juli. S. 225/2. Analysen der Gichtgase bei der Aufstellung der Wärmebilanz für den Hochofen Nr. 4 der Illinois Steel Co. (Schluß f.)

Über den Einfluß eines Spänebrikettzusatzes auf den Verlauf des Kupfolfenschmelzprozesses und auf die Qualität des erschmolzenen Eisens. Von Schäfer. (Schluß.) Gieß. Ztg. 1. Juli. S. 199/202*. Zerreißversuche. Schlagversuche. Härte. Lunkenbildung und Schreckwirkung. Einfluß auf die Festigkeitseigenschaften des Materials im Gußstück.

Chloridizing and leaching plant of Virginia Smelting Co. Von Eustis. Eng. Min. J. 6. Mai. S. 803/5*. Technische und wirtschaftliche Angaben über die Kupfergewinnung auf der bei West Norfolk gelegenen Hütte der genannten Gesellschaft.

Neuere Erfahrungen über Wege zur Veredelung des Zinks. Von Schulz. Metall u. Erz. 22. Juni. S. 279 bis 289*. Die als Ausgangsmaterial zur Verfügung stehenden 3 Zinksorten, von denen nur das Raffinadezink in Frage kommt. Seine Veredelung durch Legierungszusätze und auf physikalischem Wege durch eine mechanische Durcharbeitung bei geeigneter Temperatur.

Der gegenwärtige Stand der Erzeugung von Hartgußwagenrädern. Von Irresberger. St. u. E. 29. Juni. S. 621/9*.

Einiges über die gesicherte Lagerung feuergefährlicher Flüssigkeiten. Von Preger. (Schluß.) Dingl. J. 24. Juni. S. 199/204*. Lagerung mit Schutzgas und durch Schutzgas betätigte Mechanismen. Lagerung mit Schutzgas ohne Mechanismen.

Gesetzgebung und Verwaltung.

Die geschichtliche Entwicklung der luxemburgischen Berggesetzgebung. Von Ungheuer. Z. Bergr. 57. Jg. 3. H. S. 240/69. Besprechung der Gesetze von 1665, 1791 und 1810. Einzeldarstellung des Gesetzes von 1810. Abänderung des Gesetzes von 1810 durch die Gesetze von 1870 und 1874.

Zum Kaligesetz. Von Werneburg. Techn. Bl. 1. Juli. S. 97/9. Besprechung der wichtigsten Bestimmungen des Kaligesetzes.

Volkswirtschaft und Statistik.

Das Heizungsproblem nach dem Kriege. Von Schäfer. J. Gasbel. 24. Juni. S. 333/7. Einschränkende Bemerkungen vom Standpunkt des Gasfachmanns zu den Ausführungen von Uhlmann, Besemfelder und Naumann über die Möglichkeit einer gründlicheren und wirtschaftlicheren Ausnutzung der Kohle.

Kriegsmaßnahmen der Regierung auf dem Gebiete des Berg- und Hüttenwesens. Mont. Rdsch. 1. Juli. S. 406/9. Übersicht über die von der österreichischen Regierung während des Jahres 1915 auf dem Gebiete des Kohlenhandels, der Metallversorgung sowie des Berg- und Hüttenwesens getroffenen Maßnahmen. Regelung der Kohlenpreise. Sicherung des Metallbedarfes. (Forts. f.)

Verkehrs- und Verladewesen.

Seilbahnkrane neuerer Bauart. Von Heinold. (Schluß.) Z. d. Ing. 1. Juli. S. 551/7*. Abschließende Ausführungen über die beiden zur Bedienung von Koksstapelplätzen auf den Schachtanlagen Bergmannsglück und Westerholt der Kgl. Berginspektion 3 in Buer aufgestellten Kabelkrane.

Personalien.

Den Tod für das Vaterland fand am 10. Juli der Direktor der Zeche Maximilian in Hamm, Bergassessor Werner Viebig, Hauptmann d. R. in der Feld-Flieger-Abt. 32, Inhaber des Eisernen Kreuzes, im Alter von 38 Jahren.

Gestorben:

am 10. Juli das Vorstandsmitglied des Rheinisch-Westfälischen Kohlen-Syndikats, Direktor Ewald Küppers im Alter von 59 Jahren.

Dampfkessel-Überwachungs-Verein der Zechen im Oberbergamtsbezirk Dortmund.

Dem Vereinsingenieur Dipl.-Ing. Meyer ist das Recht zur Vornahme der Abnahmeprüfung von feststehenden und Schiffsdampfkesseln (dritte Befugnisse) verliehen worden.