

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift.

Abonnementspreis vierteljährlich:

bei Abholung in der Druckerei	5
bei Postbezug und durch den Buchhandel	6
unter Streifband für Deutschland, Österreich-Ungarn und Luxemburg	8
unter Streifband im Weltpostverein	9

Inserate:

die viermal gespaltene Nonp.-Zeile oder deren Raum 25 Pfg.
Näheres über die Inseratbedingungen bei wiederholter Aufnahme ergibt
der auf Wunsch zur Verfügung stehende Tarif.

Einzelnummern werden nur in Ausnahmefällen abgegeben.

Inhalt:

Seite	Seite
Die Stellung des niederrheinisch-westfälischen Bergbaues gegenüber den Vorgängen der letzten Zeit	749
Die Elektrometallurgie im Jahre 1904. Von Dr. Franz Peters, Groß-Lichterfelde-West (Forts.)	751
Der Rickentunnel. Von Dr. C. Gagel, Berlin	761
Wohn- und Speiseanstalt für unverheiratete Arbeiter der Bergwerksgesellschaft Dahlbusch. Hierzu Tafel 17	763
Das kaukasische Manganerz. Von Al. Kandelaki, Freiberg i. Sa.	764
Die tödlichen Verunglückungen beim Bergwerksbetriebe im Oberbergamtsbezirk Dortmund in den Jahren 1903 und 1904	768
Mineralogie und Geologie: Deutsche Geologische Gesellschaft	769
Volkswirtschaft und Statistik: Geschäftsbericht des Verkaufssyndikats der Kaliwerke in Leopoldshall - Staßfurt für 1904. Übersicht der Produktion des Bergwerks-, Hütten- und Salinenbetriebes im bayrischen Staate für die Jahre 1903 und 1904. Förderung der Saargruben. Kohlenausfuhr Großbritanniens	770
Verkehrswesen: Wagengestellung für die im Ruhr-Kohlenrevier belegenen Zechen, Kokereien und Brikettwerke. Amtliche Tarifveränderungen. Wagengestellung für die Zechen, Kokereien und Brikettwerke der wichtigeren deutschen Bergbanbezirke	772
Marktberichte: Essener Börse. Börse zu Düsseldorf. Deutscher Eisenmarkt. Metallmarkt (London). Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt. Marktnotizen über Nebenprodukte	773
Patentbericht	775
Bücherschau	778
Zeitschriftenschau	779
Personalien	780

Zu dieser Nummer gehört die Tafel 17.

Die Stellung des niederrheinisch-westfälischen Bergbaues gegenüber den Vorgängen der letzten Zeit.

Im Anschluß an den kurzen Bericht über die Generalversammlung des Vereins für die bergbaulichen Interessen im Oberbergamtsbezirk Dortmund vom 2. Juni d. J. (s. Nr. 23 d. Zeitschr., S. 738) seien nachstehend die grundsätzlichen Darlegungen des I. Vorsitzenden, Geh. Bergrats Krabler, im Wortlaute wiedergegeben:

„Ehe wir zum ersten Punkt unserer Tagesordnung übergehen, gestatten Sie mir wohl, gleichsam einleitend, einiger Phasen des vorigen und dieses Jahres zu gedenken, die uns so lebhaft bewegt haben. Ich meine damit den im Januar und Februar ausgebrochenen Bergarbeiterstreik, wo die Haltung Ihres Vorstandes und die Haltung der gesamten Bergwerksbesitzer der bittersten Kritik ausgesetzt gewesen ist und war. Wir wissen, meine Herren, daß der Streik quasi wie der Dieb in der Nacht kam. Keiner von uns hatte 8 Tage vorher irgendwelche Ahnung, daß ein Streik ausbrechen würde. Es hatte keiner davon eine Ahnung, daß plötzlich ohne jede Kündigung beinahe 250 000 kontraktbrüchige Bergleute die Keilhaue niederlegen würden, daß sie auch gar nicht wußten weshalb, denn Gründe waren

nicht da! Wenn Sie in der Zeit des Streikes auf all den Zechen herumgegangen sind und haben die Streikenden gefragt, was sie eigentlich wollten, so wurde Ihnen in 99 von 100 Fällen die Antwort, das wußten sie nicht, das müßten die Führer wissen, sie wären zufrieden, und wenn man fragte, warum sie denn streikten, so bekam man immer wieder die Antwort: „Ja, wir streiken aus Sympathie, weil die anderen es wollen!“ M. H., die behaupteten Mißstände, von denen damals die ganze Welt voll war, haben wir nicht gekannt, sie sind auch nicht erwiesen durch die behördlichen Untersuchungen, die auf eine Reihe von Zechen ausgedehnt worden sind, und die zuletzt nur daran scheiterten, daß kein Arbeiter, daß von den Beschwerdeführern keiner mehr erschien. Also, meine Herren, ohne jeden Grund ist die Sache ausgebrochen wie eine Seuche. Es gibt ja auch im Völkerleben und überhaupt im wirklichen Leben Seuchen, für deren augenblickliche Verbreitung man genau so wenig Grund hat wie es Krankheiten im menschlichen Körper gibt. Ich betrachte die ganze Bewegung und den ganzen

Vergang als eine derartige Seuche. Ausgegangen und begründet ist sie wohl nach allgemeinem Kennerurteil durch die jahrelange Verhetzung nicht nur der Sozialdemokraten und ihrer Presse, sondern überhaupt der ganzen Bergarbeiterorganisationen, deren wir uns zu erfreuen haben. Deren Blätter und deren Vereine haben immer und ewig gehetzt und nun ist die Königliche Staatsregierung dazu übergegangen, sich mit diesen Hetzern in Verbindung zu setzen. Bei Beginn des Streiks wußte noch niemand, was sie wollten, erst nachträglich hat die sogenannte Siebenerkommission, die Kommission, die aus den Bergarbeiterorganisationen post hoc gewählt worden ist, ihre Forderungen zusammengestellt, darunter ist nur ein ganz geringer Teil wirtschaftlicher Natur, aber der größte Teil organisatorischer Natur, d. h. Forderungen, die die Organisation der Arbeiter betreffen.

Wenn uns nun zum Vorwurf gemacht worden ist, und zwar von hoher Stelle, daß wir mit diesen Herren nicht verhandelt haben, so war eine Verhandlung überhaupt unmöglich, und sie ist ja auch von derselben hohen Stelle zum ersten Male mit der Entschuldigung begründet worden, daß wir mit kontraktbrüchigen Arbeitern nicht zu verhandeln hätten, aber — fügte derselbe Herr in der Reichstagsitzung hinzu — nachdem die Königliche Staatsregierung mit den Herren verhandelt hätte, hätten auch wir mit ihnen verhandeln müssen. Ja, meine Herren, das ist eine ganz sonderbare Logik. Die Königliche Staatsregierung ist ja von vornherein — vorausgesetzt mit den besten Absichten — an diese Verhandlungen herangegangen, wir von unserer Seite haben sie aber von vornherein als einen verhängnisvollen Fehler angesehen und in dieser Ansicht konnten wir auch mit den Herren nicht verhandeln.

Was nun die Gesetze betrifft, die aus diesem Zusammenwirken von Staatsregierung und Arbeiterorganisationen hervorgegangen sind, so sind sie noch nicht bis auf das letzte Tüpfelchen vom i verabschiedet, es wird aber kommen, des sind wir gewiß. Ich möchte nur darauf aufmerksam machen, daß jedenfalls der Erfolg, den man sich davon wünscht, nicht eintreten wird. Das Nullen ist abgeschafft. Das kann man ja abschaffen, aber die Bergleute werden sich später wieder nach dem Nullen sehnen, es ist eine bessere und geringere Strafe (Bravo) als die jetzt eintretende Geldstrafe. Daß wir Steine statt Kohlen bezahlen sollen, das wird doch kein Mensch voraussetzen können, ebensowenig wie es möglich ist, eine Trennung der Steine und Kohlen so rasch innerhalb des gewaltigen Betriebes eines modernen Bergwerks vorzunehmen, daß man von jedem Wagen sagen kann, so und soviel Prozent Steine sind darunter gewesen. Es wird dazu kommen, daß derjenige, der Steine statt Kohlen fördert, mit Geld bestraft wird, und das wird härter sein als das Nullen.

Von den Bergarbeiterausschüssen verspricht man sich ja nun so gut wie alles. Ich, meine Herren, habe davon gar keine große Meinung, ich fürchte, sie werden nicht zum Frieden beitragen (sehr richtig), eher zum Unfrieden. Die Wahl, die also in dubio mindestens alle fünf Jahre stattfinden muß, wird zu Unruhen und Verhetzungen Anlaß geben, und was im übrigen der Ausschuß als Zwischenträger zwischen dem einzelnen Arbeiter und dem Bergwerksbesitzer soll, das ist mir unerfindlich. Auch heute noch ist das Verhältnis selbst auf den größten Zechen — das werden mir alle Kenner der hiesigen Verhältnisse zugeben — ein derartiges, daß jeder Bergarbeiter über alles sich bis zur höchsten Stelle beschweren kann und da auch seinen Weg findet. Wir brauchen gar keine Ausschüsse in dieser Beziehung, und wenn Sie bedenken, mit welchem Eifer die Bergarbeiterblätter von jeder einzelnen Zeche jede Kleinigkeit melden und an die Wand nageln, wenn mal in der Kaue das Wasser ein bisschen zu kalt gewesen ist, oder dieses oder jenes in der Grube passiert ist, daß diese Nachrichten selbstverständlich womöglich den Königlichen Revierbeamten zugeschickt werden, so wird dies auch fernerhin so weitergehen trotz des Bestehens der Ausschüsse. Ich fürchte nur, Ruhe und Frieden kommen damit nicht in die Belegschaft, die ganze Belegschaft ist nur begehrllicher gemacht worden. Das ist leider Gottes eine der Folgen, eine der unerwünschten Folgen, die wir von diesen Ausschüssen werden erleben müssen, es ist nur eine Erschwernis des Betriebes und möglicherweise eine Erhöhung der Selbstkosten damit verbunden.“

Die Auffassung der Versammlung über die Haltung des Vereins brachte Direktor Kleynmans mit folgenden Worten zum Ausdruck: „Meine Herren! Wir haben vorhin den kurzen und treffenden Bericht unseres Herrn Vorsitzenden über die große Ausstandsbewegung zu Anfang dieses Jahres gehört, und ich glaube, der Herr Vorsitzende hat dabei ganz aus unserer Seele gesprochen. Ich habe dem auch nichts hinzuzufügen, aber meine Herren, ich meine, wir dürfen diesen Gegenstand nicht verlassen, ohne eine Pflicht des Dankes gegenüber unserem Vorstande und insbesondere gegenüber dem geschäftsführenden Ausschusse hier zu erfüllen und dies zum Ausdruck zu bringen. Der Vorstand und der geschäftsführende Ausschuß haben, das wissen wir alle, in diesen Tagen einen überaus schwierigen Standpunkt gehabt. Es ist ganz gewiß nicht leicht gewesen, gegenüber den Anstürmen, die von allen Seiten, von oben und von unten, auf ihn eingedrungen sind, mit einem solchen Mut, mit einer solchen Überzeugung und mit einer solchen Festigkeit die Sache zu vertreten, die er für richtig und recht erkannt hatte. Dafür sind wir dem Vorstande Dank schuldig, und ich erachte es für unsere Pflicht, hier dies einmütig zum

Ausdruck zu bringen. Es ist das auch deshalb wünschenswert, meine Herren, daß wir das einmütig zum Ausdruck bringen, und daß wir unsere Einmütigkeit und unser treues Festhalten an unserer Gemeinsamkeit bekunden, nicht nur für die Allgemeinheit, sondern ich sehe auch in der Zukunft Stürme und Gelegenheiten kommen, in denen wir diese Einmütigkeit unbedingt notwendig haben werden. Wir müssen der Hoffnung Ausdruck geben, daß wir auch künftighin so einmütig als bisher zusammen zu unserem Vorstande und geschäftsführenden Ausschusse stehen werden. Sind

Sie, meine Herren, mit mir dieser gleichen Ansicht, dann bitte ich die Herren Vertreter des Bergbaues, zum Ausdruck hierfür sich von Ihren Sitzen erheben zu wollen.“

Die Erwiderung des I. Vorsitzenden lautete: „Meine Herren! Wir danken Ihnen allen für diese Kundgebung und haben daraus mit Freuden gesehen, daß wir in Ihrem Sinne gehandelt haben. Sie werden die Gewißheit haben, daß, mag kommen, was da will, wir immer bei dem Panier stehen werden, das wir hochgehalten haben.“

Die Elektrometallurgie im Jahre 1904.

Von Dr. Franz Peters, Groß-Lichterfelde-West.

(Fortsetzung.)

2. Chrom.

Schmilzt man ein Gemenge von Chromeisenstein mit Kieselsäure und Kohle im elektrischen Ofen, so soll man nach Fievet und Germot¹⁾ reines Chrom erhalten, das von der obenaufschwimmenden Schlacke nach dem Erkalten leicht befreit werden kann. Wahrscheinlicher allerdings wird eine kohlenstoffhaltige Legierung von Eisen, Silizium und Chrom gewonnen.

3. Blei.

Über Erscheinungen bei der Elektrolyse von geschmolzenem Bleichlorid hat Prof. R. Lorenz vor dem Internationalen Elektriker-Kongreß in St. Louis berichtet²⁾. Arbeitet man im V-rohr bei 600 bis 700⁰ mit Kohlenelektroden, so bildet sich um die Kathode ein Metallnebel, vielleicht eine wahre Lösung des Metalls im geschmolzenen Salz, aus der sich bei annähernder Sättigung das Metall regulinisch an der Kathode abscheidet. Kommt der Nebel in Berührung mit der Anode, so leitet bei niedrigen Dichten die Schmelze scheinbar metallisch. Die Metallnebel bedingen eine schlechte Ausnutzung des Stromes. Diese wird durch hohe Stromdichte und verhältnismäßig niedrige Temperatur umsomehr vermindert, je weiter die Elektroden voneinander entfernt sind und je mehr durch den Querschnitt des Apparates Diffusion verhindert wird. Zusatz bestimmter Stoffe zum Bade kann die Nebelbildung ganz verhindern. Schließt man die Elektroden ein, so kann die Stromausbeute auf 100 pCt kommen. Parallel mit der Stromausbeute geht die Polarisierung; ihre EMK beträgt für Bleichlorid bei 600⁰ 1,2 V, fällt aber auf 0,6 bis 0,8 V, wenn der Metallnebel die Anode erreicht.

Salomon Ganelin³⁾ trennt die Oxyde des Bleis, Silbers und Zinks vor der Elektrolyse von der Gangart

durch Eintragen in geschmolzene Chloride, z. B. Natrium-Zink-Doppelchlorid, in denen sich nur die Oxyde lösen.

4. Aluminium.

Nach wie vor wird nach den alten, bewährten Verfahren gearbeitet. Von etwaigen Verbesserungen gelangt nichts in die Öffentlichkeit. Die Industrie ist aber im Wachsen begriffen, auch die Ökonomie des Arbeitens nimmt zu, sodaß wir uns allmählich ziemlich sicher der Zeit nähern dürften, in der das Aluminium nächst dem Eisen das billigste und vielleicht auch am weitesten verbreitete Metall sein wird⁴⁾. In Amerika sind jetzt 22 000 PS, doppelt so viel wie in Europa, für die Aluminiumindustrie nutzbar gemacht worden, nachdem seit September 1903 die neue Anlage in Massena Springs⁵⁾ mit 4 Maschinenaggregaten von 300 PS bei 500 V im Betriebe ist. Sie gehört der Pittsburg Reduction Company, der einzigen amerikanischen Gesellschaft, die jetzt in 3 Fabriken Reinaluminium (1903: 3 401 976 kg im Werte von 9 765 000 *M*) erzeugt⁶⁾, während die Electric Smelting and Aluminium Company, deren Bradleysche Patente für Amerika alle anderen beherrschen, sich auf Legierungen beschränkt⁷⁾.

In Italien ist die Società per la Fabbricazione dell'Allumino gegründet worden, welche die Wasserkräfte des Val Pescara ausnutzen will⁸⁾.

Von den Fabrikationskosten des Aluminiums entfällt nach Bertram Blount⁹⁾ wahrscheinlich ein Drittel auf die Beschaffung der reinen Tonerde.

⁴⁾ Nach Joseph W. Richards; *Electrochemical Ind.*, 1904, Bd. 2, S. 6.

⁵⁾ Vgl. Joseph Struthers; *Engineering and Min. Journ.* 1904, Bd. 77, S. 20.

⁶⁾ *Engineering and Min. Journ.* 1904, Bd. 77, S. 3.

⁷⁾ *Electrical World a. Eng.* 1904, Bd. 44, S. 827.

⁸⁾ *The Electrical Rev. London* 1904, Bd. 55, S. 348.

⁹⁾ *The Electrical Rev. London* 1904, Bd. 55, S. 517.

¹⁾ *L'Industrie électro chim.* 1903, Bd. 7, S. 83.

²⁾ *Electrochemical Ind.* 1904, Bd. 2, S. 412.

³⁾ Amer. Pat. 741 653 vom 25. Jan. 1900.

Diese durch Schwefelaluminium zu ersetzen, ist schon seit Jahren vielfach versucht worden, weil das Schwefelaluminium nur einer sehr niedrigen Spannung (etwa 0,8 V gegenüber 2,8 V bei der Tonerde) zur Zersetzung bedarf. Alle Vorschläge haben aber, hauptsächlich wegen der hohen Herstellungskosten des Schwefelaluminiums und der Schwierigkeit seiner Handhabung, bisher noch nicht zu technisch befriedigenden Arbeitsweisen geführt.

Zur Darstellung des Sulfids pulvert und mischt Miyagoro Onda¹⁰⁾ Aluminiumoxyd oder dieses enthaltende Erze, Holzkohle, Koks o. ä. und ein Metallsulfid oder -sulfat, dessen Bildungswärme niedriger als die der betreffenden Aluminiumverbindung ist. Nach Beimengung von 5 T. des Gewichts an Kohlentee formt man zu Kugeln, backt in einer Retorte, zerbricht in bohnen-große Stücke und bringt in einen elektrischen Ofen aus feuerfesten Ziegeln mit Boden und Bekleidung aus Kohle. Diese bildet eine Elektrode, die andere ein durch die Mitte des Deckels gehender hohler Kohlenstab. Mit der Schmelzkammer sind durch einen Kanal zwei seitliche Behälter verbunden, welche die Aluminiumlegierung und das Sulfid aufnehmen. Durch eine Öffnung entweichen die Gase und Siliziumsulfid. Der Strom für 1 qcm Kohlenstab beträgt 3 bis 6,5 A bei 50 bis 100 V. Will man zugleich mit dem Sulfid eine 10 pCt Aluminium enthaltende Eisenlegierung erzeugen, so nimmt man 100 T. Bauxit, 40 T. Holzkohle und 127,5 T. Schwefeleisen.

Schwefelaluminium will auch Gustave Gin¹¹⁾, und zwar in Verbindung mit Alkalisulfid nutzbar machen, indem er ein geschmolzenes Gemenge von Aluminiumnatriumfluorid und Aluminiumnatriumsulfid elektrolysiert. Dieses erhält man aus Natriumsulfid und Aluminiumfluorid. Das Aluminiumnatriumsulfid, dessen Bildungswärme bedeutend unter der des Doppelfluorids liegt, wird allein durch den Strom zersetzt. Das frei gewordene Schwefelnatrium wirkt dann auf das Aluminiumnatriumfluorid, und es bildet sich von neuem das Doppelsulfid, das wiederum durch den Strom zersetzt wird und so fort, bis alles Aluminium und der Schwefel ausgeschieden und das Natrium in Fluorid umgewandelt ist. Das Gesamtergebnis entspricht der Gleichung: $Al_2 F_6, 6 Na F + Al_2 S_3, 3 Na_2 S = 12 Na F + 4 Al + 6 S$. Um den Elektrolyten zum Schmelzen zu bringen und das Bad während der Elektrolyse auf etwa 850° zu erhalten, genügt ein Gleichstrom von 5 bis 6 V Spannung und einer Stromdichte von 0,6 A auf 1 qcm. Als Rohstoff dient Bauxit. Er wird getrocknet, fein gepulvert und bei gewöhnlicher Temperatur in einem Mischer mit Fluorwasserstoffsäure behandelt. Setzt man der erhaltenen Lösung Aluminiumoxyd oder aufgeschlämmten Bauxit, der etwas weniger rasch wirkt,

zu, so werden das Eisen, die Kieselsäure und Titansäure gefällt. Die Reaktionen vollziehen sich bei gewöhnlicher Temperatur, doch kann man sie durch Erwärmen der Lösung auf etwa 60° beschleunigen. Die dekantierete und durch Eindampfen konzentrierte Lösung liefert einen unlöslichen Niederschlag von Aluminiumfluorid, der, von der Mutterlauge getrennt, vortrocknet und in einem Muffelofen durch Erhitzen auf Rotglut und in einem Wasserspuren befreit wird. Die Mutterlauge wird zwecks Weiterverwendung aufbewahrt. Das Schwefelnatrium wird durch Reduktion von wasserfreiem Natriumsulfat gewonnen. Die zur Durchführung des Verfahrens erforderlichen Hilfsstoffe werden im Laufe des Verfahrens stets wiedergewonnen. Es werden nämlich die bei der Elektrolyse an den Anoden sich entwickelnden Schwefeldämpfe zur Gewinnung von Schwefelsäure benutzt, die ihrerseits zur Darstellung von Flußsäure aus Natriumfluorid dient, das bei der Elektrolyse als Rückstand verbleibt. Das Natriumsulfat wird zur Erzeugung von Schwefelnatrium verwendet.

Aus wässrigen Lösungen hat man Aluminium bisher wohl nicht niederschlagen können. Die vermeintlichen Ergebnisse beruhen jedenfalls auf Täuschung. Trotzdem werden immer wieder Vorschläge in dieser Richtung gemacht. So will McDermott¹²⁾ Aluminium als matten bleifarbenen Niederschlag bei 2 V Spannung aus einer Lösung in Kupfersulfatlauge erhalten haben. Die Gase werden von den Elektroden durch Schütteln entfernt.

5. Tantal.

Tantal, das neuerdings bei der Herstellung von Glühlampen industrielle Verwendung gefunden hat und auch Eisen härtet, muß für den ersteren Gebrauchszweck rein und auch namentlich frei von Karbid sein. Man kann es nach Dr. Werner von Bolton¹³⁾ elektrothermisch darstellen, wenn man das Tetroxyd mit Paraffin zu Stäbchen formt, diese in Kohlenpulver einpackt, bei 1700° einige Stunden brennt und dann im Vacuum durch den elektrischen Strom zur Weißglut bringt. Auf diese Weise können aber nur kleinere Mengen dargestellt werden. Größere erhält man aus dem 50prozentigen Metall, das schon Berzelius und Rose gewannen, und das vor allem noch Oxyde enthält, nach einer von Otto Simpson ausgebauten Methode, die der A.-G. Siemens und Halske patentiert worden ist.¹⁴⁾ Sie beruht darauf, daß im elektrischen Ofen das Oxyd früher als das Metall verdampft. Möglicherweise wird der Vorgang auch durch eine elektrolytische oder thermische Zersetzung des Oxyds in Metall und Sauerstoff unterstützt. Man muß im Vakuum oder in geeigneter indifferenten Atmosphäre arbeiten und

¹⁰⁾ Amer. P. 760 554 vom 14. Okt. 1903.

¹¹⁾ D. R. P. 148 627 vom 3. Sept. 1902.

¹²⁾ Electrical World u. Eng. 1903, Bd. 42, S. 975.

¹³⁾ Zeitschr. f. Elektrochem. 1905, Bd. 11, S. 46.

¹⁴⁾ D. R. P. 155 548 vom 16. Okt. 1903; Brit. P. 26 775, 1903.

Metallelektroden, zweckmäßig Stäbe aus dem verunreinigten Tantalmetall selbst, verwenden. Zur Herstellung der Anode stampft man das Metall in einen Tiegel aus Magnesia oder Thoroxyd. Der Kathodenstab wird so angeordnet, daß er auch nach Herstellung des Vakuums in dem Behälter von außen bewegt werden kann. Nach dem Auspumpen wird die Kathode der Tantalmasse zur Bildung des Lichtbogens genähert und dann über der Oberfläche der zu reinigenden Masse derart bewegt, daß nacheinander die sämtlichen Teile der Masse bis zum Schmelzen des Tantalmetalls erhitzt und der Sauerstoff oder die Oxyde ausgetrieben werden. Man erhält auf diese Weise einen blasenfreien, homogenen, metallisch reinen Schmelzkörper, der sich leicht verarbeiten läßt.

6. Titan.

Zur elektrolytischen Darstellung des Titans wird nach Wilhelm Borchers und Wilhelm Huppertz¹⁵⁾ sein Oxyd (z. B. Rutil), analog der Aluminiumgewinnung aus Thonerde, in einem schmelzflüssigen Bade zersetzt. Der Apparat besteht aus einem Kohlenzylinder mit einem Boden aus festgestampftem Calciumchlorid, das durch einen weiten Kühlkörper am Schmelzen verhindert wird. Durch die Mitte des Kühlkörpers geht eine Einfassung, die einen dünnen Eisenstab trägt. Dieser ragt als Kathode in den unteren Raum des anodischen Kohlenzylinders hinein. In diesem schmilzt man zunächst Calciumchlorid ein und trägt in dieses während der Elektrolyse in Zwischenräumen von 5 bis 10 Minuten fein gepulvertes Titanoxyd so ein, daß es möglichst unmittelbar mit der Kathode in Berührung kommt. Zu dem Zwecke kann man Rutil mit der mehrfachen Menge Calciumchlorid schmelzen, unter Rühren erkalten lassen und von diesem Kuchen Stücke auf das Bad geben. Oder man stampft das Titanoxyd schon beim Zusammenstellen des Apparates in die Umgebung der Kathode ein. Die Elektrolyse wird so lange fortgesetzt, bis man nach der aufgewendeten Strommenge annehmen kann, daß alles eingetragene Titanoxyd durch das mutmaßlich primär elektrolytisch abgeschiedene Erdalkalimetall, das immer im Überschuß vorhanden sein muß, zu Titan reduziert worden ist, und bis die Menge des aus dem eingetragenen Oxyde reduzierten Titans so groß geworden ist, daß mit Rücksicht auf Verhinderung von Stromverlusten durch Wiederauflösung etwa mit der Anode in Berührung kommenden Titans eine Unterbrechung des Betriebes geboten scheint. Nach Beendigung dieser Arbeit liegt eine Schmelze vor, die aus noch unzersetztem Erdalkalihalogensalz, Erdalkalioxyd, Titan, geringen Mengen von Erdalkalimetall und bei unrichtig geführter Elektrolyse auch noch unzersetztem Oxyd besteht. Das Titan ist in der Schmelze in Pulverform verteilt und zwar der Hauptmenge nach in den unteren

Schichten der Schmelze. Die Schmelze läßt sich nach vollständigem Erkalten leicht durch Auseinandernehmen des Apparates ausbringen. Sie wird gröblich zerkleinert, der Laugerei mit Wasser unterworfen, wodurch in Wasser lösliche Erdalkalihalogensalze ausgezogen werden, und dann mit verdünnter Salzsäure behandelt, wodurch das während der Elektrolyse und durch Umsetzung mit dem Titanoxyde entstandene Erdalkalioxyd in Lösung gebracht wird, sodaß schließlich nur noch ein Schlamm von Titan bleibt, der auch noch Titanoxyde enthalten kann. Die durch Auslaugen der elektrolysierten Schmelze mit Wasser und mit verdünnter Salzsäure erhaltenen Lösungen von Erdalkalihalogensalzen liefern beim Verdampfen des Lösungsmittels und weiterer vollständiger Entwässerung zur Elektrolyse wieder geeignete Salzmischungen, sodaß der ursprünglich aufgewendete Elektrolyt stets wiedergewonnen wird. Bei einer Kathodenstromdichte von 13 A auf 1 qm arbeitet man nach W. Huppertz¹⁶⁾ beispielsweise mit 180 A und 20 V. Nach längerer Zeit friert das Bad ein. Auf diese Weise wird das Titan frei von Kohlenstoff und Stickstoff und ziemlich frei von Oxyd erhalten. Besser als Calciumchlorid wäre ein Elektrolyt, der Titanoxyd löst. Ein solcher ist Calciumfluorid. Dieses ist aber, weil es verschlackt, nicht verwendbar. Dagegen kann man es benutzen, wenn man niedrigprozentige Titanlegierungen darstellen will. Das zweite Metall wird in diesem Falle als geschmolzene Kathode benutzt. Das Verfahren ist auch anwendbar auf andere Metalle, die, ähnlich dem Titan, bei der Reduktion durch Kohlenstoff im elektrischen Ofen zur Karbid- und Nitridbildung neigen.

7. Seltene Erdmetalle.

Die Metalle der seltenen Erden (Cer, Lanthan, Neodym, Praseodym, Samarium) lassen sich nach W. Muthmann, K. Kraft und L. Weiß¹⁷⁾ aus den Schmelzen ihrer Chloride, entweder den reinen oder den allmählich mit Baryumchlorid versetzten, elektrolytisch darstellen. Eine fraktionierte elektrolytische Trennung des Cers von Lanthan und Didym ist nicht möglich.¹⁸⁾

Angeschlossen sei hier noch das Verfahren der Elektrodon-Gesellschaft m. b. H.¹⁹⁾ zur Darstellung von Zirkon. Zirkondioxyd wird in feinsten Verteilung mit Magnesium im Überschuß gemischt und die Mischung wird in einer Wasserstoffatmosphäre unter höchster äußerer Wärmezuführung verbrannt. Das Ergebnis ist Zirkonhydrid und Magnesia. Diese letztere wird durch verdünnte Salzsäure gelöst und das dadurch entstandene Chlormagnesium sowie etwa noch vorhandene

¹⁵⁾ Metallurgie 1904, Bd. 1, S. 362, 382, 404, 458 u. 491. An dieser Stelle sind auch viele andere Versuche zur elektrischen Darstellung von Titan beschrieben, die aber schlechtere Ergebnisse liefern.

¹⁷⁾ Liebigs Annalen 1903, Bd. 325, S. 261.

¹⁸⁾ Ebenda Bd. 331, S. 60.

¹⁹⁾ D. R. P. 154 691 vom 15. Febr. 1901.

¹⁵⁾ D. R. P. 150 557 vom 18. Juni 1903.

Salzsäure durch Waschen beseitigt. Das Zirkonhydrid wird bei mäßiger, höchstens 250° betragender Temperatur getrocknet und in einem starkwandigen, mit zwei Röhren versehenen Porzellanrohr festgestampft, das an einer Stirnseite eine Elektrode trägt. Dann setzt man auf der anderen Stirnseite eine zweite Elektrode ein, dichtet das Rohr gut ab und evakuiert den Innenraum. Schließlich wird durch die Flamme eines Gasbrenners oder in irgend einer anderen Weise eine äußere Erwärmung des Rohres bewirkt. An Stelle der Erwärmung durch die Flamme oder gleichzeitig damit wird ein Strom von geeigneter Dichte durch die Elektroden geschickt. Die Erwärmung des Zirkonhydrids wird so weit getrieben, bis sein gesamter Wasserstoff abgespalten ist, für den, falls er nicht abgezogen oder sonstwie gebunden wird, eine äquivalente Menge Sauerstoff zur Bindung in das Rohr geschickt werden muß.

Als „krystallisiertes“ Zirkon ist seine Legierung mit Aluminium, etwa $ZrAl_2$, bekannt. Um diese herzustellen, wird nach Edgar Wedekind²⁰⁾ Zirkonkaliumfluorid fein gemahlen und mit einem Überschuß von gekörntem Aluminium, das als Lösungsmittel dienen soll, innig vermengt. Dieses Gemisch wird in kleine Graphit- oder Magnesittiegel eingefüllt, mit einer dünnen Schicht von Aluminium bestreut und in einem kleinen elektrischen Ofen aus Magnesit mit 90 bis 100 A und 30 bis 35 V 5 bis 6 Minuten lang erhitzt. Der Regulus wird nach dem Erkalten mit mäßig konzentrierter Salzsäure so lange behandelt, wie Wasserstoffentwicklung stattfindet. Schmilzt man krystallisiertes Zirkon in einer Quarzröhre zwischen Platinelektroden bei 60 V, so erhitzt es sich in wenigen Sekunden zur Weißglut. Die Schmelze besteht aus dünnen schwarzen Stangen der Verbindung Zr_3Al_4 , die teilweise mit einer feinen, hellbraunen Haut (amorphes Silizium) überzogen sind.

8. Erdalkalimetalle.

Die erste Anregung zur elektrolytischen Darstellung von Calcium in größerem Maßstabe gab, nach den Ausführungen Rathenaus²¹⁾ vor der Deutschen Bunsengesellschaft, W. Borchers²²⁾. Sein mit L. Stockem zusammen ausgearbeitetes Verfahren, das auf der Elektrolyse einer Chlorcalciumschmelze mit einer kleinen Kathode, deren Temperatur den Schmelzpunkt des Calciums nicht erreichen darf, beruht, gibt aber keine erhebliche Ausbeute und kein reines Metall. Außerdem macht das Herausheben des Metallschwammes mit einem Löffel, sein Komprimieren und Ausschmelzen Schwierigkeiten.

Um diese zu umgehen, wollen Otto Ruff und Wilhelm Plato²³⁾ die Temperatur so hoch steigen

lassen, daß das abgeschiedene Metall gerade zu Kugeln zusammenschmilzt. Diesen Punkt zu treffen, erfordert sehr viel Geschick und Übung. Leichter wird es, wenn man dem Chlorid Flußspat beimengt. Außerdem muß das spezifische Gewicht der Schmelze derartig hoch und der Schmelzpunkt derartig niedrig sein, daß die Schmelze bei der Temperatur der Elektrolyse hinreichend flüssig und doch genügend schwer ist, um ein leichtes Hochsteigen der Calciumkugeln zu ermöglichen. Ferner muß die Schmelze rein sein, frei von Fremdmetallen und von Silikaten, da sich sonst Calciumlegierungen und Calciumsilizid bilden, und da jede Verunreinigung des abgeschiedenen Metalls das Zusammenschweißen der Calciumteilchen zu größeren Massen verhindert. Allen diesen Bedingungen entspricht am besten eine Schmelze aus etwa 83,3 pCt. Calciumchlorid und 16,3 pCt. Calciumfluorid; letzteres kann auch durch andere Calciumsalze, z. B. Calciumbromid ersetzt werden. Die günstige Wirkung des Calciumfluoridzusatzes auf die Metallausbeute liegt vor allem in der Erniedrigung des Schmelzpunktes, der Erhöhung der Dichte und der Vermehrung der Leitfähigkeit des Schmelzflusses. Bei der Ausführung des Verfahrens wird z. B. 1 kg Calciumchlorid mit 165 g Calciumfluorid (Schmelzpunkt dieses Gemisches 655°, spez. Gewicht 2,5) unter Verwendung einer Kathode aus Eisen und einer Anode aus Kohle elektrolysiert. Zur Trennung beider Elektroden dient eine bis zur Oberfläche der Schmelze eingetauchte Eisenwand. Muthmann²⁴⁾ hat mit dem Gemische von 2/3 Chlorcalcium und 1/3 Fluorcalcium unter Benutzung der nachstehend beschriebenen, allmählich gehobenen Kathode Laboratoriumsversuche gemacht und mit 86 A und 15 bis 20 V in 4 Stunden 600 g Calcium erhalten können.

Auf anderem Wege sind Suter und Dr. Redlich zu günstigen Ergebnissen gelangt. Ihr Verfahren,²⁵⁾ das von den Elektrochemischen Werken in Bitterfeld ausgeführt wird, beruht darauf, das an der Kathode erzeugte Metall ständig durch allmähliches Heben der Kathode aus der Schmelze zu entfernen. Es wird nach und nach fest und übernimmt dann seinerseits die Funktion der Kathode. Das fest gewordene Metall überzieht sich infolge der Adhäsion mit einem dünnen Überzug des Elektrolyten, wodurch es gegen Oxydation durch Luftsauerstoff geschützt wird. Dadurch, daß das Metall aus der Schmelze entfernt und abgekühlt wird, werden Verluste, die durch das Auflösen des Metalls im Elektrolyten entstehen, vermieden. Die Stromausbeute entspricht nahezu der theoretischen. Man erhält das Metall in Form eines Stabes. So ist es auch jetzt im Handel zu haben.

²⁰⁾ Ztschr. f. Elektrochem. 1904, Bd. 10, S. 331.

²¹⁾ Ztschr. f. Elektrochemie 1904, Bd. 10, S. 508.

²²⁾ D. R.-P. 144 667.

²³⁾ D. R.-P. 153 731 vom 25. Juni 1902; vgl. Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1903, Bd. 35, S. 3612.

²⁴⁾ Ztschr. f. Elektrochem. 1904, Bd. 10, S. 509.

²⁵⁾ Engl. P. 20 655 vom 25. Sept. 1903.

Legierungen des Calciums mit Aluminium wollen Les Établissements Poulenc Frères und Maurice Meslans²⁶⁾ herstellen. Sie sollen, namentlich bei hohem Gehalte an Calcium (bis 97 pCt.), ebenso wie dieses beim Stahlguß zum Fortschaffen des Wasserstoffs und Stickstoffs verwendbar sein, überhaupt die wesentlichen Eigenschaften des reinen Calciums haben. Calcium verbindet sich nämlich leicht in jedem gewünschten Verhältnis, je nach Dauer der Elektrolyse, mit Aluminium, wenn dieses geschmolzen als Kathode bei der Elektrolyse eines geschmolzenen Calciumsalzes, besonders des Chlorides, benutzt wird. Die Legierung schwimmt auf der Oberfläche des Elektrolyten und kann dort ohne großen Verlust entfernt werden.

Rathenau²⁷⁾ hat keine hochprozentigen Calcium-Aluminium-Legierungen erhalten können. Die Möglichkeit ist aber wohl vorhanden, wenn auch die Versuchsbedingungen nicht immer leicht zu treffen und innezuhalten sind.

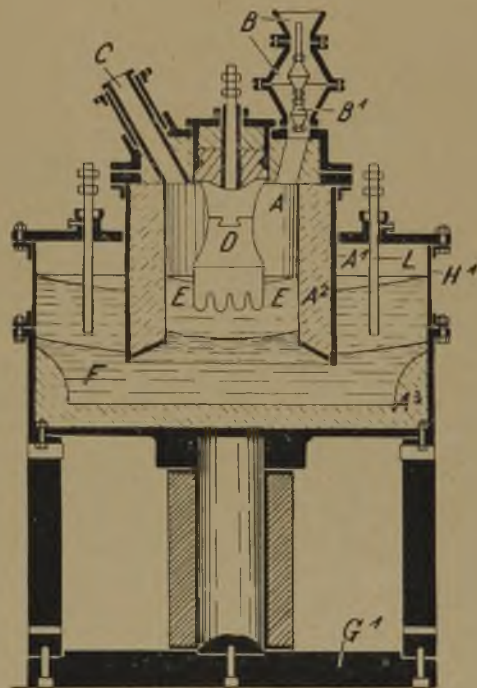
9. Alkalimetalle.

Von den Alkalimetallen wird nur das Natrium technisch in größerem Maßstabe dargestellt, und zwar jetzt ausschließlich auf elektrolytischem Wege. Wenn es sich auch als Reduktionsmittel in der Metallurgie noch nicht einzubürgern gewußt hat, so nimmt doch sein Verbrauch zur Darstellung von Cyankalium (aus Ferrocyanalium) mit der wachsenden Ausdehnung der Cyanidmethode in der Goldgewinnung ständig zu. Dementsprechend hat sich z. B. die Produktion der Electrochemical Co. in Niagara Falls in einem Jahre verdoppelt.

Dort wird, wie in den meisten anderen Fabriken, das Verfahren nach den Patenten Castners ausgeführt, nach denen geschmolzenes Natriumhydroxyd elektrolysiert wird. H. Becker²⁸⁾ will der Billigkeit wegen diesem Elektrolyten Natriumcarbonat zusetzen, das ebenfalls, natürlich unter Abspaltung von Kohlensäure, elektrolytisch zerlegt werden soll. C. F. Carrier jr.²⁹⁾ hat aber gefunden, daß zwischen 230° und 630° in Gemischen mit wechselndem (bis 66 pCt.) Carbonatgehalt, keine Kohlensäure bei der Elektrolyse entwickelt wird, wenn man mit einer 2,5 A auf 1 qcm nicht übersteigenden Stromdichte arbeitet. Praktisch wird also nur Natriumhydroxyd zerlegt. Das Carbonat bildet einen unnützen Ballast. Wenn auch bei der höheren Temperatur, die Becker im Vergleich zu Castner anwendet, die Leitfähigkeit des Elektrolyten höher und deshalb der Widerstand im Apparat kleiner sein wird, so muß man dafür eine Kühlvorrichtung anwenden, die beim Castnerschen Apparat fehlen kann, und man kann auch nur ziemlich kleine Zersetzungs-

gefäße benutzen. Das feinmaschige Drahtnetz-Diaphragma, das bei Castner das Hinüberschleudern der Natriumkügelchen von der Kathode zur Anode und dadurch ihre Reoxydation verhindert, fehlt bei der Beckerschen Anordnung. Sein Verfahren kann also nur als eine verschlechterte Abänderung des Castnerschen betrachtet werden. Es wird³⁰⁾ in Rioupéroux (Isère) ausgeführt, wo Apparate für 1250 A vorhanden sind. Die Anlage für täglich 500 kg Natrium soll nach den Angaben des Erfinders rund 57 000 *M* kosten. Man soll 1 kg Metall für knapp 1 *M* herstellen können. Dies ist nach obigen Ausführungen nicht sehr wahrscheinlich.

In zwei Zellen, die verschiedene Elektrolyte enthalten, nimmt E. A. Ashcroft³¹⁾ die Elektrolyse vor. Durch Beschickungstrichter B (siehe nachstehende Figur) mit Ventil B¹ wird Kochsalz in das Gefäß A



gegeben. Dieses besteht aus der eisernen Hülle A¹ und der Verkleidung A² aus feuerfestem Ton. Es taucht in die Schicht geschmolzenen Bleies F. Diese befindet sich innerhalb der Kohlenbekleidung A³, die nach außen eine dünne Nickel- oder Eisenhülle hat und zunächst als Kathode wirkt. Zwischen dieser und der Kohleanode D läßt man einen elektrischen Strom zur Erhitzung und Zerlegung des Elektrolyten E, dem zur Erniedrigung des Schmelzpunktes die Chloride von Baryum, Strontium oder Kalium zugesetzt sein können, übergehen. Das bei der Elektrolyse frei gewordene Chlor entweicht durch Auslaß C, während das Natrium

²⁶⁾ D. R.-P. 144 777 vom 18. Jan. 1902.

²⁷⁾ Ztschr. f. Elektrochem. 1904, Bd. 10, S. 509.

²⁸⁾ D. R. P. 679 997.

²⁹⁾ Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 357.

³⁰⁾ Vgl. P. Letheule; Electrochemical Ind. 1903, Bd. 1, S. 573.

³¹⁾ Brit. P. 12 377/1903.

sich mit dem Blei legiert. Diese Legierung erhält durch die Einwirkung des Elektromagneten G' eine drehende Bewegung und gelangt in die Zelle H', wo sie zur Anode gegenüber den Kathoden L wird. Der Elektrolyt ist eine Schmelze von Natriumhydroxyd. Das bei dessen Elektrolyse neben Sauerstoff frei gewordene Wasser nimmt aus der flüssigen Anode wieder Natrium auf, sodaß der Elektrolyt beständig regeneriert wird, während das Blei in die erste Zelle zurückkehrt. Das an L abgeschiedene Natrium sammelt sich in einer Kammer, wo es vor dem Abziehen gekühlt wird. Die erste Zelle arbeitet je nach der Größe mit 8 bis 5 V, die zweite mit weniger als 2 V. Die Stromausbeute soll infolge der Combination 80 bis 100 pCt. gegenüber 40 pCt. beim Castnerschen und Beckerschen Verfahren betragen. Auch sollen Knallgasexplosionen, die bei diesen beiden Prozessen nicht immer zu vermeiden sind, ausgeschlossen sein.

Zur Verminderung der Polarisation und zur Verringerung des Angriffs der Kohlenelektroden ist es vorteilhaft, die an ihnen sich bildenden Gase schnell abzuführen. Zu dem Zwecke versieht C. E. Acker³²⁾ bei allen Arbeiten, die im Schmelzflusse mit hoher Stromdichte ausgeführt werden, den Kohlenblock, der die Anode bildet, an seiner unteren Fläche mit Vertiefungen. An diesem Block sind Kohlenschenkel befestigt, die durch Röhren aus feuerfestem Ton geschützt sind, um den Zutritt von Luft zu der erhitzten Kohle zu verhindern. Die Schenkel sind mit einem Leiter durch Stäbe, letzere untereinander durch ein Joch verbunden. Zum Schutze der Verbindung zwischen den Kohlenschenkeln und dem metallischen Leiter dient ein mit Zement gefüllter Kasten. Er hat eine etwas größere Oberfläche als der Kohlenblock, sodaß, wenn eine Reihe von Elektroden in einem Ofen vereinigt wird, die Kohlenblöcke genügend weit von einander entfernt sind, um eine Beschickung des Ofens zu gestatten. Die Elektrode wird zweckmäßig aus einer Kohlenmischung mit Graphitzusatz unter Druck gestanzt.

Für Verfahren, die mit Diaphragmen arbeiten, verdient ein Vorschlag der Cassel Gold Extracting Co.³³⁾ Beachtung, nach dem die Diaphragmen aus Tonerde oder aus Natriumaluminat oder aus einem Gemenge beider Stoffe hergestellt werden sollen. Th. Ewan³⁴⁾, von dem die Idee herzurühren scheint, will außerdem zur beschleunigten Verdampfung des an der Anode gebildeten Wassers einen Luftstrom über oder durch den Elektrolyten im Anodenraume leiten.

Die Gewinnung von Alkalimetallen auf elektrothermischen Wege ist wegen der geringen Aus-

beuten und wegen des starken Kohlenverbrauchs aussichtslos.

10. Nickel.

Während die Bemühungen, Nickelstein in wässrigen Lösungen elektrolytisch zu verarbeiten, nicht nachlassen, strebt man auch immer mehr dahin, den elektrischen Ofen in der Metallurgie des Nickels einzubürgern. Einwandfreie Berichte über technische Erfolge nach der einen oder der anderen Richtung hin sind noch nicht in die Öffentlichkeit gelangt.

a. Verfahren mit wässrigen Elektrolyten.

Versuche zur direkten anodischen Verarbeitung von konzentriertem Nickelstein (Ni und Co=75,90, S=23,89, Fe=0,41, Cu=0,16, SiO=0,10 pCt.) hat E. Günther angestellt.³⁵⁾ Die Ergebnisse lassen ihn hoffen, daß die elektrolytische Raffination eines hochkonzentrierten Steins auch im Großbetriebe keinen bedeutenden Schwierigkeiten begegnen wird. Wurde in warmer Nickeloxydul-sulfatlösung mit einer Stromdichte von 250 A auf 1 qm bei 3 V gearbeitet, so wurde der Kathodenniederschlag weiß, glänzend und vollkommen fest im Gefüge ohne jede Einlagerung, Poren usw. mit einem Feingehalt von 99,715 pCt. neben Kupfer und Eisen. Der Rückstand an der Anode bestand hauptsächlich aus einem Gemisch von Schwefel und ungelöst gebliebenen Schwefelmetallen; dem Gewicht nach betrug er etwa 28 pCt. von dem des aufgebrauchten Anodenmaterials. An der Kathode wird mehr Nickel niedergeschlagen, als an der Anode in Lösung gebracht wird. Man muß daher Sorge tragen, das fehlende Nickel ständig oder in Zwischenräumen in Form konzentrierter Salzlösung dem Bade zuzuführen.

Abweichend von dieser Arbeitsweise bringen andere Erfinder den Nickelstein erst rein chemisch in Lösung. So wird nach Joseph Savelsberg³⁶⁾ Nickelstein mit Eisenoxyd in feiner Verteilung in einer Calciumchloridlösung suspendiert. Beim Einleiten von Chlorgas wird das Nickel und das Eisen des Steins in lösliches Chlorid übergeführt, während der Schwefel zu Schwefelsäure oxydiert wird, die sich als Calciumsulfat niederschlägt. Es entsteht Chlorwasserstoffsäure, die das suspendierte Eisenoxyd in Eisenchlorid verwandelt. Die Lösung wird von dem gebildeten Calciumsulfat und dem unlöslichen Rückstand des Nickelsteins abfiltriert und mit frischem, fein gepulvertem Nickelstein versetzt, alsdann wird Luft durchgeblasen. Hierdurch wird das Eisen als Oxydhydrat gefällt, durch das dabei frei werdende Chlor wird eine entsprechende Menge des frischen Nickelsteins in Lösung gebracht. Durch Dekantieren wird die reine Nickelchlorurlösung von dem Niederschlag getrennt und elektrolysiert. Das hierbei frei werdende Chlor wird zur Chlorierung einer

³²⁾ Amer. P. 743 410 vom 5. Juni 1902.

³³⁾ D. R. P. 149 558 vom 8. April 1903.

³⁴⁾ Amer. P. 745 958 vom 18. April 1903.

³⁵⁾ Metallurgie 1904, Bd. 1, S. 77.

³⁶⁾ Amer. P. 741840 vom 30. März 1903.

weiteren Menge von Nickelstein benutzt. Das gesamte zur Verwendung gelangende Chlor soll für die Chlorierung des Nickels nutzbar gemacht und wieder gewonnen werden.

Den Schwefel pyritischer Nickel- und Kupfererze wollen in wertvollerer Verbindung Charles E. Baker und Arthur W. Burwell³⁷⁾ gewinnen. Die Erze werden in einer außen auf etwa 150° erhitzten rotierenden Trommel mit Chlorgas behandelt, das durch die eine der beiden hohlen Achsen eingeführt wird. Sämtlicher Schwefel der Erze soll in Chlorschwefel (S₂ Cl₂) verwandelt werden, der sich bei 138° verflüchtigt, durch die andere hohle Achse der Trommel abzieht und kondensiert wird. Die gebildeten Chlorometalle werden ausgelaugt und in Sulfate übergeführt. Aus der schwefelsauren Lösung wird durch Elektrolyse zunächst das Kupfer, dann nach Neutralisation und Zusatz von Ammoniumoxalat das Nickel abgeschieden.

b. Ofen-Verfahren.

Einen besonders reinen Nickelstein will die Société électro-métallurgique française³⁸⁾ im elektrischen Ofen erschmelzen. In diesem muß eine reduzierende Atmosphäre herrschen. Flußmittel und schwefelfreie Kohle werden den Erzen beigemischt. Die Kohlenmenge muß so klein sein, daß die Schlacke noch eisenhaltig ist; sie ist dann flüssiger, das Produkt reicher an Nickel (mehr als 95 pCt.) und die Kieselsäure kann nicht reduziert werden. Zur Vermeidung von Nickelverlusten sollte das Erz im Tiegel um die Elektroden sehr hoch angehäuft werden. Dadurch werden die Hitzeverluste auf ein sehr kleines Maß herabgedrückt, das Kohlenoxyd fast völlig zur Reduktion ausgenutzt und das in der mittleren heißen Zone erzeugte Nickelkarbonyl durch Berührung mit dem Eisenoxyd in der unmittelbar darüber liegenden Zone zerstört. Damit im Tiegel das Erz nicht zu vollständig durch gelöste Kohle reduziert und dadurch siliziumhaltig wird, macht man den Boden aus Magnesia, Kieselsäure oder Chromeisenstein und kühlt die Erzwände durch Strahlung oder einen Wassermantel. Der so erhaltene Nickelstein ist frei von Schwefel, also direkt zur Herstellung von Nickelstahl brauchbar, und frei von Silizium, das für weitere Verwendung nicht ganz unschädlich ist und außerdem zu seiner Reduktion viel Hitze verbraucht. Der Stein kann im elektrischen Stahl-Ofen durch Oxydation des Eisens raffiniert werden. Die nickelhaltige Schlacke geht in den Reduktionsofen zurück.

Will man reines Nickel darstellen, so muß man auch von reinen Materialien ausgehen. Die A.-G. Siemens & Halske³⁹⁾ gibt deshalb ein Reinigungsverfahren

für Nickeloxydul an, das auch für andere Metalloxyde verwendbar ist. Der aus Nickelchlorür- oder Nickel-sulfatlaugen durch Oxyde oder Karbonate der Alkali- oder Erdalkalimetalle gefällte Schlick wird zunächst kalziniert und hierauf sofort in noch heißem, am besten im glühendem Zustande in Wasser gebracht. Eine ein- bis zweimalige Nachwäsche mit Wasser liefert ein praktisch reines Produkt. Verwendet man z. B. Magnesia als Fällungsmittel, so hat man in dem dichten Nickeloxydul nur den Ueberschuß der Magnesia, der beim Reduzieren oder Schmelzen im elektrischen Ofen mit dem übrigen Zuschlag eine leichtflüssige Schlacke bildet.

II. Kupfer.

Der volkswirtschaftlich bedeutendste Zweig der Elektrometallurgie ist nach wie vor die elektrolytische Kupferraffination. Sie verarbeitet 70 pCt. der Weltproduktion an Kupfer. In den Vereinigten Staaten⁴⁰⁾ werden ihr jährlich 250 000 t unterworfen, die 765 450 kg Silber und 9810 kg Gold ergeben. Die größten Anlagen, die von Anaconda, gebrauchen 3000 PS und geben täglich 100 t in 1200 Bottichen, die über 1 ha Bodenfläche bedecken. Das Bestreben der Techniker geht nach Erhöhung der Ausbeute an Kupfer unter gleichzeitiger Verminderung der Kosten. Ein Mittel zu dem erstrebten Zweck ist die Erhöhung der Stromdichte, die bis 250 A auf 1 qm betragen kann, wenn die Lauge 40° warm ist. Auch mehrere nicht unwichtige Experimentaluntersuchungen, die im Berichtsjahr veröffentlicht worden sind, verdienen für die Frage der Ökonomie des Prozesses volle Beachtung. In die fast unbeschränkte Herrschaft des Multipel-Systemes, nach dem, wie Leopold Rostovsky⁴¹⁾ mitteilt, auch in Japan 4 Anlagen arbeiten, ist durch ein großes Werk im Osten der Vereinigten Staaten von Amerika, das nach dem Seriensystem eingerichtet wurde, wieder Bresche gelegt worden. Die Gewinnung des Kupfers aus den Erzen durch Laugen der letzteren und Fällung des Kupfers mit unlöslichen Anoden hat, wie schon lange, Praktiker und Wissenschaftler beschäftigt, ohne anscheinend technisch einigermaßen vorwärts gekommen zu sein. Die Versuche, den elektrischen Ofen für die Kupfergewinnung nutzbar zu machen, sind noch zu neuen Datums und auch in ihren Einzelheiten noch zu wenig bekannt geworden, als daß man sich schon ein einigermaßen sicheres Urteil über ihren praktischen Wert bilden könnte.

a. Raffination.

Die Energieverluste bei der elektrolytischen Kupferraffination hat C. T. Hutchison⁴²⁾ aus 1000 im

³⁷⁾ Amer. P. 741439 vom 23. Okt. 1902.

³⁸⁾ Brit. P. 23380 vom 29. Okt. 1904 (mit Priorität vom 30. Okt. 1903).

³⁹⁾ D. R. P. 151964 vom 18. Juni 1902.

⁴⁰⁾ Bertram Blount; The Electrical Rev. London 1904, Bd. 55, S. 516

⁴¹⁾ Ztschr. f. Elektrochem. 1905, Bd. 11, S. 15.

⁴²⁾ Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 13.

Winter 1897 vorgenommenen Messungen an 200 hintereinander geschalteten Bottichen, in denen mit 3800 A bei 67 V gearbeitet wurde, im Mittel zu 23,5 pCt. gefunden. Sehr ähnlich (zu 22,1 pCt.) gibt die Verluste B. Magnus⁴³⁾ an. Davon entfällt die bei weitem größte Menge auf die Verluste in den Kontakten und in den Hauptschienen der Bottiche. Diese Energieverluste bedeuten bei 660 *M* Kosten für 1 KW-Jahr und bei 6 Systemen mit 30000 t Jahresproduktion eine Ausgabe für verlorene Energie von 7,90 *M* für 1 t, eine Summe, die nahezu gleich den Zinsen des in der Raffinerie investierten Kapitals ist. Zu bemerken ist, daß die Arbeitsbedingungen sehr unregelmäßige sind. Ein Vergleich der verschiedenen Systeme ergibt:

	Systeme	
	Multipel	Serie.
1. Maschinengröße für 1 t tägl.		
Ausbringen	15,8	9,0 KW
2. Bodenfläche für 1 t tägl.		
Ausbringen	83,0	37,5 qm
3. Kupfer durch 1 KW-Stunde	3,3	4,3 kg.
4. Zeit, die das Kupfer im		
Bade bleibt	30	15 Tage.

Ganz allgemein kommen für die Ökonomie der Kupferraffination im wesentlichen Stromdichte, Alter der Elektroden und Badwiderstand in Betracht. Der Badwiderstand ist nach Lawrence Addicks⁴⁴⁾ abhängig von der Zusammensetzung des Elektrolyten, von seiner Temperatur, von Konzentrationsänderungen in ihm, die eine gegenelektromotorische Kraft erzeugen, von den Schlämmen, die sich an den Anoden bilden, von den metallischen Zuleitungen zum Bade und den mehr oder weniger großen Kontaktwiderständen. Steigert man die Temperatur, so muß man darauf sehen, daß die sich ergebende Kraftersparnis nicht wieder aufgewogen wird durch die Kosten der Heizung und des Konstanthaltens des Kupfergehalts im Elektrolyten, sowie durch die erhöhten Stromverluste an den Kontakten. Die größte Stromdichte braucht noch nicht die günstigste für die Ausbeute zu sein.

Die Kontaktwiderstände sind nach B. Magnus⁴⁵⁾ am kleinsten, wenn man mit Quecksilberkontakten arbeitet. Bei den in der Praxis herrschenden Verhältnissen, die solche Kontakte ausschließen, können sie aber einen Verlust bis zu 22,5 pCt. der Gesamtenergie bedingen.

Häufig ist der Wert des Kontaktwiderstandes umgekehrt proportional dem Ampère-Nutzeffekt. Wird der Bottich in Gebrauch genommen, so haben die Kathodenkontakte großen Widerstand, der aber fällt, wenn die Kathode an Gewicht zunimmt. Dagegen sind die Anodenkontakte anfangs am besten.

Von den Ergebnissen der Versuche von F. J. Schwab und J. Baum⁴⁶⁾ sind die wichtigsten diejenigen, die sich auf die Stromausbeute und den Einfluß hoher Temperaturen beziehen. Die Stromausbeute wird nicht durch die Gegenwart von Eisen im Elektrolyten, wenig durch Verunreinigungen der Anode beeinflusst. Bei Temperaturen von 90° und einer geringen Stromdichte zu arbeiten, kommt vollkommen außer Frage, und auch bei höheren Stromdichten ist die Verschlechterung des Elektrolyten zu groß, als daß sie die Vorteile des geringeren Kraftbedarfs aufwiegen könnte. Die Kosten erreichen ein Maximum bei den niedrigsten und höchsten Stromdichten, ein Minimum zwischen 2 1/4 und 2 1/2 A. Bei 50° ist es nicht ökonomisch, mit 1 A auf 1 qdm zu arbeiten, doch fallen die Kosten zwischen 1 und 2 A sehr schnell ab. Bei höheren Stromdichten ändern sie sich sehr wenig; sie erreichen ein Minimum bei ungefähr 2,5 A. Bei 70° erhält man die besten Resultate, namentlich wenn die Stromdichte 3,5 bis 3,75 A beträgt, bei der keine Extrakraft zur Erhitzung der Lösung erforderlich ist, namentlich bei verdeckten Gefäßen. Bei diesen hohen Stromdichten würde ferner eine beträchtliche Ersparnis in den Anlagekosten entstehen, da dieselbe Menge Kupfer in der gleichen Zeit in der entsprechend der erhöhten Stromdichte verminderten Zahl von Gefäßen niedergeschlagen werden kann. Je geringer die Kosten der Erhitzung, umso größer ist der Vorteil der hohen Temperaturen. Bei bedeckten Gefäßen können Arbeiter in einem Raum mit einem Elektrolyten von 70° sich ohne große Beschwerden aufhalten.

Zur Vergrößerung der Elektrodenoberfläche wendet A. Schwarz⁴⁷⁾ statt einer großen Kathoden-Platte eine Anzahl kleiner an, die im Winkel sich nach der gerippten Anodenplatte hin neigen. Benutzt man 48 Kathodenplatten von je 300 mm Länge und 25 mm Breite, so erhält man 72 qdm Niederschlagsfläche statt 18 qdm bei einer Platte in einem Gefäß von gleichem Querschnitt. Die der Anode nahen Kanten der Kathoden werden mit einem isolierenden Überzug bedeckt.

D. Tommasi⁴⁸⁾ empfiehlt auch für die Kupferraffination als Kathode eine sich mit 80 bis 100 Touren in der Minute drehende Scheibe, die aus auswechselbaren Segmenten zusammengesetzt ist. Die Stromdichte auf 1 qm soll 100 bis 200 A betragen.

Um die Schlämme leicht entfernen zu können, will A. Schwarz⁴⁹⁾ den Boden der Bottiche als Filter gestalten. Der Elektrolyt fließt durch dieses in eine darunter stehende Bottichreihe u. s. f., bis er aus dem untersten Behälter nach ev. Regenerierung und nach

⁴³⁾ Electrochemical Ind. 1903, Bd. 1, S. 561.

⁴⁴⁾ Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 180.

⁴⁵⁾ Electrochemical Ind. 1903, Bd. 1, S. 561.

⁴⁶⁾ Journ. of Physical Chemistry 1903, Bd. 7, S. 493; The Electro-Chem. a. Metall. 1904, Bd. 3, S. 684.

⁴⁷⁾ Amer. P. 760023 vom 22. Nov. 1902.

⁴⁸⁾ L'Electricien 1904, 2. Ser., Bd. 27, S. 405.

⁴⁹⁾ Amer. P. 746 748 vom 10. April 1903.

Erhitzung wieder in den höchsten gepumpt wird. Der Ausfluß wird durch ein selbsttätig wirkendes Ventil geregelt.

Die Verfahren, die durch energische Zirkulation die Möglichkeit einer bedeutenden Erhöhung der Stromdichte anstreben, dürften technisch mit der Schwierigkeit, zu große Flüssigkeitsmengen auf die Kathodeneinheit zu bewegen, zu kämpfen haben⁵⁰⁾. An das ältere Verfahren von Thofehn erinnern die Vorschläge von G. E. Dunton. Nach dem einen gehen⁵¹⁾ Saugröhren zum Boden des Apparates und sind mit zwei Zentrifugalpumpen nahe der Spitze eines der schmalen Enden des Behälters verbunden. Die nach unten angesaugte Flüssigkeit strömt durch Röhren wieder zwischen die Elektroden. Nach dem anderen⁵²⁾ erfolgt diese Einspritzung des Elektrolyten durch abwechselnd angeordnete Düsen einer an der Langseite des Behälters liegenden Röhre. Anoden und Kathoden sind kreuzweise gestellt.

Aus den Anoden geht Arsen als Sulfat in den Elektrolyten. Steigt die Spannung bei sonst gleichbleibenden Verhältnissen, so nimmt das Kathodenkupfer aus dem Elektrolyten mehr Arsen als bei niedrigerer Spannung auf. Dies rührt nach Untersuchungen von L. Webster Wickes⁵³⁾ daher, daß mit der Spannung auch die Stromdichte sich erhöht und ihrem Wachsen umgekehrt proportional der Grad der Hydrolyse von Arsensulfat zu Arsenat ist, aus dem Arsen nicht niedergeschlagen wird.

b. Verarbeitung von Erzen mit wässerigen Elektrolyten.

Ein sehr gutes Diaphragma soll man nach Marcel Perreux Lloyd⁵⁴⁾ erhalten, wenn man Leinwand mit albuminoidischen oder ähnlichen organischen Stoffen, z. B. Gelatinelösung, tränkt und die Eiweißstoffe dann durch stundenlanges Einweichen in Formaldehydlösung unlöslich macht. Geschieht dies nicht vollständig, so geht Gelatine in größeren Mengen ins Bad und macht die kathodischen Metallniederschläge nach einiger Zeit spröde. Bei richtiger Herstellung der Diaphragmen erhält man dagegen Kupferbleche mit einem hohen Grad von Geschmeidigkeit, die sich auf zehnfache Länge auswalzen lassen. In der Kathodenflüssigkeit kann man in diesem Falle Eiweißstoffe oder ähnliche organische Körper nicht nachweisen. Eine Folge der vollkommenen Trennung der Kathoden- von der Anodenflüssigkeit ist außer der Reinheit des Metallniederschlags auch eine beträchtliche Steigerung der Stromausbeute; sie kommt der theoretischen fast gleich.

⁵⁰⁾ Vgl. *Electro-Chemist a. Metall.* 1903, Bd. 3, S. 263.

⁵¹⁾ *Amer. P.* 758 430 vom 15. Sept. 1903.

⁵²⁾ *Amer. P.* 758 513 vom 15. Sept. 1903.

⁵³⁾ *Electrochemical Ind.* 1904, Bd. 2, S. 137.

⁵⁴⁾ *D. R.-P.* 150 841 vom 10. Okt. 1902; *Brit. P.* 16 988/1903 für P. Steenleed.

Ich habe selbst verschiedentlich mit solchen Diaphragmen gearbeitet und die Vorzüge, die sie für die Erzeugung eines geschmeidigen Kathodenkupfers haben, bestätigen können. Sie sind jedenfalls auch sonst in der Elektrometallurgie vielfach verwendbar.

Bei den meisten vorgeschlagenen Verfahren werden die Erze nicht selbst an die Anode gebracht, sondern man stellt aus ihnen erst eine Lösung her und elektrolysiert diese mit unlöslichen Anoden. Für die Auslaugung des Kupfers aus sehr armen (z. B. weniger als 1prozentigen) Gemengen empfiehlt Ernest A. le Sueur⁵⁵⁾ ammoniakalische Kupferhydroxydlösung, der zur Erleichterung der Oxydation des Kupfers Ammoniumnitrat oder Ammoniumsulfat zugesetzt ist. Man soll alles Kupfer als Hydroxydul in Lösung erhalten. Elektrolysiert wird unter Luftabschluß mit unlöslicher Anode, wodurch die Hälfte des Kupfers gefällt wird, die andere in der Oxydform die Extraktionslösung regeneriert. Als Anodenmaterial ist außer Kohle und Platin auch Eisen brauchbar. Es entsteht dann Eisenoxydullösung, die nachher durch Luft oxydiert und dann gefällt wird.

Die Laugung kann durch Elektrolyse unterstützt werden. Hierbei verfährt man häufig so, daß aus Salzlösungen, z. B. Natriumsulfat, Natriumchlorid usw., elektrolytisch die Säureradikale freigemacht und mit den Metallen der in fortschreitender Bewegung befindlichen auszulaugenden Stoffe in innige Berührung gebracht werden, wobei das Hydrat der Basis der angewendeten Salzlösung als Nebenprodukt gewonnen wird. Dieses Verfahren ist von der A.-G. Ganz & Co.⁵⁶⁾ in der Weise ausgebildet worden, daß die Anodenflüssigkeit durch den ev. mittels einer Dampfschlange heizbaren Anodenträger erwärmt wird. Zwischen dem Anodenraum und dem Kathodenraum findet ein aus neutralen Salzlösungen bestehendes Flüssigkeitsdiaphragma Anwendung.

Um die Erzdurchführung durch einen mit Diaphragma versehenen Apparat stetig zu machen, ist es nach derselben Erfinderin⁵⁷⁾ notwendig, daß dem Elektrolysebehälter nicht mehr und nicht weniger Erz zugeführt wird, als durch die jeweilig zur Verfügung stehende elektrische Energie möglichst vollständig verarbeitet werden kann. Die gebildete Metalllösung samt dem Erzschlamm wird dann in gleicher Weise regelbar ebenfalls ununterbrochen aus dem Anodenraum entfernt, während die im Kathodenraum gebildete Lauge bei Erreichung eines gewissen Sättigungsgrades entfernt und weiter verarbeitet wird.

Mit der Herstellung reiner Kupfersulfatlösung ver-

⁵⁵⁾ *Amer. P.* 755 302 vom 27. Mai 1899.

⁵⁶⁾ *D. R.-P.* 149 514 vom 29. Juli 1902. Indentisch damit ist das auf Mechwart Coltri & Cie. gehende *Brit. P.* 2574 vom 3. Febr. 1903.

⁵⁷⁾ *D. R.-P.* 151 363 vom 23. Nov. 1902.

bindet Henry Michel Granier⁵⁸⁾ die Gewinnung von Ätzalkali und Salzsäure. Elektrolyt ist z. B. 25 prozentige Natriumchloridlösung, Kathode Eisen, Anode Kupfer. Bei der Elektrolyse bildet sich Kupferchlorür. Dieses ist im Elektrolyten schwer löslich und läßt sich vollständig abscheiden, wenn der Elektrolyt im Anodenraum von vornherein eine gewisse Menge Kupferchlorür enthält (2 bis 3 pCt.), während die Chlorverbindungen der Verunreinigungen in Lösung bleiben. Die gesamte gefällte Menge wird in Klärvorrichtungen aus dem Elektrolyten zum Absetzen gebracht und durch Behandlung mit Schwefelsäure unter Gewinnung von Salzsäure als Nebenerzeugnis in Kupfersulfat übergeführt. Man kann aus unreinem Kupfer reines Sulfat gewinnen, da die Chlorverbindungen der Verunreinigungen, wie erwähnt, nicht mit dem Kupferchlorür fallen.

C. S. Shields⁵⁹⁾ behandelt Erze, die neben Kupfer noch Eisen und Nickel enthalten, nach dem Rösten 8 bis 10 Stunden lang mit 40 prozentiger siedender Schwefelsäure, verdünnt so weit, daß beim Abkühlen keine Krystallisation eintritt und der Säuregehalt unter 3 pCt. kommt, und elektrolysiert dann mit Anoden aus graphitierter Kohle. Die Stromdichte auf 1 qdm beträgt zunächst 0,3 A, sinkt allmählich und wird zuletzt wieder bis auf 0,5 A gebracht. Wird der Kupferniederschlag schwarz und unrein, so wird die Lösung auf frisches Erz abgezogen. Die letzten Spuren von Kupfer werden durch Filtration durch Schwefelnickel oder Schwefeleisen entfernt. Während der Elektrolyse bewirkt man Zirkulation des Elektrolyten durch einen Luftstrom. Nach Entfernung des Kupfers wird die Lösung mit Ätzalkali fast neutralisiert und ammoniakalisch gemacht. Eisen wird durch Einblasen von sauerstoffreicher Luft oxydiert, das gebildete Ferrihydrat wird abfiltriert. Das Filtrat elektrolysiert man zur Nickelgewinnung mit 0,6 bis 0,9 A Stromdichte, wobei der Elektrolyt durch einen Luftstrom bewegt und auf 80 bis 90° erhitzt wird.

Auch aus schwefelsauren Laugen, die aus 2,4 pCt. Metall enthaltenen, leicht verwitterten Sulfiden gewonnen sind, erzeugt die Inter-Colonial Copper Co. in Dorchester, Canada, nach den Angaben von Bertram Blount⁶⁰⁾ täglich etwa 1 t Kupfer elektrolytisch.

Das ältere Siemenssche Verfahren beruht bekanntlich darauf, daß geröstete Schwefelerze mit Ferrisalzlösungen gelaugt werden, und daß man nach der Fällung des Kupfers, wobei gleichzeitig Ferrosalz entsteht, letzteres im Anodenraum reoxydiert. Über den Chemismus der Laugung hat M. de K. Thompson jr.⁶¹⁾ eingehende Angaben veröffentlicht,

auf die hier weiter nicht eingegangen werden soll.⁶²⁾ Das elektrolytische Verfahren selbst wurde in einem Gefäße ausgeführt, das durch zwei Tondiaphragmen in drei enge Kammern geteilt war. In den äußeren Kammern stand die Bleianode in Schwefelsäure, die Kathode in einer Lösung mit 5 pCt. FeO, 3,5 pCt. Cu, und 2,5 bis 3 pCt. H₂SO₄. Diese Lösung befand sich auch in der mittleren Kammer. In der Kathodenabteilung wurde durch Kohlensäure gerührt. Das Kathodenkupfer wurde schwammig, wenn der Cu-Gehalt der Lösung gefallen war auf 0,72 bzw. 0,38, 0,98, 0,05 pCt. bei einer Stromdichte auf 1 qdm von 0,98, 1,8, 0,47 A. Mit 3,4 und 2,6 A wurde das Kupfer sofort schwammig, enthielt aber kein Eisen. Die Stromausbeute betrug 97,4 bis 100 pCt. Bei Verwendung von Kohlenanoden und Stromdichten von 0,3 bis 0,5 A wird eine 5 prozentige Ferrosulfatlösung mit annähernd 100 pCt. Stromausbeute so lange oxydiert, bis die Lösung nur noch 2 pCt. Ferrosulfat enthält, mit etwa 90 pCt. Ausbeute bis 1 pCt. oxydierbaren Eisens. Wird die Konzentration noch kleiner, so wird die Gasentwicklung stark und die Stromausbeute fällt entsprechend ab.

Bei der elektrolytischen Verarbeitung sehr unreiner Kupferlösungen, wie sie meist aus den Erzen erhalten werden, muß man Diaphragmen anwenden, um die Oxydation solcher Kationen zu verhindern, die dadurch eine lösende Wirkung auf das abgeschiedene Metall erlangen könnten. So wird Eisenoxydulsalzlösung an der Anode oxydiert und greift dann ziemlich energisch Kupfer an, macht es zum mindesten brüchig. Dieselbe Wirkung wie durch Diaphragma erzielt man nach St. Laszczinsky⁶³⁾ durch enganliegende Umhüllung der Anode mit porösem vollkommen durchlässigem Stoff oder Gewebe. Diese hält die Schwefelsäure, die sich an der unlöslichen Anode bildet, als ruhige Schicht zurück, wenn auch sonst der Elektrolyt lebhaft zirkuliert, und verhindert eine Ansammlung von Eisenlösung an der Anode. Mit sinkender Stromdichte vermehrt sich die Neigung der Eisenlösung, zur Anode zu diffundieren. Man muß deshalb die Dicke der Hülle verstärken, wenn die Stromdichte fällt. Mit diesem Kunstgriff soll man noch Laugen, die doppelt so viel Eisenvitriol wie Kupfersulfat enthalten, elektrolytisch verarbeiten können und beinahe theoretischen Nutzeffekt erreichen. Das Verfahren, das in einer polnischen Anlage im Betriebe steht, kann auch bei der elektrolytischen Zinkgewinnung von Nutzen sein, wenn die Laugen Mangan enthalten, das sonst störend einwirkt, da es nach der Oxydation zu Übermangansäure das kathodisch abgeschiedene Zink angreift.

⁵⁸⁾ D. R.-P. 156 354 vom 16. April 1903.

⁵⁹⁾ Brit. P. 14 731 vom 2. Juli 1903.

⁶⁰⁾ The Electrical Rev. London 1904, Bd. 55, S. 516.

⁶¹⁾ Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 225.

⁶²⁾ Vgl. dazu auch die Arbeit von Dr. Friedrich Thomas über die Einwirkung des Ferrisulfats auf Kupferkies; Metallurgie 1904, Bd. 1, S. 8 und 59.

⁶³⁾ D. R. P. 144 282 vom 7. Sept. 1902; vgl. Elektroch. Ztschr. 1904, Bd. 11, S. 54.

Das Verfahren von Benjamin Comba⁶⁴), der die äußere Stromzuführung durch ein kurzgeschlossenes Element im Bade ersetzt, ist weder besonders neu, noch dürfte es praktisch sein.

c. Die Verwendung des elektrischen Ofens.

In Chile macht Imbert de Vanoy bemerkenswerte Anstrengungen, den elektrischen Ofen für die Kupfergewinnung nutzbar zu machen. Nach Louis Forest⁶⁵) sind 98 Öfen durchprobiert, worden, bis man jetzt zu einem Flammofen gekommen ist, der auch als Hochofen arbeitet und die strahlende Wärme ohne direkte Berührung mit den Elektroden ausnutzt. Man erzeugt zwischen 10 cm dicken Kohlen zwei Bögen. In zwei Aufgabetrichter wird das Gemenge von Erz und Flußmittel, das zur Verschlackung dient, gegeben. Die Schlacke fließt in demselben Maße, wie die Schmelze steigt, durch ein Loch in einer Seitenwand ab. Etwa eine Stunde nach Anstellen des Bogens wird der Kupferstein abgestochen. Die Arbeit ist kontinuierlich. Auf 1 t Beschickung in der Stunde braucht man 110 V und 2000 A oder 440 KW. Die Kosten dafür betragen nach den Preisen am Niagara 7,30 *M.*

P. Danckwardt⁶⁶) will Steine oder Erze, die neben

⁶⁴) Brit. P. 29 657 vom 22. Sept. 1902.

⁶⁵) La Nature, durch L'Electricien 1904, 2. Ser., Bd. 28, Gazette S. 146.

⁶⁶) Amer. P. 746 797 vom 20. Juni 1903.

Kupfer und anderen wertvollen Metallen noch erhebliche Mengen Eisen enthalten, im elektrischen Ofen unter Zusatz von so viel Kalkstein und Kohle unter Luftabschluß erhitzen, daß das gebildete Carbid gerade zur Reduktion aller Sulfide und der Arsenide der wertvollen Metalle (Cu, Pb, Au, Ag usw.) hinreicht, aber nicht die Eisensulfide reduzieren kann.

Für die Trennung von Metallen ist eine Arbeit von Henri Moissan und O'Farrelley⁶⁷) über die fraktionierte Destillation von Metallgemischen im elektrischen Ofen beachtenswert. Beim Erhitzen eines Gemisches von Cu und Zn, Cu und Cd, Cu und Pb nimmt der Prozentgehalt des Cu im Rückstand regelmäßig zu, bis dieser aus reinem Cu besteht. Sn—Pb läßt nahezu reines Sn zurück. Bei Cu—Sn nimmt Sn im Rückstande so lange zu, wie Cu im Überschuß vorhanden ist; bei großem Sn-Überschuß nimmt sein Gehalt ab. Dies ist wahrscheinlich auf die Existenz einer Mischung Cu Sn zurückzuführen, deren Zusammensetzung sich bei der Destillation nicht ändert. Sn ist, obgleich leichter schmelzbar, schwerer flüchtig als Cu. Die Gesetze, die für die Fraktionierung zweier Flüssigkeiten maßgebend sind, lassen sich auch auf die Destillation der Metalle bei sehr hohen Temperaturen übertragen. (Schluß folgt.)

⁶⁷) Compt. rend. 1904, Bd. 138, S. 1659; Chem. Cent. abbl. 1904, Bd. II, S. 477.

Der Ricketunnel.

Von Dr. C. G a g e l, Berlin.

Um eine bessere Verbindung der nordöstlichen Schweiz (Konstanz-Schaffhausen) mit dem Gotthard und dem Süden herzustellen, wird augenblicklich eine größere Tunnelanlage im Nordosten des Züricher Sees in Angriff genommen, der Ricketunnel, der aus dem oberen Thurtal — dem Toggenburg — unter dem Rickenpaß und dem 1318 m hohen Regelstein hindurch ins obere Linthtal geführt wird.

Dieser auf etwas über 8,6 km Länge veranschlagte Tunnel beansprucht ein größeres Interesse, da er ein zusammenhängendes, außerordentlich langes Profil durch eine der großen Voralpenketten, durch einen der jungtertiären Molassezüge liefert, die den ganzen Außenrand der eigentlichen Schweizer Alpen begleiten und unter die Ketten dieser eigentlichen, aus älteren Gesteinen aufgebauten Alpen hin nach Süden einfallen. Das Profil wird besonders interessant, weil es sowohl die am Rande der eigentlichen Alpen gelegene Zone der intensivsten Faltung und Aufrichtung als auch im Anschluß daran noch das nördlicher gelegene Gebiet

durchschneidet, in welchem die Gebirgsbildung allmählich ausklingt und der Übergang zwischen der Zone intensivster Störung und der der horizontalen, ungestörten Lagerung zu sehen ist. Auch in technischer Beziehung bietet der Tunnel Gelegenheit zu interessanten Beobachtungen hinsichtlich der Verschiedenheit der Schwierigkeiten, mit denen der Bau solcher Anlagen verknüpft ist, jenachdem das Gebirge wenig oder stark gestört ist. Der Tunnel beginnt bei Wattwyl im Toggenburg in 624 m Meereshöhe und führt in südlicher Richtung mit einem einseitigen Gefälle von 15 : 1000 nach Kaltbrunn in die Nähe des nordöstlichen Ufers des Züricher Sees, wo das Südportal in 487 m Meereshöhe liegt.

Dieses einseitige Gefälle nach Süden gewährt den Vorteil, daß sämtliche beim Bau der Südtunnelseite auftretenden — übrigens recht geringen — Wassermassen frei ablaufen können. Dagegen lag die Gefahr vor, daß bei einem Wassereinbruch auf der Nordseite des Tunnels das ganze Nordende hätte ersaufen können, und zwar umsomehr, als der Tunnel nur

6 m unter der Sohle des sehr wasserreichen Rickenbaches durchgeführt werden mußte, der in einer wilden, tief eingerissenen Schlucht die granitische Molasse auf der Nordseite des Rickenpasses durchströmt. Der Tunnel ist daher im Norden nicht vom Portal aus, sondern von einer 800 m weiter südlich angesetzten, mit 33° nach Süden einfallenden Strecke, von der aus nach beiden Seiten gearbeitet wurde, in Angriff genommen worden.

Augenblicklich sind etwa 38 pCt. der Gesamtlänge herausgehauen. Davon entfallen etwa 1350 m auf die Südseite und etwa 2200 m auf die Nordseite.

Mit Ausnahme der fest vermauerten letzten 500 m der Südseite steht der Tunnel noch roh im Gestein und bietet hierdurch ein außerordentlich instruktives Bild der Gebirgsschichten und ihrer Veränderungen durch die Gebirgsbildung.

Das durchfahrene Gebirge ist sogenannte „Untere Süßwassermolasse“; im Süden die Ebnater Schichten (subalpine Molasse) und im Norden die diese überlagernden Bildhauser Schichten (granitische Molasse).

Die ersteren sind noch von der intensivsten Gebirgsfaltung betroffen, sie sind im Tunnelgebiet zu zwei z. T. ganz außerordentlich steil zusammengeschobenen Antiklinalen aufgetürmt, während im Norden die Bildhauser Schichten schon ein sanfteres, einheitliches Fallen nach Nordwesten zeigen.

Der Tunnelbau hat insofern eine Überraschung und eine Abweichung von den durch das geologische Gutachten vorausgesagten Verhältnissen ergeben, als in beiden Schichtengruppen die harten, widerstandsfähigen Sandsteinbänke erheblich mehr zurücktraten, als nach den Beobachtungen über Tage anzunehmen war. Dagegen traten die weicheren Mergelschichten in viel größerer Ausdehnung auf, als man angenommen hatte, ein neuer Beweis, um wieviel auch die vorsichtigste Schätzung des Verhältnisses zwischen der beobachtbaren und der wirklich vorhandenen Mächtigkeit der Schichten durch starke Unterschiede in der Härte und Verwitterbarkeit zu Ungunsten der weicheren, leicht verwitternden Gesteine irreführt wird.

Beide Schichtengruppen der Molasse wurden bisher immer kurzerhand Ebnater und Bildhauser Sandstein genannt und die in ihnen auftretenden Mergelbänke nur nebenher erwähnt. Jetzt hat sich dagegen herausgestellt, daß diese Mergel die weit überwiegende Menge des ganzen Schichtenkomplexes ausmachen, und daß die Sandsteinbänke nur verhältnismäßig geringmächtige Einlagerungen in ihnen darstellen. Wandert man nun durch die bereits fertige Südstrecke des Tunnels, so erhält man einen außerordentlich instruktiven Einblick in die ungeheure Zertrümmerung der Gesteine, die hier im Gebiet der intensivsten Gebirgsbildung stattgefunden hat, und eine höchst eindringliche Anschauung von der Gewalt der Pressungen, die dabei

entstanden sind. Hier tief unter der Oberfläche, wo das Gestein noch vollständig frisch und unverwittert ist, sieht man die unter 70—80° aufgerichteten Mergelschichten nach allen Richtungen von großen, spiegelblanken Harnischen durchzogen, die auf dem sonst ziemlich weichen, milden Gestein harte, glänzende Oberflächen bilden und nach allen Seiten das Licht der Grubenlampe zurückwerfen.

Die eingeschalteten, dünneren, harten Kalksandsteinbänke des Ebnater Sandsteins dagegen sind nur steil gestellt, ohne eine derartige innere Zertrümmerung zu zeigen, ebenso die eingeschalteten dünnen, grobkonglomeratischen Bänke der kalkigen Nagelfluh. Durch eine sehr schön sichtbare, steil zusammengeschobene Antiklinale und eine flacher geneigte Synklinale führt das fertiggestellte Südende des Tunnels.

Auch ein dünnes Kohlenflöz von wenigen cm Mächtigkeit hat sich in den Mergeln der Ebnater Schichten gefunden. Als die fertige Tunnelstrecke vermauert wurde, sammelten sich zwischen der Futtermauer und dem Gestein schlagende Wetter an und explodierten unter teilweiser Zerstörung der eben fertiggestellten Mauer. Obwohl der ganze Tunnel mit Handbetrieb aufgefahren wird, weil der außerordentlich schnelle Wechsel und die starken Festigkeitsunterschiede zwischen den Mergelbänken und den Kalksandsteinschichten die Anwendung mechanischer Bohrverfahren unrentabel erscheinen lassen, geht die Arbeit in den steil aufgerichteten und zertrümmerten Schichten sehr schnell bei sparsamem Sprengstoffverbrauch vonstatten; nur 1 kg Dynamit wird auf 1 cbm Gestein im Treibstollen und nur 1/2 kg auf 1 cbm Gestein beim Ausbau des Treibstollens zum fertigen Tunnel verbraucht, gegen 4—5 kg auf 1 cbm beim Simplontunnel.

Die Wasserverhältnisse auf der Südseite sind recht günstig, indem vor Ort jetzt etwa 4 Minutenliter, auf der ganzen Südstrecke überhaupt nur 4 Sekundenliter austreten, die bei dem Tunnelgefälle frei ablaufen. Eine einzige, ganz spärliche Wasserader, der Hauptlieferant der vorerwähnten 4 Minutenliter, war Anfang Mai dicht vor Ort zu beobachten. Die Wasserverhältnisse auf der Nordseite sind noch günstiger. In den ersten 1750 m traten im ganzen 0,8 Sekundenliter Zufluß auf, die ohne jede Schwierigkeit gepumpt sind. Von 1750 m an ist der Tunnel staubtrocken. Die Hauptursache dieser so außerordentlich günstigen Wasserverhältnisse ist wohl darin zu suchen, daß der ganze Stock des Regelsteins und Rickenpasses mit einer starken, sehr undurchlässigen diluvialen Grundmoräne bedeckt ist, die sämtliche Tagewasser zurückhält und dadurch die Bildung der zahlreichen Moore bedingt, von denen das ganze Gebiet überzogen ist, die aber so gut wie gar kein Wasser in den Untergrund einsickern läßt.

War die Südseite des Tunnels ein Bild der intensivsten Gesteinertrümmerung, so zeigte die Nordseite wesentlich einfachere Verhältnisse. Auf der ganzen Tunnelstrecke war ein einheitliches flaches, sich nur ganz allmählich verstärkendes Einfallen zu beobachten. Gegen die weicheren Mergelschichten traten die festeren Bänke der granitischen Molasse, des Bildhauser Sandsteins, zurück. An zwei Stellen fanden sich Einlagerungen von kleinen Kohlenflözchen von 1—5 cm Stärke in den Mergeln. Im Hangenden des einen lag eine kleine Bank bituminösen, tonigen Kalksteins mit Planorbis, während das andere von einer dünnen Bank von Nagelfluh begleitet war. Im übrigen waren die durchfahrenen Schichten außerordentlich einförmig. Welchen Einfluß die flache, wenig gestörte Lagerung des Gesteins auf das Fortschreiten der Arbeiten hat, zeigten die zahlreichen, etwa 10 cm im Durchmesser haltenden und bis zu $\frac{1}{2}$ m tiefen Lochpfeifer in den Stößen des Treibstollens der Nordseite. Während nämlich auf der Südseite jeder Sprengschuß bis zur ganzen Tiefe des Bohrlochs das umgebende steil aufgerichtete Gestein

herauswirft, bleiben in den flach liegenden und nicht zerrütteten Schichten der Nordseite stets Lochpfeifer stehen, sodaß sich hier der Dynamitverbrauch mehr als verdoppelt und etwa 12 kg für das laufende m Stollenlänge beträgt. Trotzdem kommen die Arbeiten täglich durchschnittlich 5 m vorwärts; in den weichen Mergeln bis 7 m, dagegen, wenn vorwiegend Sandsteinbänke zu durchbrechen sind, nur 2,4—2,7 m. Ende 1907 wird der Tunnel voraussichtlich vollendet sein, da die Hauptschwierigkeiten — die Untertunnelung des Rickenbaches und die schwierigen, rutschenden, sehr mächtigen diluvialen Grundmoränen an den Tunnelportalen — offenbar überwunden und größere Wassereinbrüche auch weiterhin nicht zu erwarten sind. Vor $\frac{5}{4}$ Jahren haben die Arbeiten begonnen.

Bei der nach der Berechnung etwa 575 m betragenden Maximalüberlastung des Tunnels durch den Stock des Regelsteins ist im Höchsthalle in der Tunnelmitte eine Temperatur von 24—25° zu erwarten. Zur Zeit beträgt die Temperatur erst 18°.

Wohn- und Speiseanstalt für unverheiratete Arbeiter der Bergwerksgesellschaft Dahlbusch.

Hierzu Tafel 17.

Die Bergwerksgesellschaft Dahlbusch, die auf ihren 3 Schachtanlagen bei Rotthausen rd. 3350 Arbeiter beschäftigt, beabsichtigt, für ihre unverheirateten Arbeiter eine umfangreiche Wohn- und Speiseanstalt in Rotthausen zu errichten, die auch unverheirateten Beamten ein Heim gewähren soll. Das Gebäude, dessen Ausführung unverzüglich in Angriff genommen werden soll, hat auf der Ausstellung in Lüttich in einem gut ausgeführten Modell eine getreue Wiedergabe nach dem fertig vorliegenden Projekt, das von Generaldirektor Tomson entworfen und von Bauführer Kempener bearbeitet worden ist, erfahren.

Veranlassung zur Schaffung dieser Wohlfahrtseinrichtung gaben einmal die Bedenken, die in hygienischer und moralischer Hinsicht gegen das Kostgängerwesen zu erheben sind und sodann die verhältnismäßig hohen Kosten für Wohnung und Beköstigung, die den unverheirateten Arbeitern daraus erwachsen, und es der Gesellschaft erschweren, junge Arbeiter zu erhalten.

Eine ähnliche Einrichtung ist in erheblich bescheidenerem Maßstabe bereits im Jahre 1886 nach dem Muster der Wohn- und Speiseanstalt Louise der Gesellschaft „Hazard“ bei Lüttich, die der verstorbene Julien d'Andrimont aus ähnlichen Motiven heraus geschaffen hatte, auf der Zeche Gneisenau getroffen worden. Diese Anstalt gewährt etwa 200 Arbeitern Wohnung in je einem verschließbaren kleinen Zimmer.

Ihre Einrichtung hat sich nach den gewonnenen Erfahrungen durchaus bewährt, wenn sich auch im Laufe der Zeit einige Fehler geltend gemacht haben, die jedoch der Ausführung, nicht dem System anhaften, und die bei der Errichtung der Anstalt in Rotthausen vermieden werden sollen.

Aus Tafel 17 ist die Konstruktion und die innere Einrichtung zu ersehen, wie sie von der Gesellschaft Dahlbusch in Aussicht genommen ist. Die Anstalt soll der Aufnahme von 180 Arbeitern sowie von 20 Vorarbeitern und Beamten Raum gewähren.

Das Gebäude besteht in seinem Hauptumrisse aus zwei voreinanderliegenden, zusammenhängenden Teilen, die ein Rechteck bilden. Das Vordergebäude mit der Front hat mehrere Stockwerke und ist mit Ziegeln gedeckt; das ausgedehntere Hintergebäude besitzt nur ein Erdgeschoß mit einem Sheddach aus Draht und Beton, in das zahlreiche Fenster mit Lüftungsflügeln eingelassen sind.

Das Hauptgebäude enthält, wie aus Tafel 17 zu ersehen ist, im Erdgeschoß Eingänge für die Beamten und die Arbeiter, die Portierstube, in der auch Kleidungsstücke, Schuhe, Tabak usw. zu Selbstkostenpreisen an die Leute abgegeben werden, Speisesaal und Lesezimmer für die Arbeiter, sowie Speisesaal und Aufenthaltsraum für die Beamten.

Im ersten und zweiten Stock befinden sich die

Wohnungen des Verwalters und des Personals der Anstalt, sowie, von diesen getrennt, die Zimmer für Vorarbeiter und unverheiratete Beamte.

Das Hintergebäude enthält die 180 für die Arbeiter bestimmten kleinen Zimmer. Diese liegen an parallelen Längsgängen, die durch Quergänge miteinander verbunden sind. Die Wände der Zimmer sind aus Eisenbeton hergestellt, erhalten bis 2,50 m Höhe und lassen am Fußboden einen Raum von 20 cm frei, um die Ventilation und die Reinigung zu erleichtern. Eine Eisentür trennt jedes dieser Zimmer von den Gängen. Um zu verhindern, daß von außen geworfene Gegenstände in die Räume fallen, sind sie von einem Drahtnetz mit weiten Maschen überspannt.

Links von den Wohnräumen der Arbeiter sind die Wirtschaftsräume untergebracht. Die mit allen erforderlichen Einrichtungen versehene Küche steht durch Schalter mit den Speiseräumen in Verbindung. Ferner befinden sich dort die maschinell betriebene Dampfwaschanstalt, der Trockenraum für die Kleider der Arbeiter, der Desinfektionsraum, ein Raum für die Ausbesserung der Kleidungsstücke, das Bureau des Verwalters und eine Zelle, in der etwaige Ruhestörer bis zur Ankunft der Polizei untergebracht werden können.

In der Verlängerung der Küche und in den Kellern, die von ihr aus zugänglich sind, liegen die Vorratsräume; eine unterirdische Bahn gestattet die Abfuhr der Küchenabfälle und des Kehrichts.

Die Aborte für die Arbeiter liegen am Ende des Mittelquerganges in einem besonderen Gebäude, das durch einen nicht überdeckten Gang mit den Schlafräumen in Verbindung steht. Hierdurch wird die Abfuhr der Dünste erleichtert, deren Verbreitung im übrigen durch automatische Wasserspülung und gut konstruierte Syphons verhindert wird. Die Wasser-

klosetts für die Beamten und den Verwalter sind in der Nähe der für diese bestimmten Räumlichkeiten eingerichtet.

Die ganze Anlage wird durch eine Niederdruck-Dampfheizung erwärmt und ist elektrisch beleuchtet.

Dampf und elektrischer Strom, der auch die Betriebskraft für die Waschmaschinen liefert, werden von der nächsten Schachanlage entnommen. Der Dampf zirkuliert in den Schlafräumen in glatten Rohren, in den verschiedenen Sälen in Radiatoren.

Die Möbel des Hauptgebäudes sind aus Eichenholz sehr solide hergestellt. Die Kammern für die Arbeiter enthalten jede ein Eisenbett mit Strohsack, Matratze, Kopfkissen, zwei Bettüchern und zwei Wolldecken, einen verschließbaren eisernen Schrank und einen Holzstuhl.

Im Mittel- und im hinteren Quergange des Schlafsaales sind die Wascheinrichtungen angebracht, deren Waschbecken umgekippt und daher leicht entleert und gereinigt werden können.

Für den Fall einer Feuersbrunst sind in den Gängen 5 Feuerlöschhähne mit Hanfschläuchen und großen Strahlrohren verteilt. Ferner sind zahlreiche Notausgänge vorgesehen. Im übrigen ist Wert darauf gelegt, die Feuersgefahr nach Möglichkeit zu vermindern; die Umfassungsmauern sind massiv, die Zwischenwände in T-Eisenfachwerk mit Ziegelsteinausmauerung ausgeführt; die Bedachung des Hintergebäudes besteht nur aus Eisenbeton; die Treppen sind von Eisen und die Fußböden aus Beton mit einem Überzug von „Zenith“.

Die Kosten für die Einrichtung dieser Wohn- und Speiseanstalt, wobei Möbel, Wäsche, Tischgeschirr und Apparate aller Art einbegriffen sind, werden auf je 650 *M* für Arbeiter und Beamte geschätzt, die tägliche Unterhaltung auf 1,20 *M* für den Arbeiterkostgänger und auf 1,75 *M* für den Beamten.

Das kaukasische Manganerz.

Von Al. Kandelaki, Freiberg i. Sa.

Mehr oder weniger bedeutende Manganerzlagerstätten kommen in verschiedenen Gegenden Transkaukasiens vor. Das Hauptvorkommen liegt im Bassin des Flußes Kwirila, im Schoropanschen Bezirk, Gouvernement Koutais, und nimmt ungefähr das Gebiet des mittleren Teiles des Kwirila-Flusses und seiner Nebenflüsse ein. Rechts fließen der Tschichawia und der Kazchura, links der Schwaluethis-Gele und der Proni, der in den Sadsalis-Chewi mündet.

Die reichste Lagerstätte nimmt eine Fläche von ungefähr 126 Quadrat-Werst*) (mehr als 130 qkm) ein. Sie wird

*) 1 Werst = 1066,79 m;
1 Quadrat-Werst = 113,862 ha.

begrenzt im N. durch die Dörfer Zirkwali, Sodi und Satschcheri, im S. durch die Dörfer Sweri und Nagoreti, im W. durch die Döfer Nawarseti, Rgani und Sweri und im O. durch die Dörfer Satschcheri und Dschalaurta. Diese Fläche wird durch den Fluß Kwirila, der in südwestlicher Richtung fließt, in zwei fast gleiche Teile geschieden.

In orographischer Beziehung stellt diese erzführende Fläche ein ausgedehntes Gebirgsplateau dar, in das zahlreiche Erosionschluchten sowie die Flußbetten des Kwirila und seiner Seitenbäche tief eingeschnitten sind. An beiden Seiten der Flußläufe bilden Kalklager ziemlich steile Abhänge, die von Eozänschichten, welche im

Hangenden der Manganflöze auftreten, überdeckt sind. Die Erosionstätigkeit des Kwirila und seiner Seitenbäche hat die Bildung von Terrassen verursacht. Infolge dieser Oberflächenbeschaffenheit streicht die Lagerstätte an mehreren Stellen zu Tage aus. Die Gewinnung des Erzes wird durch die terrassenförmige Lage der hangenden Schichten sehr erleichtert.

Das Manganflöz hat mit den es überdeckenden eozänen Schichten aus kieseligen Kalkstein und Sandstein seine horizontale Lage beibehalten und ruht auf Kalken des Turons. Es besteht aus mehreren Bänken, die mit sandigen Lehm- und losen Sandschichten wechsellagern und ist stellenweise 2—4 m mächtig.

Eine eingehendere Kenntnis dieses Gebietes gestattet eine Einteilung der Manganerzvorkommen in 3 Kategorien: befriedigende, gute und sehr gute. Manganerzvorkommen aller 3 Kategorien befinden sich an beiden Seiten des Kwirila-Flusses, wobei von der Peripherie zum Zentrum eine Verbesserung der Lagerstätte in qualitativer und quantitativer Beschaffenheit zu bemerken ist.

Der größte Reichtum an Erz findet sich bei den Dörfern Seda-Rgani und Mgwimewi auf der rechten, und bei dem Dorf Schuckruti auf der linken Seite des Kwirila. In dem übrigen Gebiet sind die einzelnen Erzbänke weniger mächtig, bei einigen Dörfern Itchwissi, Darkweti, Zinsopeli und Nawarseti, die nahe an der Peripherie des Plateaus liegen, sind die Schichten des Derberzes zerbröckelt. Das Derberz wird verdrängt und durch eine erdige Modifikation vertreten, von der nur ein geringer Teil gewonnen wird. Bis zu 80 pCt. dieses nützlichen Produkts kommt auf die Halden.

Das Verhältnis des Derberzes zur Gesamtmächtigkeit der Lagerstätte schwankt zwischen 1:6 und 1:5, in seltenen Fällen beträgt es 1:4. Der übrige Teil des Erzlagers besteht aus körnigen Manganerzen (die Größe der Körner schwankt zwischen Erbsen- und Nußgröße), die durch tonigen Sandstein verkittet sind. Dieser wechsellagert mit geringmächtigen Sandlagern von weißer, gelber und braunroter Farbe. Von der gesamten Erzlagerstätte wird bisher technisch nur $\frac{1}{3}$ bis $\frac{2}{7}$ gewonnen. Hieraus darf indessen nicht geschlossen werden, daß der übrige Teil der Lagerstätte unverwertbares Erz enthielte. Die sogenannte erdige Varietät der Manganerze wird z. Z. nur deshalb nicht gewonnen, weil das Derberz, welches bessere Qualität aufweist und bequemer zu transportieren ist, in bedeutenden Mengen ansteht.

Nach den annähernden Berechnungen des Prof. der Bergakademie zu Petersburg, N. D. Kozowsky („Gorny Journal“ Nr. 10, 1888), liefert ein Quadratsaschen* 266 Pud* Erz. Demnach liefert eine Quadrat-Werst:

$$266 \times 250\,000 = 66\,500\,000 \text{ Pud};$$

und die ganze Fläche birgt:

$$66\,500\,000 \times 126 = 8\,379\,000\,000 \text{ Pud.}$$

Berücksichtigt man, daß diese Fläche von tiefen und langen Tälern, Gräben und Spalten durchschnitten ist, daß das Erzlager hie und da auskeilt und an einzelnen Stellen abgewaschen und fortgeführt ist, so ergibt sich eine nutzbare Fläche von 100 Quadrat-Werst, welche

$$266 \times 250\,000 \times 100 = 6\,650\,000\,000 \text{ Pud}$$

liefern würde.

Es geht hieraus hervor, daß die zu gewinnende Erzmenge sehr bedeutend ist. Nimmt man den Verbrauch an

Manganerz in der metallurgischen und chemischen Industrie zu 70 000 000 Pud jährlich an, so kann das in Rede stehende Manganerzvorkommen den Weltbedarf für 100 Jahre decken.

Da die günstigen orographischen und geologischen Verhältnisse ein Aufdecken der Lagerstätte auf große Flächen gestatten, Wasserhaltung sowie Wetterführung entbehrlich und eine billige bergmännische Gewinnung durch Keilhauenarbeit möglich machen, so lassen sich die bisherigen Betriebe jederzeit ohne Schwierigkeit erweitern.

Zur Zeit geschieht die Ausrichtung der Lagerstätte durch Stollen und Strecken. Der Abbau ist sog Weitungsbaue, welcher Pfeiler von 1 Quadrat-Saschen und mehr stehen und zwischen den Pfeilern die Erze mit Keilhauenarbeit gewinnen läßt.

Das Fördern des Erzes und der Berge geschieht in Schiebkarren mit einem Inhalt von 5 Pud. Nur in seltenen Fällen wird in Hunden auf Schienen gefördert.

Maschinelle Anlagen sind kaum vorhanden.

Die Aufbereitung des Erzes über Tage wird von den Grubenarbeitern ausgeführt. Da sie nur in seltenen Fällen unter einem Dache vorgenommen wird, so ist sie vom Wetter abhängig. Die abgebauten Räume werden nur zum Teil wieder mit Bergen versetzt. Sämtliche Gewinnungs- und Förderungsarbeiten werden von ortsansässigen und zugereisten Schwarzarbeitern ausgeführt. Eigentliche Bergarbeiter sind auf den Werken nicht vorhanden. Alle Arbeiten: Gewinnung, Förderung, Sortierung und Aufstapelung des Erzes werden gewöhnlich von einem Artel ausgeführt, das aus 3—4 Arbeitern besteht.

Außer dem Lohne erhalten die Arbeiter das Leuchtmaterial (Petroleum, in seltenen Fällen Pflanzenöl) und das Gezähe.

Der Grubenausbau wird von den Werksbesitzern nur ungerne angewendet, da das Holz infolge der hohen Frachtsätze auf der Tschithurschen Bahnstrecke (38 Werst lang) sehr teuer zu stehen kommt. Zur Sicherstellung der Grubenbaue bleiben Sicherheitspfeiler von 1 Quadrat-Saschen und mehr stehen. Hierdurch wird ungefähr ein Drittel der nutzbaren Lagerstätte verloren gegeben, d. i. bei der berechneten Menge von 6 650 000 000 Pud etwa 2 216 000 000 Pud Manganerz.

Eine rühmliche Ausnahme von diesen unrationellen Betrieben macht ein bei dem Dorfe Darkweti gelegenes Werk, welches früher dem Ingenieur Brali, jetzt der „Französischen A.-G.“ gehört. Auf dieser Grube steht Pfeilerrückbau mit vollständigem Bergeversatz in Anwendung. Am Kwirilafuß wird eine Aufbereitung für die hier gewonnenen Erze gebaut.

Die Wetterführung ist natürlich.

Schädliche Gase treten nicht auf.

Unterirdische Wasserzuzüsse sind nicht vorhanden. Tagewasser sickern nur in seltenen Fällen durch.

Die große Zahl der Grubenanlagen und Stollen ist u. a. auf das eigenartige Verhalten der Grundbesitzer zurückzuführen, welche gleichzeitig mehreren Unternehmern Teile ihrer Besitzungen zur Ausbeutung des Erzes verpachten. Die Pächter kommen mit den Gewinnungsarbeiten sehr nahe aneinander, gewinnen das Erz aus den nahe an den Bergabhängigen gelegenen Flächen, ohne sich darum zu kümmern, ob die Oberfläche einstürzt und dadurch die hinter den von ihnen abgebauten Teilen liegenden Erzlager kaum noch zu gewinnen sind.

*) 1 Saschen=7 russ. oder engl. Fuss=2,1336 m; 1 Pud=16,3805 kg.

Das Erz wird in einrädigen Schiebkarren zu Tage gefördert; nur auf wenigen Werken findet eine Förderung auf Schienen statt. Über Tage finden Pferde Verwendung, welche das Erz in Korbwagen, der sog. „Arba“, von den Werken zur Bahn schaffen. Bei dem schlechten Zustande der Wege stellen sich die Kosten dieser Förderung auf 4 Kopeken für das Pud bei einer Transportlänge von 2 bis 5 Werst.

Durch Eröffnung der neuen Tschithura-Darkweti-Eisenbahnlinie, die am Fuße der Bergesabhänge, wo die Bergwerke sich befinden, vorübergeht, ist bereits eine Erniedrigung der früher sehr hohen Transportkosten eingetreten. Infolgedessen ist die Förderung der in Betracht kommenden Werke, welche früher nur 10 Millionen Pud betrug, heute auf 30 Millionen Pud gestiegen.

Auf dem Bergwerke der „Französischen A.-G.“ ist die Pferdeförderung durch eine Drahtseilbahn ersetzt worden, die eine Länge von 135 Saschen bei einer Neigung von 25° hat. Die Fördermenge beträgt bei zehnstündiger Schicht 10—12 000 Pud. Die Förderkosten sind durch die maschinelle Einrichtung um 2—2¼ Kopeken für das Pud gegen früher gesunken.

Auch auf anderen Bergwerken hat man Vorrichtungen für eine schnellere und billigere Beförderung des Erzes von den Gruben zur Bahn getroffen. So wird u. a. auf dem Bergwerke des Herrn G. G. Emerik im Dorfe Mgwimewi ein zweigleisiger Bremsberg zur Förderung benutzt. Die Länge des Bremsbergs beträgt 175 Saschen.

Wegen seiner guten natürlichen Beschaffenheit wird das Erz gegenwärtig weder einem Waschen noch irgend einem anderen Aufbereitungsverfahren unterworfen; es findet vielmehr bisher nur ein oberflächliches Scheiden statt.

Um das Gewicht des Erzes zu erhöhen, greifen die Erzverkäufer sehr oft zu verschiedenen Mitteln, sie begießen das Erz mit Wasser oder unterwerfen es überhaupt keiner Aufbereitung.

Es kann daher nicht Wunder nehmen, wenn ein derartiges Material auf dem ausländischen Markte keine günstigen Preise erzielt.

Trotz der fehlenden Aufbereitung hat das auf den Markt kommende kaukasische Manganerz nach den auf deutschen, englischen und amerikanischen Hütten ausgeführten Analysen einen Durchschnittsgehalt von 50 pCt. metallischen Mangans aufzuweisen.

Bei einer sachgemäßen Aufbereitung würde sich der Metallgehalt der Erze mit Leichtigkeit auf 55 bis 65 pCt. erhöhen lassen. Von dieser Auffassung geleitet hat die Französische Aktiengesellschaft am linken Ufer des Kwirila neben der Station Darkweti der Tschiaturschen Eisenbahn eine musterhafte Wäsche erbaut.

Der Bergbau ist erst am Ende der 70er Jahre des letztverflossenen Jahrhunderts durch die Franzosen Pio und Pugé bei dem Dorfe Rgani aufgenommen worden. Die Ortsbewohner machten sich schnell mit den nicht komplizierten unterirdischen Arbeiten vertraut. Die Grundbesitzer zerlegten ihre Grundstücke in zahlreiche Teile und traten das Recht der Erzgewinnung unter diesen Parzellen an die Bergbautreibenden ab, deren Arbeiten nur die Gewinnung des dicht unter der Oberfläche gelegenen Erzes bezweckten. War das Erz abgebaut, so ging die Oberfläche zu Bruch und die tieferen Lagerstätten blieben unaufgeschlossen. Die Versuche einiger Bergbautreibenden, eine Gesellschaft zum gemeinsamen Betriebe der Erzgewinnung zu gründen, blieben bisher erfolglos. Das Großkapital spielte bis vor kurzem nur die Rolle des Vermittlers, der den kleinen Unternehmern das Geld vorschob und das Erz im Auslande verkaufte. Erst in letzter Zeit macht sich das Auftreten von in- und ausländischen Großunternehmern beim Bergwerksbetriebe bemerkbar.

Die nachstehende Tabelle veranschaulicht die Produktion der Manganerz-Industrie am Kwirila-Flusse für den Zeitraum von 1885 bis 1900.

Manganerzgewinnung am Kwirila im Bezirk Schorapan, Gouvernement Koutais in 1000 Pud (1 Pud = 16,3805 kg).

Jahr	Auf der rechten Seite des Flusses Kwirila									Auf der linken Seite des Flusses Kwirila					
	In Dörfern									In Dörfern					
	Nawareeti	Rgani	Seda-Rgani	Sarkwelatubani	Tabagtebi	Chalipauri	Bunikaure	Mgwimewi	Darkweti	Summa	Petewissi	Schuckrutli	Itchwissi	Summa	Im Ganzen
1885	—	—	In	einzelnen	Dörfern	nicht	bekannt	—	—	—	—	—	—	3 640,8	
1886	—	596,7	1 532,5	—	—	—	610,1	—	2 739,4	756,1	683,6	36,0	1 475,7	4 215,1	
1887	—	573,5	882,5	—	—	—	266,0	—	1 722,0	653,2	718,6	123,4	1 495,1	3 217,2	
1888	—	210,2	694,5	—	—	—	446,5	—	1 351,2	192,2	259,0	20,5	471,7	1 822,8	
1889	—	320,3	1 508,6	—	—	—	1 265,7	—	3 094,5	401,6	727,2	20,0	1 148,8	4 243,3	
1890	55,0	640,8	3 617,0	—	—	—	3 675,7	19,5	8 007,9	1 075,1	1 360,0	25,0	2 460,2	10 468,1	
1891	—	406,6	2 474,3	—	—	—	1 529,5	44,2	4 454,6	598,2	1 046,1	—	1 644,4	6 099,0	
1892	—	1 308,1	3 226,0	—	—	—	2 120,7	41,8	6 696,6	1 304,6	2 235,1	—	3 539,7	10 236,2	
1893	—	941,3	3 735,8	—	—	—	2 547,4	104,9	7 329,4	1 218,9	1 739,8	30,0	2 988,6	10 318,0	
1894	—	305,1	2 924,2	—	—	—	2 670,4	294,0	6 193,8	2 229,9	2 628,5	65,3	4 923,8	11 117,5	
1895	—	204,4	1 945,6	—	—	—	2 384,7	100,5	4 635,2	968,9	1 250,6	354,0	2 573,5	7 208,7	
1896	—	724,5	2 813,0	—	—	—	3 007,7	181,7	6 726,9	825,3	1 625,1	529,0	2 979,4	9 706,3	
1897	—	1 074,6	3 461,2	—	—	—	3 671,7	193,8	8 401,4	1 087,1	2 192,6	450,8	3 730,4	12 131,8	
1898	—	1 263,6	4 081,7	31,2	123,5	—	6 682,2	144,0	12 326,2	904,3	2 893,4	135,2	3 932,9	16 259,2	
1899	135,8	1 206,5	6 661,7	—	190,7	609,0	10 341,0	1 272,5	20 417,1	4 333,2	8 632,1	670,0	13 635,3	34 052,4	
1900	183,7	1 427,4	10 611,9	427,5	579,5	537,1	9 579,3	1 236,0	24 682,4	6 538,8	8 312,3	830,0	15 681,1	40 363,5	
im Ganzen (Jahr 1885 ausgeschl.)	374,5	11 203,6	50 170,5	458,7	893,7	1 146,1	100,0	50 798,6	3 632,9	118 778,6	23 087,4	36 304,0	3 289,2	62 680,6	185 099,9

In der angegebenen Zeit wurden auf allen Bergwerken in Summa 185 099 958 Pud Erz produziert, wovon 118 778 558 Pud auf der rechten und 62 680 600 Pud auf der linken Seite des Kwirila-Flusses gewonnen wurden.

In 16 Jahren hat sich die Förderung verzehnfacht.

Mit der Steigerung der Förderung hat der Export nach dem Auslande gleichen Schritt gehalten, wie die nebenstehende Tabelle zeigt.

Der Export ist also von 2566581 Pud im Jahre 1885 auf 28 698 255 Pud im Jahre 1900 gestiegen.

Auf die einzelnen Länder, welche Konsumenten der kaukasischen Manganerze sind, verteilt sich der Gesamtexport während der 16 Jahre, wie folgt:

Es sind exportiert nach:

	Belgien	Großbritannien	Holland	Deutschland	Frankreich	Rußland	Nord-Amerika	Verschiedene Länder
1885	—	—	—	—	—	—	—	—
1886	262 220	2 135 368	508 195	132 400	233 792	9 000	—	Italien 15 000
1887	53 352	2 433 520	766 760	236 600	205 212	—	—	Pril. Fürstent. 36 991
1888	131 200	1 627 790	768 000	250 500	265 225	—	—	—
1889	104 707	2 574 879	115 000	303 400	121 651	211 300	9 400	—
1890	86 800	5 211 500	1 466 700	439 420	486 960	271 000	400 100	Spanien 38 000
1891	141 560	2 507 110	1 438 700	260 710	51 025	666 595	144 800	—
1892	324 590	3 676 860	1 964 740	331 740	63 728	173 966	1 514 134	—
1893	161 540	2 623 577	2 187 500	294 023	261 215	6 705	2 105 590	—
1894	128 440	4 169 880	2 514 984	367 230	—	639 066	1 779 960	—
1895	128 200	3 796 270	3 144 020	435 400	—	468 248	2 676 880	—
1896	13 200	4 715 355	3 110 690	398 540	343 560	1 259 803	226 300	—
1897	89 400	3 620 226	3 753 915	575 297	3 695	1 577 020	2 700 659	—
1898	260 858	4 975 892	5 598 896	570 932	307 071	1 901 149	2 754 633	—
1899	489 900	7 801 515	7 748 438	888 200	439 312	2 639 900	4 923 491	Oesterreich 142 663
1900	2 940 181	7 243 274	9 219 755	668 113	1 153 820	2 362 820	4 701 088	Oesterreich 409 200
im ganzen	5 316 148	59 113 016	44 306 293	6 152 505	3 936 266	12 186 577	23 937 035	641 854

Vergleicht man die in dem sechzehnjährigen Zeitraum nach den einzelnen Ländern exportierten Gesamtmengen, so steht an erster Stelle Großbritannien, an zweiter Stelle Holland, d. h. eigentlich Deutschland, weil die in holländischen Häfen ankommenden Manganerze in der Hauptsache der deutschen Eisenindustrie auf dem Wasserwege zugehen. Im Jahre 1900 hat der Export nach Holland und Deutschland rund 10 Millionen Pud betragen und damit den Export nach England um fast 3 Millionen Pud überflügelt.

Bis zum Jahre 1895 wurde die gesamte Förderung der Tschiaturschen Erzgruben der Transkaukasischen Eisenbahn sowohl in Korbwagen wie auch auf Lasttieren zugeführt. Jetzt erfolgt die Zuführung der Erze durch eine im Jahre 1895 fertiggestellte Schmalspurbahn, welche die Gruben mit der Transkaukasischen Bahnlinie verbindet. Für den Transport von 1 Pud Manganerz von der Station Tschiaturski bis zur Station Schorapan (Entfernung = 38 Werst) wurden ursprünglich 10 Kopeken und seit dem Jahre 1899 3 Kopeken gezahlt. Heute werden für den Transport von 1 Pud sowohl auf der ganzen Strecke der Tschiaturschen Eisenbahn, als auch auf jedem ihrer Teile noch 7 Kopeken entrichtet.

Export des Manganerzes (in Pud).

Jahr	Durch die Häfen		Sa.	Zunahme gegen das Jahr 1885	
	Batoum	Poti		in Pud	in pCt.
1885	1 159 522	1 407 059	2 566 581	—	—
1886	1 120 861	2 211 705	3 332 566	+ 755 985	+ 29,4
1887	620 264	3 070 180	3 690 444	+ 1 123 859	+ 43,7
1888	434 205	2 608 510	3 042 715	+ 476 134	+ 18,5
1889	697 797	2 742 540	3 440 337	+ 873 756	+ 34,0
1890	644 556	7 755 924	8 400 480	+ 5 833 899	+ 227,3
1891	330 130	4 880 370	5 210 500	+ 2 643 919	+ 103,0
1892	443 587	7 606 171	8 049 758	+ 5 483 177	+ 213,6
1893	494 478	7 145 672	7 640 150	+ 5 073 569	+ 197,6
1894	432 770	9 166 790	9 599 560	+ 7 032 979	+ 274,0
1895	342 000	10 307 018	10 649 018	+ 8 082 437	+ 315,2
1896	265 860	9 801 593	10 067 453	+ 7 500 872	+ 292,2
1897	243 195	12 077 017	12 320 212	+ 9 753 631	+ 380,0
1898	718 034	15 793 160	16 512 094	+ 13 943 513	+ 543,3
1899	1 409 092	23 521 694	24 930 786	+ 22 364 185	+ 871,3
1900	2 180 745	26 517 510	28 698 255	+ 26 131 674	+ 1018,1
Sa.	11 537 996	146 612 913	158 150 909		

Dieser hohe Tarifsatz gilt nur für die Tschiatursche Bahnstrecke; auf die Transkaukasische Bahn findet der Normaltarif der russischen Staatsbahnen Anwendung, nach welchem für die Beförderung von 1 Pud auf 1 Werst Länge 1/85 Kopeken zu zahlen sind. Die Transportkosten auf der Tschiaturschen Bahn stellen sich also 15 bis 16 mal teurer als auf den russischen Staatsbahnen.

Wirft man zum Schluß einen kurzen Blick auf die geschilderten Verhältnisse zurück, so wird man sich der Überzeugung nicht verschliessen können, daß der Manganerzbergbau in Transkaukasien noch sehr rückständig ist, daß sich aber durch moderne technische Einrichtungen eine erhebliche Verbilligung der Produktionskosten herbeiführen lassen wird. Eine Verschmelzung der verschiedenen verzeittelten Betriebe zu größeren Werken ist eine hierzu notwendige Voraussetzung. Diese Verschmelzung wird sich nicht schwer erreichen lassen, sobald man mit genügendem Kapital eine systematische Ausbeutung des reichen und ausgedehnten Erzvorkommens in Angriff zu nehmen ernstlich gewillt ist.

Die tödlichen Verunglückungen beim Bergwerksbetriebe im Oberbergamtsbezirk Dortmund in den Jahren 1903 und 1904.

Die folgende Tabelle gibt eine systematische Zusammenstellung der tödlichen Unfälle in der Bergwerksindustrie des Oberbergamtsbezirks Dortmund in den beiden letzten Jahren:

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	Durchschnittliche tägliche Belegschaft	Durch Hereinbrechen von Gebirgsmassen (Stein- u. Kohlen- usw. Fall)	In von Tage ausgehenden Schächten	In blinden Schächten und Strecken mit aufwärts oder abwärts gehender Förderung	Bei der Förderung in annähernd horizontalen Strecken	Durch Explosionen	Durch böse oder matte Wetter	Bei der Schieferarbeit	Bei Wasserdurchbrüchen	Durch Maschinen	Auf sonstige Weise	Zusammen unter Tage	Verunglückungen über Tage	Summe
A. Steinkohlenbergbau	1904 270 259	185	73	115	31	8	7	18	1	3	37	478	76	554
1903 255 992	190	55	91	33	13	3	19	1	2	39	446	61	507	
Durchschn. auf 1000 Arbeiter*)	1904 —	0,877	0,346	0,545	—	—	—	—	—	—	—	2,265	1,283	2,050
1903 —	0,952	0,275	0,456	0,165	0,065	0,015	0,095	0,005	0,010	0,195	2,234	1,083	1,981	
B. Erzbergbau	1904 1 415	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	1
1903 1 508	1	—	—	1	—	—	—	—	—	—	—	2	—	2
Durchschn. auf 1000 Arbeiter*)	1904 —	1,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,2	—	0,707
1903 —	1,1	—	—	1,1	—	—	—	—	—	—	—	2,2	—	1,326
Hauptsumme	1904 271 674	186	73	115	31	8	7	18	1	3	37	479	76	555
1903 257 500	191	55	91	34	13	3	19	1	2	39	448	61	509	
Durchschn. auf 1000 Arbeiter	1904 —	0,878	0,345	0,543	—	—	—	—	—	—	—	2,261	1,271	2,043
1903 —	0,952	0,274	0,454	0,170	0,065	0,015	0,095	0,005	0,010	0,194	2,234	1,071	1,977	

*) Die Verhältniszahlen in den Spalten 3—13 sind auf die Belegschaft unter Tage, in Spalte 14 auf diejenige über Tage und in der letzten Spalte auf sämtliche Arbeiter bezogen. Die amtliche Mitteilung enthält für 1904 in den Spalten 6—12 keine Verhältniszahlen.

Auf den der Aufsicht des Königlichen Oberbergamts zu Dortmund unterstellten Bergwerken und Aufbereitungsanstalten waren im Jahre 1904 271 674 (gegen 257 500 in 1903) Arbeiter beschäftigt. Von diesen haben 555 (509) gleich 2,043 (1,977) auf 1000 Mann infolge Betriebsunfalles den Tod gefunden.

Verunglückungen unter Tage.

Durch Hereinbrechen von Gebirgsmassen (Stein- und Kohlenfall) verunglückten 186 Mann.

In von Tage ausgehenden Schächten.

Beim Fahren verunglückten 5 Arbeiter durch Absturz, davon 2 gleichzeitig, indem einer von der Schachtfahrt abstürzte und den unter ihm gleichfalls auf der Fahrt befindlichen Kameraden mit hinabriss. Bei gestatteter Seilfahrt kamen 15 Mann durch Quetschung zwischen Schachtrahmen und Förderkorb beim Besteigen oder Verlassen des letzteren ums Leben, 2 gerieten zwischen Schachtzimmerung und Förderkorb und stürzten in den Schacht, 2 stürzten direkt aus dem Kübel. Bei verbotener Seilfahrt kamen 3 Arbeiter durch Quetschung und Sturz zu Tode. Im und am Schacht verunglückten 20 durch Sturz in den Schacht und infolge erlittener Quetschungen durch den Förderkorb, 3 durch Absturz von einer Mauerbühne, 8 Mann kamen gleichzeitig dadurch ums Leben, daß beim Ausmauern des Schachtes die Mauerbühne infolge Bruchs eines Einstrichs unter Durchschlagung einer zweiten Bühne etwa 44 m zur Schachtsohle stürzte. 4 Arbeiter wurden von herabfallenden Gegenständen getroffen, 3 sahen in den Schacht hinein und wurden vom Förderkorb erfaßt, 1 ertrank infolge zu tiefen Einhängens des Förderkorbs in den Schachtsumpf, 1 verunglückte infolge Bruchs des Förderseiles, 1 erlitt Verbrühungen durch Platzen eines Dampfrohres im Schacht

während der Einfahrt und 5 starben an sonstigen Verletzungen.

In blinden Schächten und Strecken mit aufwärts oder abwärts gehender Förderung.

Durch Sturz in Bremsbergen, Abhauen und blinden Schächten kamen 58 Leute zu Tode, 2 stürzten in einem Aufbrechen von der Fahrt und 2 andere von einer Bühne in den Aufbruchschacht. Durch die Förder- oder Bremseinrichtungen verunglückten bei verbotswidrigem Betreten oder Fahren in Bremsbergen, blinden Schächten usw. 21 Personen, 6 wurden von seillos herabkommenden Wagen erfaßt, 4 erlitten Quetschungen zwischen Förderwagen und Barrieren am Anschlagpunkte, 2 wurden infolge Reißens des Seiles durch den herabkommenden Förderkorb erdrückt, und 4 weitere Arbeiter wurden anderweitig verletzt. Auf sonstige Weise erlitten 16 Arbeiter den Tod durch in blinden Schächten und Bremsbergen herabfallende Gegenstände oder durch umgerissene Stempel und Barrieren.

Bei der Förderung in annähernd horizontalen Strecken. Durch maschinelle Einrichtungen kamen 3 Arbeiter ums Leben. Einer hiervon trug Hanf um den Hals gewunden, von welchem die niederhängenden Enden sich um das Seil der Streckenförderung wickelten und ihm so den Hals zuschnürten; ein anderer wurde in der Strecke von einer Benzinlokomotive, die er wahrscheinlich besteigen wollte, zurückgestoßen, der dritte wurde zwischen dem Seil der maschinellen Streckenförderung und dem letzten Wagen eines vollen Zuges am Halse eingeklemmt tot aufgefunden.

Unter einen Pferdezug gerieten 11 Personen und 5 wurden von Pferden getreten oder geschlagen, 4 durch entgleiste oder umstürzende Wagen erdrückt.

Beim Einheben entgleister Wagen und Quetschung zwischen Förderwagen und umstürzenden Stempel wurden 8 Personen getötet.

Durch Schlagwetter - Explosionen fanden 8 Mann — davon drei gleichzeitig — den Tod, 2 erstickten in Kohlenwasserstoffgasen ohne deren Explosion, und 5 — davon 2 gleichzeitig — kamen in Kohlenoxyd und anderen Gasen um.

Der Schießarbeit fielen 18 Arbeiter zum Opfer. 8 davon wurden durch umhergeschleuderte Gesteinsstücke, 8 durch unerwartetes Losgehen von Sprengschüssen, 1 beim Nachbohren eines Bohrloches durch den Sprengschuß einer stehengebliebenen Bohrlochpfeife getötet, einer brachte etwa 2,5 kg Dahmenit zur Explosion, als er im Begriffe stand, den Sprengstoff für einen zu besetzenden Schuß aus der Schießkiste zu entnehmen.

Bei Wasserdurchbrüchen kam 1 Mann in einem Aufbruch zu Tode

Durch Maschinen im unterirdischen Betriebe fanden 3 Mann dadurch, daß sie zwischen umlaufende Maschinenteile gerieten, ihren Tod.

Auf sonstige Weise büßten 37 Personen ihr Leben ein. Davon fanden 12 durch Sturz, 4 durch herabfallende Stempel oder Gesteinsstücke, 3 durch Erstickung in Rollöchern durch nachrutschende Kohle, 1 durch Fall im Querschlag auf einen Pumpenhebel, 1 durch Verheben beim Bergeversetzen, 1 unter hereinbrechendem Bergeversatz, 1 durch Berührung eines elektrischen Kabels und 4 durch geringe Verletzungen mit nachfolgender Entzündung oder Blutvergiftung den Tod; 10 Mann kamen durch andere Verletzungen, durch Fall und Stoß zu Tode.

Über Tage.

Durch Maschinen oder maschinelle Vorrichtungen. 11 Arbeiter gerieten zwischen Maschinenteile, die sich in Betrieb befanden, 4 wurden an der Kreissäge durch zurückgestoßenes Holz gegen den Leib getroffen, 2 wurden durch umherfliegende zerbrochene Maschinenteile beschädigt, 1 wurde von der Koksandrückmaschine gegen eine Koksofenfent gepreßt, 1 betrat unbefugt einen Aufzug und wurde von dem niedergehenden Korb erdrückt, 1 wurde unter einem Aufzug tot aufgefunden und 1 zog sich in der Verladehalle am Kettenrade eine Handverletzung zu, welche eine Blutvergiftung und den späteren Tod zur Folge hatte.

Durch Eisenbahnwagen oder Lokomotiven verloren 21 Mann ihr Leben, und zwar 13, indem sie zwischen die Puffer zweier Eisenbahnwaggons gerieten, 7 durch Überfahren von Eisenbahnwagen und einer, indem er während der Fahrt absprang und zwischen Wagen und Mauer zu Tode gedrückt wurde.

Auf sonstige Weise. Von Brücken, Futtermauern, Gerüsten, Eisenbahnwagen usw. stürzten 9 Mann ab, 6 wurden durch umfallende Gegenstände bei deren Transport erdrückt, 3 fielen in den Trichter des Feinkohlenturms und erstickten, 1 stürzte in ein Wasserbassin bei der Kohlenwäsche und ertrank; 1 Mann war mit Abklopfen des Kesselsteines in einem Kessel beschäftigt, als in einem anderen mit ersterem verbundenen Kessel das noch unter 1 Atmosphäre Druck stehende Wasser abgelassen wurde und ihn verbrühte. Ein anderer geriet beim Reinigen der Kesselzüge in den Fuchskanal und erlitt durch Verbrennungen den Tod, 1 Arbeiter wurde beim Abladen eines Kessels getötet, indem bei dieser Arbeit eine am Boden verlagerte Dampfrohrleitung durchschlagen wurde

und die ausströmenden Dämpfe ihn verbrühten; ein anderer Arbeiter verbrühte gleichfalls in heißen Dämpfen, als er an einer Dampfleitung das Ventil herausheben wollte und letzteres hierbei abriß; 1 Mann fiel in der Brikettfabrik in den Kessel des Rühr- und Knetwerks, 1 erlitt im Kesselhause der Zeche einen Hitzschlag, 1 wurde durch Abrutschen der abzutragenden Bergehalde erdrückt, 8 Personen erhielten Hand- und Beinverletzungen und starben an hinzugetretenen Entzündungen oder Blutvergiftungen.

Mineralogie und Geologie.

Deutsche Geologische Gesellschaft. Sitzung am 3. Mai. Der Vorsitzende Geheimrat Schmeißer gedenkt in warmen Worten des heimgegangenen Professors Cohen in Greifswald und bespricht nach erfolgter Aufnahme neuer Mitglieder die für die Bibliothek der Gesellschaft eingegangenen Bücher und Zeitschriften.

Herr Jaekel legte mehrere, außerordentlich große und stattliche Exemplare einer neuen Pelmatozoenart aus dem böhmischen Devon von Konieprus (F₂) vor. Von sehr ungünstiger Erhaltung, da die Schale meist abgesprengt ist, weisen sie außerordentlich viele Platten auf. Sie sind unregelmäßig gebaut, und die Kelchbasis, auf die sonst noch am leichtesten die Systematik aufzubauen ist, zeigt in ihren zwei Basalkränzen unregelmäßige Verschiebungen. Die *Interrad'alia* und *-costalia* nehmen nach oben hin ab, die Arme bleiben deutlich zweiteilig; der Analinterradius ist stark ausgeprägt und reicht bis an die Basis heran. Es schließt sich diese Form an solche aus Amerika als *Cleiocrinus* beschriebene Typen an.

Herr Jaekel sprach sodann über die Rückenstacheln der *Pelycosaurier*. Die Dornfortsätze der Wirbelkörper sind schlank und erreichen z. B. bei den Gattungen *Clepsyrops* und *Dimetrodron* eine bedeutende Länge, bei *Naosaurus* sind sie dazu noch mit Querfortsätzen versehen. Case hat eine Rekonstruktion dieser Tiere gegeben und darin die Stachelbildungen miteinander verbunden. Dadurch würde ihr Träger aber in einer seiner wichtigsten Funktionen, der Beweglichkeit, stark beschränkt worden sein. Um sich also überhaupt einem derartigen eidechsenartigen Reptiltypus einzufügen, mußten die Stacheln gegeneinander divergieren können, und diese Annahme wird auch durch die Art, wie die Wirbel miteinander in Verbindung standen, gestützt. Die Rückenstacheln würden damit, sobald das Tier seinen Körper mehrfach in der Längsachse bog, eine Art von Verhau und damit ein wirksames Verteidigungsmittel gebildet haben.

Herr Heim bemerkt hierzu, daß die dünnen Rückenstacheln bei einem seitlichen Einrollen, wodurch der ungeschützte Kopf in die Mitte kam, allseitig wie Speere ausstrahlten. Eine Beobachtung von Querfortsätzen, die zu den Dornfortsätzen unsymmetrisch gestaltet wären, würde die Annahme jener Einrollung bestätigen.

Herr Dathe besprach einen Artikel, welchen Herr Professor Frech über die schlesischen Mineralquellen veröffentlicht und worin er eine neue, den Centnerbrunnen bei Neurode, erwähnt hat. Redner hebt hervor, daß diese Mineralquelle nicht auf einer Verwerfung emporsteigt, sondern als Schichtquelle dem ungestörten Gebiete der unteren Cuseler Schichten entspringt, daß sie ferner nicht in der Nähe von porphyrischen Gesteinen auftritt, sowie schließlich, daß der Brunnen reines Quellwasser liefert, dem die Kohlensäure erst künstlich zugefügt wird. Zum

Schluß geht Dathe noch auf die Mineralquellen des Bades Landeck und seine Quellenspalten ein, die NW-SO und NO-SW gerichtet sind.

Herr Philipp legt ein am Strande bei Saßnitz gefundenes Feuersteingeschiebe vor, das zwar in seiner Gestalt einem Eolithen sehr ähnlich ist, im übrigen aber, worin auch die Herren Jaekel und Blanckenhorn zustimmen, keine Gebrauchsspuren als Werkzeug aufweist. Er schlägt für solche Vorkommnisse die Bezeichnung Pseudoeolith vor. Herr Blanckenhorn betont noch, das die Bezeichnung Eolith als Substantiv besser vermieden und nur in adjektivischer Form, (palaeolithisch, neolithisch,) gebraucht werden sollte. Hierauf wurde die Sitzung geschlossen.

Volkswirtschaft und Statistik.

Geschäftsbericht des Verkaufssyndikats der Kaliwerke in Leopoldshall-Stassfurt für 1904. Es gelangten im Jahre 1904 durch die Mitglieder des Syndikats zur Abladung

2281613.40	dz	Chlorkalium à 80 0/0 (einschl. Kalidünger),
391464.81	„	schwefelsaures Kali à 90 0/0,
276720.88	„	kalz. schwefelsaure Kalimagnesia à 48 0/0,
7749.16	„	krist. „ „ à 40 0/0,
1821691.01	„	Kalidüngesalz,
4626.—	„	Kieserit, kalziniert,
264713.50	„	Kieserit in Blöcken,
16728023.—	„	Kalirohsalze, Gruppe III,
870850.—	„	„ „ „ IV.

Der Absatz an Chlorkalium ist im vergangenen Jahre gegen das Jahr 1903 um 280 195 dz gewachsen und hat alle vorhergehenden Jahre überholt. Zugenommen hat der Absatz u. a. in Deutschland um 78 428 dz, nach Oesterreich um 1904 dz, nach der Schweiz um 543 dz, nach Frankreich um 6 811 dz, nach Belgien und Holland um 26 158 dz, nach Italien um 6 694 dz, nach Skandinavien um 207 dz, nach Rußland um 5 100 dz, nach Nordamerika um 161 372 dz, nach Portugal um 694 dz, abgenommen dagegen nach England um 211 dz, nach Schottland um 4 699 dz, nach Spanien um 333 dz, nach verschiedenen außereuropäischen Ländern um 2 528 dz.

Der Absatz in schwefelsaurem Kali hat im Jahre 1904 gegen das Vorjahr nur um 7 398 dz à 90 0/0 zugenommen und zwar nach England um 1 869 dz, nach Schottland um 667 dz, nach Italien um 5 632 dz, nach Spanien um 1 877 dz, nach Portugal um 213 dz, nach Skandinavien um 255 dz, nach Rußland um 1 828 dz, nach verschiedenen außereuropäischen Ländern und Nordamerika um 9 447 dz, während eine Abnahme zu verzeichnen ist im Absatz in Deutschland um 1 516 dz, nach Frankreich um 12 176 dz, nach Belgien und Holland um 534 dz. Der Absatz in schwefelsaurem Kali nach den Hawaiischen Inseln läßt sich schwer von dem Absatz nach den Vereinigten Staaten von Nordamerika trennen, da die Ware, welche nach der Westküste der Vereinigten Staaten bezogen wird, später öfters nach den Hawaiischen Inseln weiter befördert wird. Aus diesem Grunde sind Nordamerika und verschiedene außereuropäische Länder, unter welcher letzterer Position die Hawaiischen Inseln enthalten sind, zum Vergleich zusammengefaßt.

Das Geschäft in kalziniertem schwefelsaurem Kalimagnesia hat in den letzten Jahren einen sehr lebhaften Aufschwung genommen, indem der Verbrauch dieses Artikels sich seit dem Jahre 1900 allmählich mehr als ver-

doppelt hat. Die Zunahme des Absatzes betrug 1904 gegen das Vorjahr 53 762 dz à 48 0/0 wovon zusammen 33 397 dz auf die Vereinigten Staaten von Nordamerika und die Hawaiischen Inseln, ferner 19 869 dz auf Holland entfallen.

In krystallisierter schwefelsaurer Kalimagnesia wurde ungefähr derselbe Absatz wie im Vorjahre erzielt.

Die Kalidüngesalze haben sich seit dem Jahre 1899, wo diese Salze der Landwirtschaft zu sehr mäßigen Preisen zur Verfügung gestellt worden sind, rasch ein bedeutendes Absatzfeld erobert. Hauptsächlich beliebt sind diese Salze bei der Landwirtschaft in Deutschland, den Vereinigten Staaten von Nordamerika und Skandinavien. Auch im letzten Jahre ist eine weitere erhebliche Zunahme des Absatzes zu verzeichnen. Davon entfallen auf Deutschland 162 647 dz, auf Oesterreich-Ungarn 21 470 dz, auf die Schweiz 4 170 dz, auf England 242 dz, auf Schottland 13 828 dz, auf Belgien und Holland 205 dz, auf Spanien 2 000 dz, auf Skandinavien und Dänemark 54 002 dz, auf Rußland 3 017 dz, Nordamerika 25 851 dz, auf verschiedene außereuropäische Länder 106 dz, zusammen also 287 538 dz.

Von Kieserit in Blöcken sind im Jahre 1904 29 622 dz mehr abgesetzt worden als im Jahre 1903. Der Verbrauch in diesem Artikel ist erheblichen Schwankungen nicht unterworfen.

In Kalirohsalzen ist im verflossenen Jahre wiederum ein ansehnlicher Mehrabsatz gegen 1903 erzielt worden. Er betrug in Gruppe III 2 411 318 dz, in Gruppe IV 48 209 dz. Das Inlandgeschäft nahm im verflossenen Jahre einen normalen, durch die Witterungsverhältnisse begünstigten Verlauf. Der erzielte Mehrabsatz an Salzen der Gruppe III entfällt in der Hauptsache auf Deutschland, nämlich mit 2 165 418 dz. Außerdem nahmen an der Zunahme des Absatzes in Gruppe III teil: die Vereinigten Staaten mit 421 180 dz, Oesterreich mit 45 334 dz, Rußland mit 15 936 dz, England und Irland mit 10 075 dz, Spanien mit 9 795 dz, Asien mit 9 225 dz, Portugal mit 4 098 dz, Italien mit 3 420 dz.

Ein Minderabsatz an Salzen der Gruppe III ist für folgende Länder zu verzeichnen: Skandinavien mit 145 057 dz, Holland und Belgien mit 53 595 dz, Schottland mit 9 243 dz, Schweiz mit 4 719 dz, Frankreich mit 60 897 dz.

In diesen Aufstellungen ist wie bisher der Absatz der Mecklenburgischen Kalisalzwerke Jessenitz an hochprozentigem Carnallit nicht mit enthalten. Bezüglich Skandinaviens ist zu bemerken, daß der Ausfall im Absatze durch einen entsprechenden Mehrabsatz an Kali in Kalidüngesalz mehr als ausgeglichen wird, während der Ausfall in Holland und Belgien wie auch in Frankreich auf Störungen im Markte durch Konkurrenz-Offerten und -Verkäufe zurückzuführen ist.

Blickt man auf das Geschäft im allgemeinen zurück, so ergibt sich, daß es im Winter und Frühjahr sehr lebhaft war, aber etwa vom Mai an eine außerordentliche Abschwächung erfuhr, welche durch den langsamen Fortgang der Verhandlungen über die Neubildung des Syndikats hervorgerufen war. Gegen den Herbst nahm das Geschäft einen neuen Aufschwung und es erreichte der Absatz in den Hauptartikeln in einzelnen Monaten eine um die gleiche Jahreszeit früher nie dagewesene Höhe.

Der im vergangenen Jahre gegen 1903 erzielte Mehrabsatz beträgt 583 267.12 dz auf K₂O berechnet.

Übersicht der Produktion des Bergwerks-, Hütten- und Salinenbetriebes im bayerischen Staate
für die Jahre 1903 und 1904.

(Nach den Zusammenstellungen des Kgl. bayerischen Oberbergamts in München.)

Produkte	1903				1904			
	Betriebene Werke	Menge t	Wert M	Arbeiter	Betriebene Werke	Menge t	Wert M	Arbeiter
I. Bergbau.								
A. Vorbehaltene Mineralien.								
1. Stein- und Pechkohlen	15	1 210 439,985	13 664 199	7 820	14	1 184 599,064	13 621 538	7 747
2. Braunkohlen	7	23 599,000	87 397	130	7	42 470,100	138 875	263
3. Eisenerze	27	162 500,480	756 854	785	30	180 342,118	1 587 019	849
4. Zink- und Bleierze	1	—	—	2	—	—	—	—
5. Kupfererze	1	—	—	4	1	—	—	13
6. Arsenikerze	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Gold- und Silbererze	—	—	—	—	—	—	—	—
8. Zinnerze	—	—	—	—	—	—	—	—
9. Quecksilbererze	—	—	—	—	—	—	—	—
10. Antimonerze	—	—	—	—	—	—	—	—
11. Manganerze	—	—	—	—	—	—	—	—
12. Schwefelkiese und Vitriolerze	2	2 323,700	28 789	40	2	3 427,200	44 800	44
13. Steinsalz	1	879,000	16 560	92	1	1 139,370	21 454	120
Summe I A	54	1 399 742,165	14 553 799	8873	55	1 411 977,852	15 413 686	9036
B. Nicht vorbehaltene Mineral- substanzen.								
1. Graphit	41	3 719,000	148 784	128	75	3 784,000	168 581	242
2. Erdöl	—	—	—	—	1	—	—	—
3. Ocker und Farberde	33	19 486,000	223 915	146	41	19 107,000	110 419	119
4. Porzellanerde	9	88 140,000	169 790	145	8	95 160,000	95 160	147
5. Tonerde	113	173 919,000	1 387 765	608	100	173 126,000	1 209 926	651
6. Speckstein	6	1 866,000	165 150	70	6	1 709,000	159 494	71
7. Flußspat	9	3 410,000	40 270	32	7	4 770,000	45 820	34
8. Schwerspat	9	8 642,000	56 730	118	9	9 411,000	59 912	144
9. Feldspat	3	1 060,000	13 040	36	5	1 866,000	22 540	32
10. Dach- und Tafelschiefer	6	2 074,000	89 642	136	5	1 486,000	75 434	84
11. Zementmergel	18	200 407,000	347 482	258	16	170 698,000	263 176	376
12. Schmiergel	3	220,000	9 800	6	2	265,000	11 725	6
13. Gips	21	30 894,000	80 443	90	14	22 766,000	72 719	40
14. Kalkstein	335	730 279,000	1 244 648	1 491	382	824 971,000	1 544 601	1848
15. Sandstein	565	542 110,000	2 917 619	3 711	588	576 561,000	2 932 899	3733
16. Wetzstein	6	83,000	4 170	8	13	50,000	2 500	11
17. Basalt	12	634 115,000	1 232 624	1 003	16	713 687,000	1 240 422	1104
18. Granit	151	255 494,000	2 128 478	3 620	181	325 923,000	2 050 807	3848
19. Melaphyr	54	604 068,000	1 254 455	1 878	63	573 748,000	1 396 525	1779
20. Bodenbelegsteine und Dachplatten	45	8 790,000	152 452	336	43	12 958,000	247 977	451
21. Lithographiesteine	43	9 890,000	848 600	451	39	13 836,000	1 711 400	570
22. Quarzsand	25	155 921,000	222 406	132	36	274 346,000	412 933	285
Summe I B	1507	3 474 587,000	12 738 261	14 403	1 650	3 820 228,000	13 834 970	15 605
II. Salinen.								
Kochsalz	6	41 781,882	1 871 441	218	6	43 048,559	1 930 168	233
III. Hütten:								
1. Eisen und zwar:								
a) Gußeisen.								
α) Roheisen	3	90 168,306	4 272 469	427	3	92 199,751	5 058 951	399
β) Gußwaren aus Erzen	1	41,475	6 121	—	1	40,463	4 992	—
γ) „ „ Roheisen	88	89 803,970	17 379 443	6 157	106	108 025,380	20 973 740	7073
b) Schweißisen.								
α) Stabeisen	8	36 853,242	4 537 367	1 397	7	37 779,505	4 674 937	1313
β) Eisendraht	—	21 063,515	2 119 231	—	—	17 828,560	1 745 352	—
γ) Flußeisen und Flußstahl	3	127 141,026	13 835 542	1 746	4	125 483,290	13 698 302	1846
Summe I Eisen	103	365 071,534	42 150 173	9 727	121	381 356,949	46 156 274	10 631
2. Vitriol und Potée	2	813,770	206 720	52	2	892,685	239 879	53
3. Glaubersalz	1	1 012,000	40 000	5	1	798,700	24 000	5
4. Schwefelsaure Tonerde	—	26 353,687	1 769 000	250	—	30 461,993	1 948 388	278
5. Alaun	—	622,248	79 160	—	—	780,292	97 800	—
6. Schwefelsäure	3	122 928,872	5 257 320	296	6	142 325,897	5 939 677	355
Summe III	109	516 802,111	49 502 373	10 330	130	556 616,516	54 406 018	11 322

Förderung der Saargruben. Die staatlichen Steinkohlengruben haben im Monat Mai in 27 Arbeitstagen 964 341 t gefördert und einschließlich des Selbstverbrauches 948 443 t abgesetzt. Mit der Eisenbahn kamen 625 372 t, auf dem Wasserwege 59 131 t zum Versand, 34 535 t wurden durch Landfahren entnommen, 205 302 t den im Bezirk gelegenen Kokereien zugeführt.

Kohlenausfuhr Großbritanniens. (Nach dem Trade Supplement des Economist.) Die Reihenfolge der Länder ist nach der Höhe der Ausfuhr im Jahre 1904 gewählt.

Nach:	Mai		Januar bis Mai		Ganzes Jahr 1904
	1904	1905	1904	1905	
	in 1000 t*)				
Frankreich	535	541	2916	2 698	6 757
Deutschland	568	713	2 289	3 234	6 411
Italien	489	546	2 661	2 744	6 329
Schweden	336	346	964	914	3 230
Rußland	453	311	709	482	2 620
Spanien u. kanar. Inseln	203	234	1 090	1 008	2 464
Dänemark	193	200	914	909	2 367
Aegypten	148	235	960	938	2 238
Argentinien	106	157	514	685	1 428
Norwegen	130	135	561	583	1 422
Holland	86	98	358	1 024	1 058
Brasilien	82	98	386	437	965
Portugal, Azoren und Madeira	63	83	369	383	883
Brit. Ost-Indien	6	17	69	66	637
Belgien	47	44	275	286	622
Malta	40	30	264	169	560
Algier	29	56	196	321	476
Türkei	38	33	200	170	458
Griechenland	34	30	206	130	455
Brit. Südafrika	43	18	182	130	418
Chile	34	84	134	293	408
Uruguay	34	35	184	147	405
Gibraltar	54	30	135	127	343
Ver. Staaten v. Amerika	23	15	77	51	109
Straits Settlements	7	13	99	23	
Ceylon	34	11	165	88	
anderen Ländern	243	220	1 484	1 024	3 194
Zus. Kohlen	4 058	4 333	18 361	19 064	46 256
Koks	51	66	268	267	757
Briketts	115	97	534	441	1 238
Überhaupt	4 224	4 495	19 163	19 773	48 250
Wert in 1000 Lstr.	2 366	2 365	10 902	10 541	26 862
Kohlen usw. f. Dampf i. auswärtig. Handel	1 485	1 620	6 769	7 016	17 191

*) 1 t = 1016 kg.

Wagengestellung für die Zechen, Kokereien und Brikettwerke der wichtigeren deutschen Bergbaubezirke. (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt.)

	1.—15. Mai 1905.				16.—31. Mai 1905.				Im ganzen Monat Mai	
	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt
	insgesamt		für den Fördertag durchschnittlich		insgesamt		für den Fördertag durchschnittlich			
Ruhrbezirk 1905	260 672	1 156	20 052	89	286 491	3 184	20 464	227	547 163	4 340
1904	214 675	1 707	19 516	155	247 556	515	19 043	40	462 231	2 222
Oberschi. Kohlenbez. 1905	73 474	—	5 638	—	74 292	59	5 297	4	147 766	59
1904	62 388	—	5 638	—	72 040	242	5 522	19	134 428	242
Niederschles. Kohlenbezirk 1905	14 757	1	1 135	—	15 421	3	1 102	—	30 178	4
1904	13 670	142	1 243	13	15 099	20	1 161	2	28 769	162
Eisenb.-Dir.-Bez. St. Joh.-Saarbr. u. Cöln:										
a) Saarkohlenbezirk 1905	34 443	—	2 651	—	38 249	21	2 734	2	73 692	21
b) Kohlenbez. b. Aachen 1905	7 367	25	567	2	8 194	10	586	1	15 561	35
c) Zeche Rheinpreußen 1905	3 279	—	262	—	3 961	—	283	—	7 240	—
d) Rh. Braunk.-Bez. 1905	8 129	—	635	—	7 218	—	518	—	15 347	—
zus. 1905	53 218	25	4 095	2	57 622	31	4 191	2	110 840	56
1904	42 477	12	3 898	1	51 568	116				

Verkehrswesen.

Wagengestellung für die im Ruhr-Kohlenrevier belegenen Zechen, Kokereien und Brikettwerke. (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt.)

1905	Ruhrkohlenrevier		Davon	
	Monat	Tag	gestellt	gefehlt
Juni	1.	2 557	—	
2.	18 453	—		
3.	19 634	—		
4.	2 498	—		
5.	19 310	—		
6.	19 633	371		
7.	19 223	818		
Zusammen	101 343	1 189		
Durchschnittl. f. d. Arbeitstag				
1905	20 269	238		
1904	18 295	—		

Zufuhr aus den Dir.-Bez. Essen u. Elberfeld nach den Rheinhäfen (1.—7. Juni 1905)

Ruhrort	9 488
Essen { Duisburg	8 463
Hochfeld	1 817
Elberfeld { Ruhrort	157
Duisburg	25
Hochfeld	12

Zus. 19 962

Amtliche Tarifveränderungen. Vom 1. 8. ab wird zum Tarif des oberschles.-mähr.-österr.-schles. Kohlenverkehrs vom 1. 6. 1901 der Nachtrag II eingeführt, der außer neuen Empfangsstat. hauptsächlich Sätze neuer Gruben und teilweise geänderte Sätze von einigen Versandstationen sowie auch sonstige Änderungen, Ergänzungen und Berichtigungen enthält. Neben Ermäßigungen kommen hierbei auch geringe Erhöhungen bis zu 3 h für 1000 kg vor.

Mit dem 5. 6. sind die Stat. der Neubaustrecke Landeshut in Schles. — Schmiedeberg im Riesengeb. in den Niederschles. Steinkohlenverkehr nach Stat. der Dir.-Bez. Breslau, Kattowitz, Posen usw. einbezogen worden. Gleichzeitig treten Ermäßigungen der Frachtsätze für Schmiedeberg i. Riesengeb. ein.

Mit Gültigkeit vom 15. 6. bzw. vom Tage der Betriebseröffnung ab sind die Stat. Thurow des Dir.-Bez. Bromberg und die Stat. der Neubaustrecke Wormditt-Heilsberg-Bischdorf des Dir.-Bez. Königsberg i. Pr. in den oberschles.-ostdeutsch. Kohlenverkehr einbezogen worden.

	1.—15. Mai 1905				16.—31. Mai 1905.				Im ganzen Monat Mai	
	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt	gestellt	gefehlt
	insgesamt		für den Förderitag durchschnittlich		insgesamt		für den Förderitag durchschnittlich			
Eisenb.-Direkt.-Bezirke Magdeburg, Halle und Erfurt 1905	51 220	90	3 940	7	54 922	309	3 923	22	106 142	399
1904	42 365	55	3 851	5	49 257	166	3 789	13	91 622	221
Eisenb.-Direkt.-Bezirk Cassel 1905	1 309	—	101	—	1 431	—	102	—	2 740	—
1904	899	—	82	—	1 008	—	77	—	1 907	—
Eisenb.-Direkt.-Bezirk Hannover 1905	1 986	—	153	—	2 135	—	153	—	4 121	—
1904	1 554	31	141	3	1 838	43	141	3	3 392	74
Sächs. Staatseisenbahnen:										
a) Zwickau 1905	7 330	—	564	—	7 450	—	534	—	14 810	—
b) Lugau-Oelsnitz 1905	5 709	—	439	—	5 756	—	411	—	11 465	—
c) Meuselwitz 1905	6 789	—	522	—	7 688	—	519	—	14 477	—
d) Dresden 1905	1 451	—	112	—	1 431	—	102	—	2 882	—
e) Borna 1905	1 161	—	89	—	1 245	—	89	—	2 406	—
zus. 1905	22 440	—	1 726	—	23 600	—	1 686	—	46 040	—
1904	18 638	27	1 694	2	20 310	—	1 562	—	38 948	27
Bayer. Staatseisenb. 1905	1 961	—	150	—	2 307	—	164	—	4 268	—
1904	1 865	—	168	—	2 037	—	157	—	3 902	—
Elsaß-Lothring. Eisenbahnen zum Saarbezirk 1905	7 486	92	577	7	8 581	—	614	—	16 067	92
1904	5 710	21	520	2	6 882	192	529	15	12 592	213

Für die Abfuhr von Kohlen, Koks und Briketts aus den Rheinhäfen wurden gestellt:

Großh. Badische Staats- eisenbahnen . . 1905	9 162	196	705	15	10 235	325	731	23	19 397	521
1904	6 390	—	581	—	8 477	82	652	6	14 867	82
Elsaß-Lothring. Eisenbahnen 1905	2 066	—	159	—	1 946	—	139	—	4 012	—
1904	1 954	—	153	—	2 510	—	164	—	4 464	—

Von den Zechen, Kokereien und Brikettwerken der deutschen Kohlenbezirke sind für die Abfuhr von Kohlen, Koks und Briketts im Monat Mai 1905 in 27 Arbeitstagen*) insgesamt 1 015 325 und auf den Arbeitstag durchschnittlich 37 605 Doppelwagen zu 10 t mit Kohlen, Koks und Briketts beladen und auf der Eisenbahn versandt worden, gegen insgesamt 871 836 und auf den Arbeitstag 36 327 Doppelwagen in demselben Zeitraum des Vorjahres bei 24 Arbeitstagen.*) Es wurden demnach im Mai 1905 143 489 Doppelwagen oder 16,5 pCt. mehr gestellt als im gleichen Monat des Vorjahres.

*) Zahl der Arbeitstage im Ruhrbezirk.

Marktberichte.

Essener Börse. Amtlicher Bericht vom 13. Juni 1905. Notierungen für Kohlen, Koks und Briketts ohne Änderung. Marktlage unverändert fest. Nächste Börsenversammlung Montag, den 19. Juni 1905, nachm. 3 1/2 bis 5 Uhr im „Berliner Hof“, Hotel Hartmann.

Börse zu Düsseldorf. Amtlicher Bericht vom 15. Juni 1905.

A. Kohlen und Koks:

1. Gas- und Flammkohlen:
 - a) Gaskohle für Leuchtgasbereitung 11,00—13,00 *A*
 - b) Generatorkohle 10,50—11,80 *„*
 - c) Gasflammförderkohle 9,75—10,75 *„*

2. Fettkohlen:

- a) Förderkohle 9,30—10,00 *A*
- b) beste melierte Kohle 10,50—11,50 *„*
- c) Kokskohle 9,50—10,00 *„*

3. Magere Kohle:

- a) Förderkohle 8,25—9,50 *„*
- b) melierte Kohle 9,50—10,00 *„*
- c) Nußkohle Korn II (Anthrazit) . 19,50—24,00 *„*

4. Koks:

- a) Gießereikoks 16,50—17,50 *„*
- b) Hochofenkoks 14,00—16,00 *„*
- c) Nußkoks, gebrochen 17,00—18,00 *„*

5. Briketts 10,50—13,50 *„*

B. Erze:

1. Rohspat je nach Qualität — *„*
2. Spateisenstein, gerösteter „ „ — *„*
3. Somorrostro f.o.b. Rotterdam . . . — *„*
4. Nassauischer Roteisenstein mit etwa 50 pCt. Eisen — *„*
5. Rasenerze, franko — *„*

C. Roheisen:

1. Spiegeleisen Ia. 10—12 pCt. Mangan 67 *„*
2. Weißstrahliges Qual.-Puddelroheisen:
 - a) Rhein.-westf. Marken 56 *„*
 - b) Siegerländer Marken 56 *„*
3. Stahleisen 58 *„*

4. Englischs Bessemereisen, cif. Rotterdam	—	<i>M</i>
5. Spanisches Bessemereisen, Marke Mudela, cif. Rotterdam	—	„
6. Deutsches Bessemereisen	68	„
7. Thomaseisen frei Verbrauchsstelle 58,90—59,20	—	„
8. Puddeleisen, Luxemburger Qualität ab Luxemburg	46,40—47,20	„
9. Engl. Roheisen Nr. III ab Ruhrort	—	„
10. Luxemburger Gießereiseisen Nr. III ab Luxemburg	54,00	„
11. Deutsches Gießereiseisen Nr. I	67,50	„
12. „ „ „ II	—	„
13. „ „ „ III	65,50	„
14. „ Hämatit	68,50	„
15. Span. Hämatit, Marke Mudela, ab Ruhrort	—	„

D. Stabeisen:

1. Gewöhnliches Stabeisen Flußeisen	—	„
2. Schweißisen	—	„

E. Bleche:

1. Gewöhl. Bleche aus Flußeisen	120—125	„
2. Gewöhl. Bleche aus Schweißisen	—	„
3. Kesselbleche aus Flußeisen	130—135	„
4. Kesselbleche aus Schweißisen	—	„
5. Feinbleche	120—125	„

Notierungen für Draht fehlen.

Kohlen- und Eisenmarkt lebhaft bei flottem Abruf. Nächste Börse für Produkte und Wertpapiere am 6. Juli.

λ **Deutscher Eisenmarkt.** Die Geschäftslage auf dem deutschen Eisenmarkt blieb in den letzten Wochen im allgemeinen gut. Durchweg ist die Beschäftigung recht zufriedenstellend und auch für die Zukunft gesichert, wenngleich noch nicht alle Betriebe bis zur äußersten Leistungsfähigkeit in Anspruch genommen sind. Daß mit der vorrückenden Jahreszeit der Eingang von neuen Aufträgen wie von Spezifikationen auf die früheren sich etwas verlangsamt, war nicht anders zu erwarten, zumal auch durch die bevorstehenden Inventuren der Geschäftsverkehr etwas stiller zu werden pflegt. Einstweilen ist indessen vielfach, namentlich bei den Stahlwerken, der Andrang noch sehr stark, sodaß die normalen Lieferfristen selten innegehalten werden können. Im Osten kennzeichnet den Markt nicht derselbe Grad von Regsamkeit in allen Zweigen. Als nachteilig verspürt man fortgesetzt das Nichtzustandekommen der Gruppe B des deutschen Stahlwerksverbandes. Während im Westen für Halbzeug und Stabeisen die Berichte am günstigsten lauten, verzeichnen in Schlesien Träger und Bleche die besten Marktverhältnisse, und in Stabeisen vermißt man jeglichen Impuls. Die Preise kommen nicht vom Flecke, da man dauernd mit dem westfälischen Wettbewerb zu rechnen hat und auch Saareisen immer mehr in das mitteldeutsche und norddeutsche Absatzgebiet eindringt. Im übrigen haben sich die Preise im Westen fest behauptet, bei den reinen Walzwerken wäre aber im allgemeinen noch Raum für eine weitere Aufbesserung. Das Ausfuhrgeschäft entwickelt sich langsam zu größerem Umfang, tritt aber bei der guten Inlandbeschäftigung in seiner Bedeutung mehr als früher zurück. Die Lage war bei den unklaren und zum Teil künstlichen Verhältnissen auf dem amerikanischen und dem englischen Markte nicht immer deutlich zu übersehen.

In Oberschlesien beziehen sich, wie bereits angedeutet, die Fortschritte im wesentlichen auf Träger und Bleche. Träger sind in Preis- und Absatzverhältnissen entschieden günstiger gestellt als vordem und Grobbleche gehen jetzt andauernd flott bei der regen Beschäftigung in den verbrauchenden Betrieben. Auch Feinbleche haben einen besseren Markt. In Handelseisen ist dagegen der Absatz noch nicht in dem gewünschten Maße gestiegen. Preisaufschläge können, zumal angesichts des bereits erwähnten Wettbewerbs Rheinland-Westfalens, noch nicht in Frage kommen; erst mit der allmählichen Verteuerung des Rohmaterials dürfte die Grundlage für eine Aufbesserung geschaffen werden. In Roheisen ist starker Verbrauch, sodaß die Hütten ihre Erzeugung gesteigert haben. Desgleichen geht Halbzeug flott.

Betreffs des rheinisch-westfälischen Marktes folgen hier noch einige besondere Mitteilungen. In Eisenerzen hat die Besserung angehalten. Siegerländer Erze haben weit stärkeren Absatz, seitdem die Verbraucher mehr und mehr von dem Bezug ausländischer Erze abgekommen sind, und die Lagervorräte sind bis auf den letzten Rest geschwunden. Trotzdem hat sich der Eisenstein-Verein Mitte Mai mit einem Preisaufschlag von 50 Pfg. begnügt, sodaß die Roheisenproduzenten noch nicht genötigt sind, über die bisherigen Grenzen hinauszugehen. Roteisenstein war im Nassauischen gleichfalls lebhafter begehrt, vielleicht in Zusammenhang mit der Preiserhöhung im Siegerlande. Der Roheisenmarkt liegt fortgesetzt günstig und für den Sommer ist eine Abschwächung kaum zu befürchten. In allen Sorten hat die Inlandnachfrage wesentlich zugenommen und der Versand hat in den letzten Wochen ganz ungewöhnlich hohe Ziffern erreicht. Immerhin hat man im Siegerlande noch nicht zu einer vollen Aufhebung der Betriebseinschränkungen übergehen können. Eine flottere Entwicklung des Ausfuhrgeschäftes würde den Zeitpunkt hierfür jedenfalls näher rücken; dazu bedarf es aber zunächst einmal einer Klärung der Marktverhältnisse in Amerika und England. Die Preise sind fest geblieben. In Halbzeug hält eine sehr dringende Nachfrage an und die nächsten Monate werden voraussichtlich auch eine Zeit größter Regsamkeit sein. Die Preise sind auch hier unverändert belassen worden. Alt-eisen ging in den letzten Wochen recht schleppend. Die Verbraucher zeigen sich sehr zurückhaltend, nachdem der Bedarf für das laufende Jahr im wesentlichen gedeckt ist; auch werden die früheren Preise nicht mehr durchgesetzt. Gegen das erste Vierteljahr ist ein Rückgang der Schrottpreise um 4 bis 5 *M* zu verzeichnen. In Stabeisen sind die Werke sehr in Anspruch genommen, doch läßt sich ein wesentlicher Nutzen nicht erzielen, solange der Markt durch die früheren Abschlüsse, in denen gewaltige Mengen zu sehr niedrigen Preisen getätigt wurden, festgelegt bleibt. Neue Bestellungen zu den heutigen Marktpreisen gehen bisher nur schleppend ein. Schweißstabeisen ist regelmäßiger begehrt als Flußeisen und die erhöhten Preise werden ohne Schwierigkeiten durchgesetzt. Die Bändeisenwerke sind noch immer flott beschäftigt, zum Teil auch durch gute Ausfuhraufträge. Träger behaupten sich in Preis- und Absatzverhältnissen unverändert gut. Grobbleche und Feinbleche blieben Gegenstand flotten Begehrs und die Werke haben vielfach Mühe, dem vollen Andrang zu entsprechen. Neue Aufträge kommen allerdings allmählich langsamer hinzu, da bis zum letzten

Vierteljahr der Bedarf im wesentlichen gedeckt ist. In Walzdraht und gezogenen Drähten blieben Dank der flotten Nachfrage die Marktverhältnisse befriedigend, obwohl die Entscheidung in der Verbandsfrage immer noch aussteht. Drahtstifte sind dagegen seit einiger Zeit etwas vernachlässigt. In Gas- und Siederöhren entspricht die Entwicklung nicht ganz den Erwartungen. Die Nachfrage ist vielfach unbedeutend. In Gußröhren scheinen die Aussichten günstiger. Die Eisengießereien und Maschinenfabriken sind im ganzen befriedigend beschäftigt.

Wir stellen im folgenden die Notierungen der letzten drei Monate gegenüber:

	1. April M	1. Mai M	1. Juni M
Spateisenstein geröstet	135	135	135
Spiegeleisen mit 10-12 pCt. Mangan	67	68	68
Puddelroheisen Nr. I, (Frachtgrundlage Siegen)	56	56	56
Gießereiroheisen Nr. I	67,50	67-68	67-68
Bessemerroheisen	68	68	68
Thomasroheisen franko	58-59	58-59	58-59
Stabeisen (Schweißroheisen)	128	128	128
„ (Flußroheisen)	110-115	112-115	112-115
Träger, Grundpr. ab Diedenhof. Bandroheisen	105	105	105
Kesselbleche von 5 mm Dicke und stärker (Mantelbleche)	123	123-125	123-125
Siegener Feinbleche aus Flußeisen	—	—	—
Kesselbleche aus Flußeisen (SM)	120-122,50	121-122,50	120-122,50
Walzdraht (Flußroheisen)	150-155	150-155	150-155
Grubenschienen	125	125	125
	105	105	105

Metallmarkt (London).

Kupfer, G.H.	65 L. 18 s. 9 d. bis 66 L. 5 s. — d.,
3 Monate	66 „ — „ „ 66 „ 5 „ — „
Zinn, Straits	137 „ 17 „ 6 „ „ 138 „ 10 „ — „
3 Monate	136 „ 12 „ 6 „ „ 137 „ 5 „ — „
Blei, weiches fremd.	13 „ — s. — „ „ 13 „ 2 „ 6 „
englisches	13 „ 5 „ — „ „ 13 „ 6 „ 3 „
Zink, G.O.B	23 „ 17 „ 6 „ „ 24 „ — „ — „
Sondermarken	24 „ 5 „ — „ „ 24 „ 7 „ — „

Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt (Börse zu Newcastle-upon-Tyne).

Kohlenmarkt.

Beste northumbrische	ton	9 s. 4 1/2 d. bis 9 s. 6 d. f.o.b.
Dampfkohle	8 „ 3 „ „	8 „ 6 „ „
Zweite Sorte	4 „ 9 „ „	5 „ 6 „ „
Kleine Dampfkohle	— „ — „ „	— „ — „ „
Durham-Gaskohle	7 „ 9 „ „	8 „ 3 „ „
Bunkerkohle, ungesiebt	— „ — „ „	— „ — „ „
Exportkoks	— „ — „ „	— „ — „ „
Hochofenkoks	— „ — „ „	— „ — „ f.a. Tees

Frachtenmarkt.

Tyne—London	3 s. — d. bis 3 s. 1 1/2 d.
—Hamburg	3 „ 3 „ „ 3 „ 4 1/2 „
—Cronstadt	3 „ 8 „ „ 3 „ 10 1/2 „
—Genua	5 „ 9 „ „ 6 „ — „

Marktnotizen über Nebenprodukte. (Auszug aus dem Daily Commercial Report, London.)

	8. Juni.						14. Juni.					
	von			bis			von			bis		
	L.	s.	d.	L.	s.	d.	L.	s.	d.	L.	s.	d.
Roh-Teer (1 Gallone)	—	—	1 1/4	—	—	1 3/8	—	—	1 1/4	—	—	1 3/8
Ammoniumsulfat (1 l. ton, Beckton terms)	12	15	—	—	—	—	12	15	—	—	—	—
Benzol 90 pCt. (1 Gallone)	—	—	9	—	—	—	—	—	9	—	—	—
50 „ („)	—	—	8 1/2	—	—	—	—	—	8 1/2	—	—	—
Toluol (1 Gallone)	—	—	8	—	—	8 1/4	—	—	8	—	—	8 1/4
Solvent-Naphtha 90 pCt. (1 Gallone)	—	—	8 1/4	—	—	8 1/2	—	—	8 1/4	—	—	8 1/2
Roh- 30 pCt. („)	—	—	3	—	—	3 1/4	—	—	3	—	—	3 1/4
Raffiniertes Naphthalin (1 l. ton)	4	10	—	8	—	—	4	10	—	8	—	—
Karbolsäure 60 pCt. (1 Gallone)	—	—	1	—	—	—	—	—	1	—	—	—
Kreosot, loko, (1 Gallone)	—	—	19 1/16	—	—	15 5/8	—	—	19 1/16	—	—	15 5/8
Anthrazen A 40 pCt. (Unit)	—	—	1 1/2	—	—	1 5/7	—	—	1 1/2	—	—	1 5/8
Pech (1 l. ton f.o.b.)	—	30	—	—	—	—	—	28	6	—	—	—

Patentbericht.

(Die fettgedruckte Ziffer bezeichnet die Patentklasse.)

Anmeldungen,

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

Vom 5. 6. 05 an.

10b. E. 9557. Verfahren zur Brikettierung von Braunkohle u. dgl. mittels innerhalb der Kohlen erzeugten Magnesiumoxychlorids (Magnesiaement). August Eckl, Tetschen a. Elbe; Vertr.: Albert Thieme, Niedersedlitz i. S. 21. 10. 03.

12k. H. 32554. Pumpe zum gleichzeitigen Fördern und Rühren von Kalkmilch für Ammoniakdestillationsapparate. Gustav Hartmann, Kreuznach. 7. 3. 04.

18a. Sch. 20737. Verfahren zur Herstellung von Briketts aus eisenhaltigen Abfallstoffen, mulmigen Erzen usw. mit Hochofenschlacke als Bindemittel; Zus. z. Pat. 138312. Hugo Schulte-Steinberg, Düren b. Stockum, Kr. Bochum. 13. 8. 03.

35c. St. 9337. Elastische Sicherheitskupplung für elektrisch betriebene Förderhaspeln u. dgl. Emil Stölzel, Oelsnitz, Erzgeb. 30. 1. 05.

40a. F. 17865. Verfahren zum Auslaugen von kupferhaltigen Erzen und Hüttenerzeugnissen mittels Eisenchlorür- oder Ferrosulfatlösung unter gleichzeitiger Einführung von Luft in den Laugungsbehälter. Dr. O. Frölich, Berlin, Fasanenstraße 48. 7. 8. 03.

81c. Sch. 23083. Wagenkippvorrichtung mit aufziehbarer, eine Kippbühne tragender Plattform. Gebr. Scholten, Duisburg a. Rh. 19. 12. 04.

Vom 8. 6. 05 an.

14 g. Sch. 20 932. Sicherheitsvorrichtung für Fördermaschinen. Anton Schimitzek, Fohnsdorf, Steiern.; Vertr.: C. Fehlert, G. Loubier, Fr. Harmsen u. A. Büttner, Pat.-Anwälte, Berlin NW. 7. 26. 9. 03.

20 a. B. 38 070. Durch das Wagengewicht einrückbare Seilklemme für maschinelle Seilförderungen. Adolf Bleichert & Co., Leipzig-Gohlis. 13. 9. 04.

26 d. C. 13 013. Tropfapparat für Gaswascher. Heinrich Claas, Artern, Prov. Sachsen. 15. 9. 04.

40 a. M. 25 249. Verfahren zur Abscheidung des Schwefels aus Schwefelmetallen unter gleichzeitiger Gewinnung von Metallhydroxyden. Miranda Malzac, Paris; Vertr.: F. C. Glaser, L. Glaser, O. Hering u. E. Peitz, Pat.-Anwälte, Berlin SW. 68. 2. 4. 04.

Für diese Anmeldung ist bei der Prüfung gemäß dem Unionsvertrage vom 14. 12. 00 die Priorität auf Grund der Anmeldung in Frankreich vom 6. 5. 03 anerkannt.

61 a. S. 20 170. Behälter mit Aetzkalistanzen zum Reinigen ausgeteilter Luft von Kohlensäure bei Atmungsanordnungen. Sauerstoff Fabrik, Berlin, G. m. b. H., Berlin. 21. 10. 04.

81 e. W. 21 970. Schütttrinne für Erze u. dgl. Otto Witt, Kaafjord, Norw.; Vertr.: C. Fehlert, G. Loubier, Fr. Harmsen u. A. Büttner, Pat.-Anwälte, Berlin NW. 7. 8. 3. 04.

Gebrauchsmuster-Eintragungen.

Bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 5. Juni 05.

4 a. 251 731. Kombinierte Füll- und Aufhänge-Vorrichtung an Grubenlampen. Edward Grube, Alt-Rahlstedt. 17. 2. 05.

5 a. 251 875. Tiefbohrschwengelkopf mit austauschbaren seitlichen Kettenrollen und mittlerer Seilrolle. Paul Stein, Wietze. 2. 5. 05.

10 e. 252 051. Stechvorrichtung für Torf- oder Kalkstechmaschinen, mit Einrichtung zum Heben und Abschneiden der Torfsäule. Julius Sauer, Zamorze b. Pinne. 7. 4. 05.

12 e. 252 170. Filter zum Reinigen von Gasen u. dgl., bei welchem Scheiben aus Drahtgeflecht verschiedener Maschenweiten übereinander angeordnet sind. Fa. G. A. Schultze, Charlottenburg. 17. 4. 05.

20 a. 252 199. Vorrichtung zum Hochhalten des Zugseils bei Streckenförderungen, dadurch gekennzeichnet, daß zwei Tragrollen, deren Flanschen sich überdecken, mit ihren Achsen an einer Schwinde befestigt sind, um beim Anfahren durch den Seilgreifer ausweichen zu können. Peter Jorissen, Düsseldorf-Grafenberg. 29. 4. 05.

26 d. 251 713. Holzhorde für Kühlapparate u. dgl. mit Rillen in den einzelnen Schienen. Gottfried Zschocke, Kaiserslautern. 19. 10. 03.

47 f. 251 571. Vorrichtung zur Befestigung von Schläuchen an ihren Armaturen, derart, daß an der Armatur ein Teil angeordnet ist, der kein zur Achse des Schlauches konzentrischer Umdrehungskörper ist. Georg Albrecht Meyer, Herne i. W., Zeche Shamrock. 1. 4. 05.

47 g. 251 911. Ventil für heiße Gase, bei welchem der innen liegende Zylinder und Ventilsitz gegen Verbrennen durch Kühlung geschützt wird. Berlin-Anhaltische Maschinenbau Akt.-Ges., Dessau. 30. 3. 05.

50 e. 251 881. Trommelmühle mit Vor- und Nachmahlraum, bei welcher die Trennung von Gries und Feinprodukt in einem besonderen Sieber erfolgt, während die Feinmahlung in derselben Trommel vorgenommen wird. Hans Reimer, Charlottenburg, Uhlendstr. 194a. 5. 8. 04.

50 e. 252 096. Pendelmühle, bei welcher die unteren Pendellager mit ihren Traversen durch um Schneiden drehende Bufferfedern verbunden sind. Emil Barthelmeß, Neuß a. Rh. 28. 4. 05.

59 a. 251 840. Kolbenpumpe mit im Kolben angeordneten Ventilen und dichtenden Längstreifen in der den Saugraum vom Druckraum trennenden Kolbenwand. Christian Friedrich Holder, Metzgingen. 11. 4. 05.

59 a. 251 874. Die Zuführung des Kraftmittels zur Antriebsmaschine beeinflussender, vom Druck der Förderflüssigkeit betätigter Kolben als Sicherheits- oder Reguliervorrichtung an Pumpen. Georg Müller, München, Landsbergerstr. 14. 2. 5. 05.

61 a. 251 956. Schrank zur Aufbewahrung von Sauerstoff-

apparaten, der eine feste Lagerung für den einen Teil des Apparates und eine ausschwenkbare Lagerung für den anderen Teil des Apparates besitzt. Sauerstoff-Fabrik Berlin, G. m. b. H., Berlin. 20. 4. 05.

80 a. 251 871. Zählwerk für von einer Brikettpresse gelieferte Briketts mit einem am Brikettstrang die Meßdrehung aufnehmenden Laufrade. Emil Voitel, Kleinsaubernitz bei Guttau i. S. 1. 5. 05.

Deutsche Patente.

10 c. 161 169, vom 26. Juli 1904. H. Leymann und H. Poppe in Bremen. *Schwimmende Moorstechvorrichtung, bei welcher die Stecher mit einer offenen Seite in den Trog eines Becherwerks entleeren.*

Der gewöhnliche Eimerbagger läßt sich zum Baggern von Moor nicht verwenden, denn die Eimer lockern das Moor auf und dieses bildet schließlich mit dem Wasser eine dicke, breiige Masse, in welcher der Bagger sich nicht mehr bewegen läßt. Letzteren Uebelstand zeigen auch die bekannten schwimmenden Moorstechvorrichtungen, bei welchen die Stecher mit einer offenen Seite in den Trog eines Becherwerks entleeren. Die Erfindung besteht darin, daß zwischen Torfstechern und Becherwerkstrog eine nach unten ragende, in der Höhe verstellbare Schutzwand angebracht ist, welche das Vermischen des beim Stechen losgebröckelten Moores mit dem freien Wasser verbindet.

20 a. 161 121, vom 15. Juni 1904. M. vom Hoff in Benrath. *Seilklemme, bei der das Wagengewicht zum Festklemmen benutzt wird, für Seilhängebahnen.* Zusatz zum Patente 155 635. Längste Dauer: 8. Dez. 1918.

Der Druckhebel, der bei der Anordnung nach dem Hauptpatent auf die bewegliche Klemmbacke wirkt, ist gemäß der Erfindung selbst als Klemmbacke ausgebildet.

23 b. 160 717, vom 22. Jan. 1904. Dr. Christian Deichler in Charlottenburg und Dr. Rudolf Lesser in Berlin. *Verfahren zur Entfernung sowohl der schwefelhaltigen wie der schwefelfreien Verunreinigungen aus Erdöl.*

Das Verfahren besteht im wesentlichen darin, daß das Erdöl (nach eventueller vorheriger Entwässerung) oder seine einzelnen Fraktionen während der Destillation der Einwirkung von metallischem Natrium ausgesetzt wird. Das Verfahren kann besonders vorteilhaft derart ausgeführt werden, daß man das Natriummetall zusammen mit dem zu reinigenden Rohprodukt in ein Destillationsgefäß einbringt und das Oel abdestilliert. Dabei empfiehlt es sich, um eine möglichst innige Berührung des Metalls mit dem Oel herbeizuführen, einige Zeit am Rückflußkühler zu erhitzen bezw. Oel und Metall durch Rühren innig zu mischen. Man kann aber auch das Rohöl bezw. seine Fraktionen allein erhitzen und ihre Dämpfe über oder durch metallisches Natrium leiten.

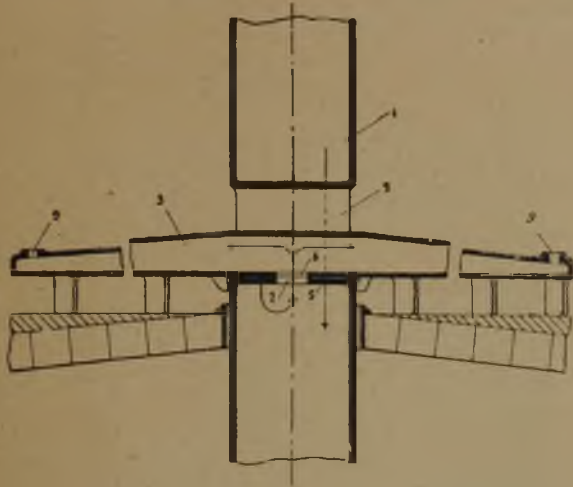
24 h. 161 214, vom 23. April 1904. Carl Wilhelm Bildt in Stockholm. *Beschickungsvorrichtung für Gaserzeuger, Hochöfen u. dgl. mit unterhalb des Beschickungstrichters umlaufender Verteilungsscheibe.*

Nach der Erfindung sind auf der Verteilungsscheibe in die Trichteröffnung vorspringende Stäbe oder Stangen angebracht, durch welche das Gut aufgelockert wird, so daß es auf die Scheibe hinunterfällt und über den Umkreis der Scheibe dem Erzeuger zugeführt wird.

40 a. 161 200, vom 17. Februar 1903. E. Wilhelm Kauffmann in Kalk b. Köln. *Rührwerk für Röstöfen, Glühöfen u. dgl. mit hohler, von einem Kühlmittel durchflossener Rührwelle.*

Das Wesen der Erfindung besteht darin, daß die in einem Ofenraume arbeitenden beiden Rührarme 3 aus einem einheitlichen Hohlkörper bestehen, welcher durch einen die hohle und von innen gekühlte Rührwelle 1 durchdringenden Kanal 2 gesteckt ist, so daß er in Arbeitsstellung mit dem mittleren Teil seiner Unterfläche auf der ganzen Fläche des Kanalbodens 5 aufruhrt und auch zu beiden Seiten die Wandung der Welle berührt. Hierdurch wird eine große Flächenberührung und deshalb eine sichere Ableitung der Wärme erzielt. Durch Au-

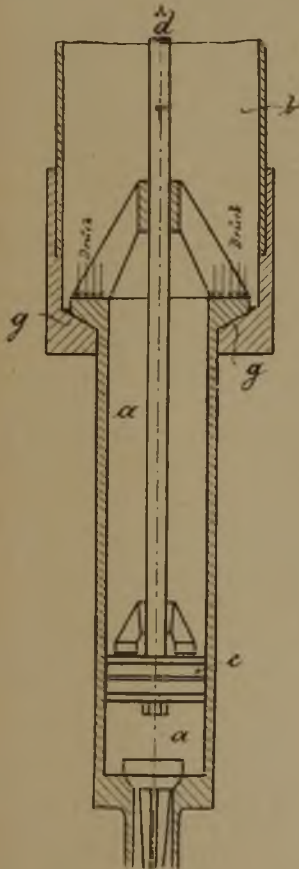
ordnung von Durchbrechungen 7 und 8 in den aufeinander ruhenden Flächen der Arme und der Welle hat man es bei dieser Einrichtung in der Hand, das Kühlmittel in bekannter



Weise auch durch die Rührarme zur unmittelbaren Kühlung derselben streichen und zur Beeinflussung des Röstprozesses durch Öffnungen 9 in den Ofenraum eintreten zu lassen

59a. 161 107, vom 1. Dezember 1904. Georg Eisenhardt in Nürnberg. *Befestigung von Pumpenzylindern bei Bohrlochpumpen o. dgl.*

Der Pumpenzylinder a, in dem der Kolben c mittels des Gestänges d auf- und abbewegt wird, ist mit einem flanschförmigen Ringansatz in das Steigrohr b eingehängt. Infolge-



dessen ruht die Flüssigkeitssäule auf dieser Ringfläche und drückt den Zylinder a fest auf seine Sitzfläche g, ohne daß andere Kräfte imstande sind, den Zylinder nach oben zu drücken. Der Pumpenzylinder kann durch das Steigrohr ein- und aus-

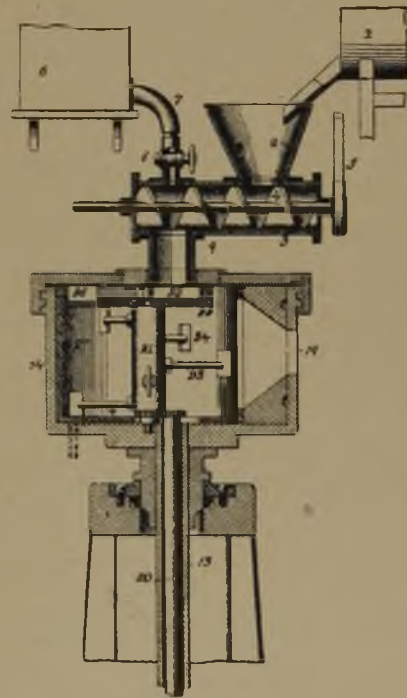
gebaut werden, ohne daß ein Lösen oder Schließen besonderer Schrauben- oder Keilbefestigung erforderlich ist.

Patente der Ver. Staaten Amerikas.

775 414, vom 22. November 1904. John Joseph Berrigan in East Orange, New Jersey. *Vorrichtung zur Gewinnung wertvoller Metalle aus Erzen.*

Die Vorrichtung besteht aus mehreren, hintereinander angeordneten Zentrifugen, in denen das Erz der Einwirkung einer Cyanidlösung ausgesetzt wird. Die Zentrifugen bestehen aus einer durch eine hohle Welle 13 in Drehung zu versetzenden Trommel 14, deren Schleuderraum 27 exzentrisch liegt, sowie eine nach dem äußeren Umfange der Trommel zu an Höhe abnehmende Austrittsöffnung 19 und unterhalb des Einlaufrohres 9 eine Zuführungskammer 22 mit einer der Öffnung 19 radial gegenüberliegenden Austrittsöffnung 26 besitzt. In dem Boden des Schleuderraumes 27 einerseits und in der Zuführungskammer 22 andererseits ist eine Welle 21 mit radialen, Schaufeln 24 tragenden Armen 23 angeordnet. Die Arme 23 haben eine solche Länge, daß die Schaufeln 24 sich bei der Drehung der Welle 21 unmittelbar an den Wänden des Schleuderraumes entlang bewegen. Auf dem in den Raum 22 hineinragenden Zapfen der Welle 21 sind radiale Schaufeln 25 angeordnet. Die Welle 21 wird vermittels eines Stirnräderpaares durch eine in der hohlen Welle 13 gelagerte Welle 20 in Drehung versetzt und zwar wird ihr eine größere Geschwindigkeit erteilt als der Trommel 14.

Die zerkleinerten Erze gelangen aus einem Behälter 1 durch einen Trichter 2 in ein Rohr 3, in welchem eine Schnecke 4 angeordnet ist, die durch einen Riemenantrieb 5 in Drehung



versetzt wird. Die Schnecke befördert das Erz von dem Trichter 2 zu einem Rohr g, welches in die Schleudertrommel einmündet. Oberhalb der Stelle, an der das Rohr 9 aus dem Rohr 3 austritt, mündet ein mit einem Hahn 8 versehenes Rohr 7 in das Rohr 3. Durch dieses Rohr wird die Cyanidlösung aus dem Behälter 6 in das Rohr 3 eingeführt und vermischt sich in diesem mit dem Erz. Die Mischung von Erz und Cyanidlösung strömt in die Zuführungskammer 22 und wird durch die Arme 25 durch die Öffnung 26 hinaus und gegen die Wandung des Schleuderraumes 27 geworfen. Infolge der Drehung der Trommel bildet sich in dem Schleuderraum, an dessen Wandung ein Flüssigkeitsring, den die Erzteilchen, auf welche eine größere Fliehkraftwirkung ausgeübt wird, durchdringen müssen. Hierdurch wird eine innige Mischung der Erzteilchen und der Lösung erzielt. Die infolge der Fliehkraftwirkung an der Trommel-

wandung befindlichen Erzteilen werden von den Schaufeln 24 erfaßt und mit einem Teil der Lösung durch die Öffnung 19 aus der Trommel heraus in einen die Trommel umgebenden Ringraum geschleudert. Aus diesem gelangt die Mischung in die nächste Zentrifuge, in der sie in derselben Weise weiterbehandelt wird. Hat die Mischung sämtliche Zentrifugen durchlaufen, so sind die wertvollen Metalle bis auf den letzten Rest von der Cyanidlösung aufgelöst und können aus dieser in der bekannten Weise gewonnen werden. Die zu dem Prozeß erforderliche Luft tritt durch den Trichter 2 und die Rohre 3 und g in die Zentrifugen.

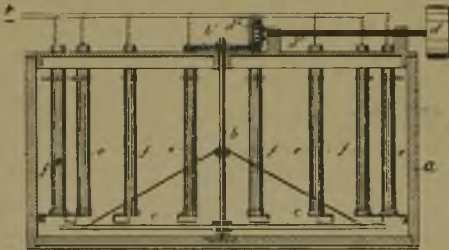
775 548, vom 22. November 1904. Paul Weiler in Wien und Arthur Weiler in Triest. *Verfahren zur Gewinnung von Kupfer und ähnlichen Metallen aus ihren Erzen.*

Alle Metalle, welche durch Schwefelwasserstoff aus einer sauren Lösung ausgefällt werden können, sollen gemäß der Erfindung ohne vorheriges Rösten auf folgende Weise unmittelbar aus ihren Erzen gewonnen werden.

Die Erze werden zerkleinert, so weit wie möglich von der Gangart getrennt und alsdann mit Eisenfeilspähnen und Salpeter gemischt. Die Menge dieser Stoffe richtet sich nach der Art und Zusammensetzung des Erzes. Im allgemeinen werden dieselben im Verhältnis 1:1 genommen, jedoch wird eine größere Menge Eisenfeilspähne erforderlich, wenn das zu behandelnde Erz brennbare Stoffe, wie Eisensulfid o. dgl. enthält. Die Mischung, d. h. das Erz mit den Eisenfeilspähnen und dem Salpeter wird in einen kleinen Ofen gebracht und entzündet. Das Metall wird reduziert und geschmolzen und sammelt sich infolge seines spezifischen Gewichtes auf dem Boden des Ofens, von wo es entfernt werden kann.

775 597, vom 22. Nov. 1904. Henry R. Cassel in London. *Verfahren zur Gewinnung von Gold aus Erzen.*

In einem Gefäß a mit einem Rührwerk b, c, welches mittels einer Riemscheibe d, einer Welle d¹ und eines Kegelhäderpaars d² b¹ in Drehung versetzt wird, sind am Umfange in einiger Entfernung von einander Kohlenstäbe oder Kohlenplatten e f verteilt, welche abwechselnd mit dem positiven und negativen Pol einer Stromquelle verbunden werden. Das Erz,



aus welchem das Gold gewonnen werden soll, wird pulverisiert, mit einem Elektrolyt z. B. mit einer Lösung von Cyanid und Brom mit oder ohne Zusatz eines Chlorides zu einem Brei gemischt und in das Gefäß a gefüllt. Als dann wird das Rührwerk in Tätigkeit gesetzt und der elektrische Strom eingeschaltet. Durch letzteren wird die Wirksamkeit der sauren Lösung bedeutend erhöht, so daß das in dem Brei enthaltene Gold sehr bald aufgelöst wird.

776 145, vom 29. Nov. 1904. Charles Vincent Potter in Balaclava, Victoria (Australien). *Verfahren zur Gewinnung der Metalle aus Schwefelerzen.*

Schwefelerze werden gemäß der Erfindung in fein verteiltem Zustande unter fortwährendem Umrühren und Erhitzen mit einer 2½prozentigen Schwefelsäure behandelt. Die sich auf der Oberfläche der Mischung sammelnde schwammige Masse, welche alle in dem Erz enthaltenen Metalle mit Ausnahme von Gold enthält, wird mit pulverisiertem Eisen, deren Menge sich nach dem Schwefelgehalt der Metalle richtet, und pulverisierter Holzkohle gemischt und die Mischung alsdann in einer Retorte o. dgl. stark erhitzt. Beim Schmelzen der Mischung scheiden sich nach kurzer Zeit Blei und Silber auf dem Boden der Retorte aus und können abgezogen werden; das Zink entweicht in Dampf form aus der Retorte und wird in einem geeigneten Gefäß

kondensiert und das in der Retorte zurückbleibende Schwefel-eisen wird zerkleinert und geröstet.

Das in dem Rückstande der Mischung enthaltene Gold und Silber wird dadurch gewonnen, daß der Rückstand mit einer Cyanidlösung o. dgl. behandelt wird.

776 523, vom 6. Dezember 1904. Fred J. Lukins in Aurora, Illinois (The American Well Works in Aurora). *Rohrfänger.*

An einem Rohr 7 ist ein Kolben 8 angeschraubt, der seinerseits einen vierkantigen, sich nach unten keilförmig verbreiternden Schaft 9 trägt. Auf den vier Seitenflächen des Schaftes 9 sind vier sektor-förmige mit schrägen Innenflächen versehene Klemmbacken 13 angeordnet, die vermittels gelenkig mit ihnen verbundenen Stangen 16, welche durch Bohrungen des Kolbens 8 geführt sind, an einem in dem Rohr 7 verschiebbaren Kolben 17 aufgehängt sind. Damit bei der zum Festklemmen erforderlichen achsialen Bewegung der Klemmbacken keine Klemmungen der Stangen in den Bohrungen des Kolbens 8 eintreten können, sind die Stangen einerseits in radialen Schlüzen 18 des Kolbens 17 verschiebbar und haben andererseits in den Bohrungen des Kolbens 8 viel Spiel. Der Kolben 17 ist mit einem Gestänge 15 verschraubt. Soll mit der Vorrichtung ein Teil der Verrohrung gefangen werden, so werden Gestänge 15 und Rohr 7 derart zu einander verschoben, daß die Klemmbacken auf dem oberen Teil des Schaftes ruhen. Als dann wird die Vorrichtung in dieser Stellung in die Verrohrung bzw. den zu fangenden Rohrteil 6 eingelassen. Ist sie an der Stelle angelangt, an der sie an die Verrohrung festgeklemmt werden soll, so wird das Gestänge 16 mit den Klemmbacken festgehalten und das Rohr 7 mit dem Schaft 9 angehoben. Der letztere tritt mit seinen keilförmigen Flächen zwischen die Klemmbacken und preßt diese an die Verrohrung, die alsdann mit dem Rohrfänger zu Tage gefördert werden kann.



Bücherschau.

Zur Besprechung eingegangene Bücher:

(Die Redaktion behält sich eine eingehende Besprechung geeigneter Werke vor.)

Bechstein, Otto: Instrumente zur Messung der Temperatur für technische Zwecke. Mit 61 Abbildungen. Sonderabdruck aus der „Deutschen Techniker-Zeitung“. Hannover, 1905. Verlag von Gebrüder Jänecke. 1,80 M.

Der Steinkohlenbergbau des preußischen Staates in der Umgebung von Saarbrücken. I. Teil. Das Saarbrücker Steinkohlengebirge. Von A. Prietze, Geh. Bergrat in Saarbrücken, Dr. Leppla, Kgl. Landesgologen in Berlin, R. Müller, Rewid, Markscheider in Saarbrücken und M. Hohensee, Gasinspektor in Saarbrücken; II. Teil: Geschichtliche Entwicklung des Steinkohlenbergbaues im Saargebiete. Von A. Haßlacher, Kgl. Geh. Bergrat in Bonn; IV. Teil: Die Absatzverhältnisse der Königlichen Saarbrücker Steinkohlengruben in den letzten 20 Jahren (1884—1903). Von R. Zörner, Bergrat; V. Teil: Die Kohlenaufbereitung und Verkokung im Saargebiet. Unter Benutzung der gleichnamigen Abhandlung von Richard Remy aus dem Jahre 1890, bearbeitet von Berginspektor Mengel-

berg zu Grube Heinitz bei Saarbrücken; VI. Teil: Die Entwicklung der Arbeiterverhältnisse auf den staatlichen Steinkohlenbergwerken vom Jahre 1816 bis zum Jahre 1903. Von E. Müller, Kgl. Berginspektor in Saarbrücken. Mit zahlreichen Textfiguren und lithographischen Tafeln. Berlin 1904, Verlagsbuchhandlung von Julius Springer. 6 Teile 15 *M.*

Die Neubauten der Königlich Sächsischen Technischen Hochschule zu Dresden. Teil A: Baubeschreibung (Auszug aus der deutschen Bauzeitung). Teil B: Innere Einrichtung (Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure). Anhang: Versuchsanstalt in Übigau (Zentralblatt der Bauverwaltung). Dresden, 1905.

Eisenmenger, Dr. med. Rudolf: Ein neues Wiederbelebungsverfahren. Zu beziehen von Herm. Straube, Dresden-N., Hauptstr. 38.

Kapper, Erwin: Bergbau und Eisenbahn in ihren Rechtsbeziehungen nach österreichischem Rechte mit Berücksichtigung ausländischer Gesetzgebungen. Mit Unterstützung der Gesellschaft zur Förderung Deutscher Wissenschaft, Kunst und Literatur in Böhmen. Wien, 1905. Manzsche k. u. k. Hof-Verlags- und Universitäts-Buchhandlung. 1,60 *M.*

Zeitschriftenschau.

(Eine Erklärung der hierunter vorkommenden Abkürzungen von Zeitschriften-Titeln ist, nebst Angabe des Erscheinungsortes, Namens des Herausgebers usw., in Nr. 1 des lfd. Jg. dieser Ztschr. auf S. 33 abgedruckt.)

Bergbautechnik (einschl. Aufbereitung pp.).

The mechanical engineering of collieries. Von Futers. (Forts.) Coll. G. 9. Juni. S. 918/9. 4 Textfig. Konstruktion einer kleinen elektrischen Fördermaschine. Schaltungsschema.

Maschinen-, Dampfkesselwesen, Elektrotechnik.

Die Verwertung des Abdampfes intermittierender Maschinen in Berg- und Hüttenwerken. Von Küppers. B. H. Rundsch. 5. Juni. S. 262/5. 6 Abb. Der den intermittierend arbeitenden Maschinen in sehr variablen Mengen entstömende Abdampf wird in einem Wärmeakkumulatormotor gesammelt und von hier an eine Niederdruckturbine weitergegeben.

Aufgaben und Fortschritte des deutschen Werkzeugmaschinenbaues. Von Ruppert. (Forts.) Z. D. Ing. 10. Juni. S. 945/50. 32 Abb. Über den schnellen Übergang von einer Vorschubart zur anderen.

Viertakt oder Zweitakt. Ein Beitrag zur Beantwortung dieser Frage. Von Schwehm. Gasmot. Juni. S. 35/7. Der wirtschaftliche Wirkungsgrad, der mechanische Wirkungsgrad, insbesondere die Pumpenarbeit. (Forts. f.)

Beitrag zur Frage Viertakt oder Zweitakt. Von Davin. (Schluß.) Gasmot. Juni. S. 44/9. 12 Abb. Verfasser kommt zu dem Ergebnis, daß die für die Vervollkommnung des Zweitakts angewendeten Mittel nicht verloren sind. Wenn die Vertreter des Zweitakts eine Zeit intensivster theoretischer und praktischer Entwicklung hinter sich haben, so werden sie den Zweitakt ebenso zu Ehren bringen, wie der Viertakt zu Ehren gekommen ist.

Über unsere Kraft. Von Marr. B. H. Rundsch.

5. Juni. S. 259/62. Betrachtungen über Dampfmaschinen und Gasmotoren. Verfasser gelangt zu dem Ergebnis, daß für Steinkohlenwerke mit Kokerei Koksofen-Gasmotoren und elektrischer Antrieb, für Steinkohlenwerke ohne Kokerei Dampfturbinen und elektrischer Antrieb, für Braunkohlenwerke mit Brikettfabrikation Auspuffmaschinen und für Braunkohlenwerke ohne Brikettfabrikation Kondensations-Kolbenmaschinen die geeigneten Kraftmaschinen sein werden.

Die Weltausstellung in St. Louis 1904. Die Ausstellung der Société Anonyme des Établissements Delaunay Belleville. Von Frölich. Z. D. Ing. 10. Juni. S. 941/4. 1 Taf. 13 Textfig. Vierfach-Expansionsdampfmaschine von 1500 PS. Kesselanlage mit 3 Wasserröhrenkesseln mit Überhitzer.

Drehwerk zum Abdrehen und Ausschneiden von Kesselböden. Z. D. Ing. 10. Juni. S. 961/4. 12 Textfig. Konstruktion der von der Werkzeugmaschinenfabrik und Eisengießerei E. Bendel in Magdeburg gebauten Vorrichtung.

Lösch- und Ladevorrichtungen für Häfen. Von Ruppert. (Forts.) Z. f. D. u. M.-Betr. 7. Juni. S. 222/6. 9. Abb. Beschreibung einer Anzahl Krane.

Zusammenhang zwischen Kohlensäuregehalt und Abgangstemperatur der Kesselgase. Von Dosch. Dingl. P. J. 4. Juni. S. 348/51. (Schluß f.)

Unfall an einem Dampfkessel durch Erdgase. Z. f. D. u. M.-Betr. S. 229/30. Bericht.

Vorwärmung durch Abgase. Von Koch. (Schluß.) Z. f. D. u. M.-Betr. 7. Juni. S. 226/8. 6 Abb. Beschreibung der mechanisch bewegten Rußschaber und der Konstruktions-Einzelheiten. Tabellarische Zusammenstellung der Ersparnisse in Prozenten bei verschiedenen Zu- und Abflußtemperaturen und einem Dampfdruck von 10 Atm.

Über elektrische Zentralen in den Vereinigten Staaten. J. Gas-Bel. 3. Juni. S. 507/8. Vortrag von Prof. Feldmann aus Darmstadt über die Eindrücke, die er auf seiner Studienreise durch Amerika von den elektr. Zentralen empfangen hat.

1200 - effective - horse - power double - acting tandem gas - engine at the Liège Exhibition. Engg. 2. Juni. S. 696. 2 Abb. Beschreibung einer 1200 PSe Viertakt-Tandem Gasmaschine, erbaut von John Cockerill, Seraing, für Hochofengas. Die Maschine macht 100 Umdreh. in der Minute, der Zylinderdurchmesser ist 1000 mm.

Hüttenwesen, Chemische Technologie, Chemie, Physik.

Das thermoelektrische Pyrometer von Prof. Ch. Féry. Von Kroupa. Öst. Z. 10. Juni. S. 298/300. 3 Abb. Das Pyrometer bildet den Übergang von den elektrischen zu den optischen. Es wird nicht in den Ofen eingeführt, sondern die Hitze des Ofens wird in einem Schauloch durch Strahlung auf das in einem Fernrohr untergebrachte Thermolement übertragen.

The Detroit Iron and Steel Company's blast furnace plant. Ir. Age. 1. Juni. S. 1727/30. 7 Textfig. Einzelheiten der bei Delray, Mich., gelegenen Hochofenanlage.

Hebe- und Transportvorrichtungen für Hüttenwerke. Von Ruppert. B. H. Rundsch. 5. Juni. S. 255/8. 4 Abb. Drahtseilbahnen: das englische System,

das deutsche System und das Hubseilssystem. Beim englischen System dient das Tragseil für die Last zugleich als bewegliches Zugseil zum Weiterbefördern derselben, beim deutschen System erfolgt die Fortbewegung auf einem fest verankerten Tragseil durch ein besonderes Zugseil, das Hubseilssystem hat außer Trag- und Zugseil noch ein besonderes Hubseil, um das Lastgefäß an beliebiger Stelle zur Erde lassen, dort füllen oder entleeren und wieder hochziehen zu können. Beschreibung der einzelnen Systeme.

Volkswirtschaft und Statistik.

Die Fürsorge für Arbeitslose. Von Möller. Z. D. Ing. 10. Juni. S. 951/4. Arbeiter- und Heimat-Kolonien. Notstandsarbeiten. Arbeitsnachweise. Einrichtungen der Firmen Zeiss und Lanz, der Städte Bern, Basel, Köln und Gent, der Gewerkvereine und Gewerkschaften.

Gesetzgebung und Verwaltung.

Weitere Erfahrungen über die neunstündige Schicht, mit besonderer Berücksichtigung der Verhältnisse im Ostrau-Karwiner Reviere. Von Mayer. Öst. Z. 10. Juni S. 295/8. 1 Tab. An der Hand eines einwandfreien Zahlenmaterials weist Verfasser nach, daß im Ostrau-Karwiner Revier durch Einführung der neunstündigen Schicht die Hauerleistung nicht gestiegen, sondern gesunken ist trotz des Abbaues besserer Flözmittel und einer verstärkten Belegung der Abbaue. (Schluß f.)

Verkehrswesen.

Die Weltausstellung in St. Louis 1904. Das Eisenbahnverkehrswesen. Von Gutbrod. (Forts.) Z. D. Ing. 10. Juni. S. 954/60. Die $\frac{3}{6}$ -gekuppelten Personenzuglokomotiven der Union Pacific R. R., der St. Louis and San Francisco R. R. und der Missouri Pacific R. R. (Forts. f)

Verschiedenes.

Das Berg- und Hüttenwesen in Bosnien und der Herzegowina im Jahre 1904. Öst. Z. 10. Juni. S. 300/2. Bergbauberechtigungen, Produktion, Wert der Produkte, Personal, Landesbruderlade, Abgaben, wichtige Einrichtungen, wirtschaftliche Erfolge der im Staatsbetriebe stehenden Montanwerke.

Personalien.

Der Revierbeamte des Bergreviers West-Cottbus, Bergrat Netto zu Cottbus, ist zum Bergwerksdirektor der Bergfaktorei zu St. Johann (Saar) ernannt worden.

Dem Revierbeamten des Bergreviers Ost-Cottbus, Bergmeister Richter zu Cottbus, ist die Verwaltung des Bergreviers West-Cottbus übertragen worden

Der Revierbeamte des Bergreviers Frankfurt a. O., Bergrat Neumann, ist unter Übertragung des Bergreviers Ost-Cottbus nach Cottbus und der Salineninspektor Schulte zu Schönebeck a. E. unter Beilegung des Titels Bergmeister als Bergrevierbeamter nach Frankfurt a. O. versetzt worden.

Dem Hüttendirektor Köckert zu Lerbach (Harz) ist die Stelle des Direktors der Eisenhütte Rothe-Hütte übertragen worden.

Der Hütteninspektor Brathuhn zu Malapano ist auftragsweise mit Wahrnehmung der Geschäfte des Direktors der Eisenhütte zu Lerbach (Harz) betraut worden.

Gestorben:

Am 13. Juni d. J. zu München der Kgl. Bayer. Oberregierungsrat, Oberberg- und Salinenrat a. D. Karl Kramer im 73. Lebensjahre.

Am gleichen Tage in St. Johann (Saar) der Knappschafts-direktor, Bergrat Wilhelm Münscher.

Mitteilung.

Der Verlag unserer Zeitschrift hat von den nachstehend benannten Drucksachen eine Anzahl Exemplare bezogen, die, soweit der Vorrat reicht, gegen Einsendung des unten angegebenen Betrages portofrei an unsere Abonnenten abgegeben werden:

1. Stenographischer Bericht über die Verhandlungen des Abgeordnetenhauses vom 27.—29. März, 18., 19., 22., 26., 27. und 29. Mai d. J. betreffend die Novellen zum Berggesetze (erste bis dritte Lesung) betr. Abänderung der Arbeitsbedingungen usw. und Zechen-Stillegungen usw. Preis des Berichts der ersten Lesung 0,30 *M.*, der zweiten und dritten Lesung zus. 0,40 *M.*

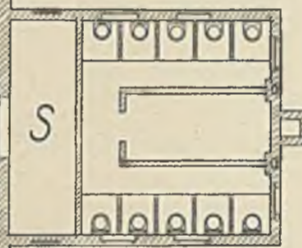
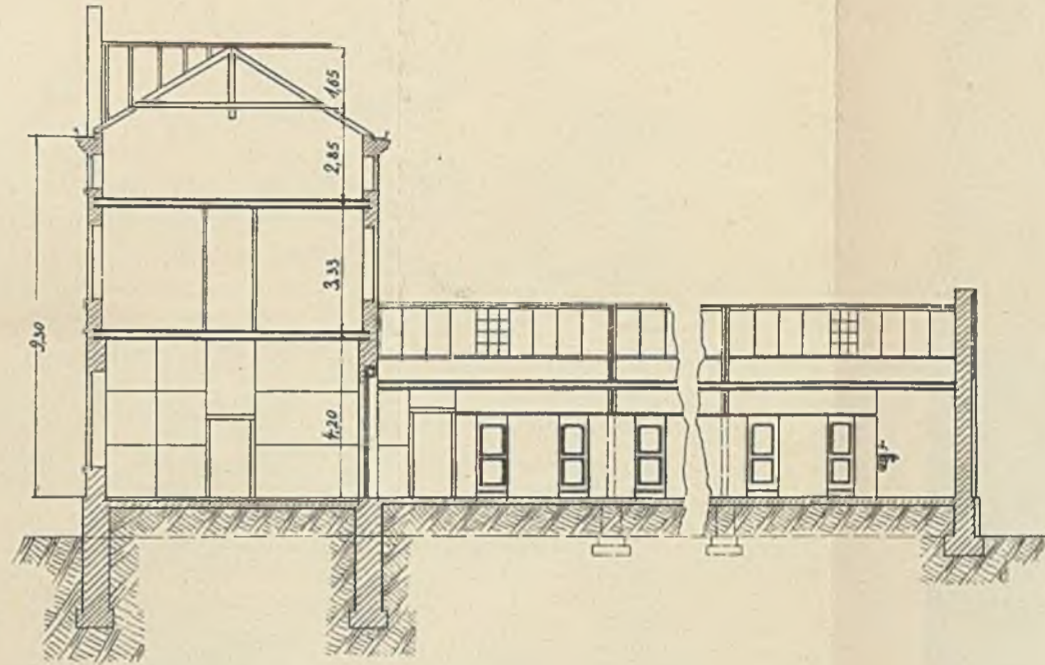
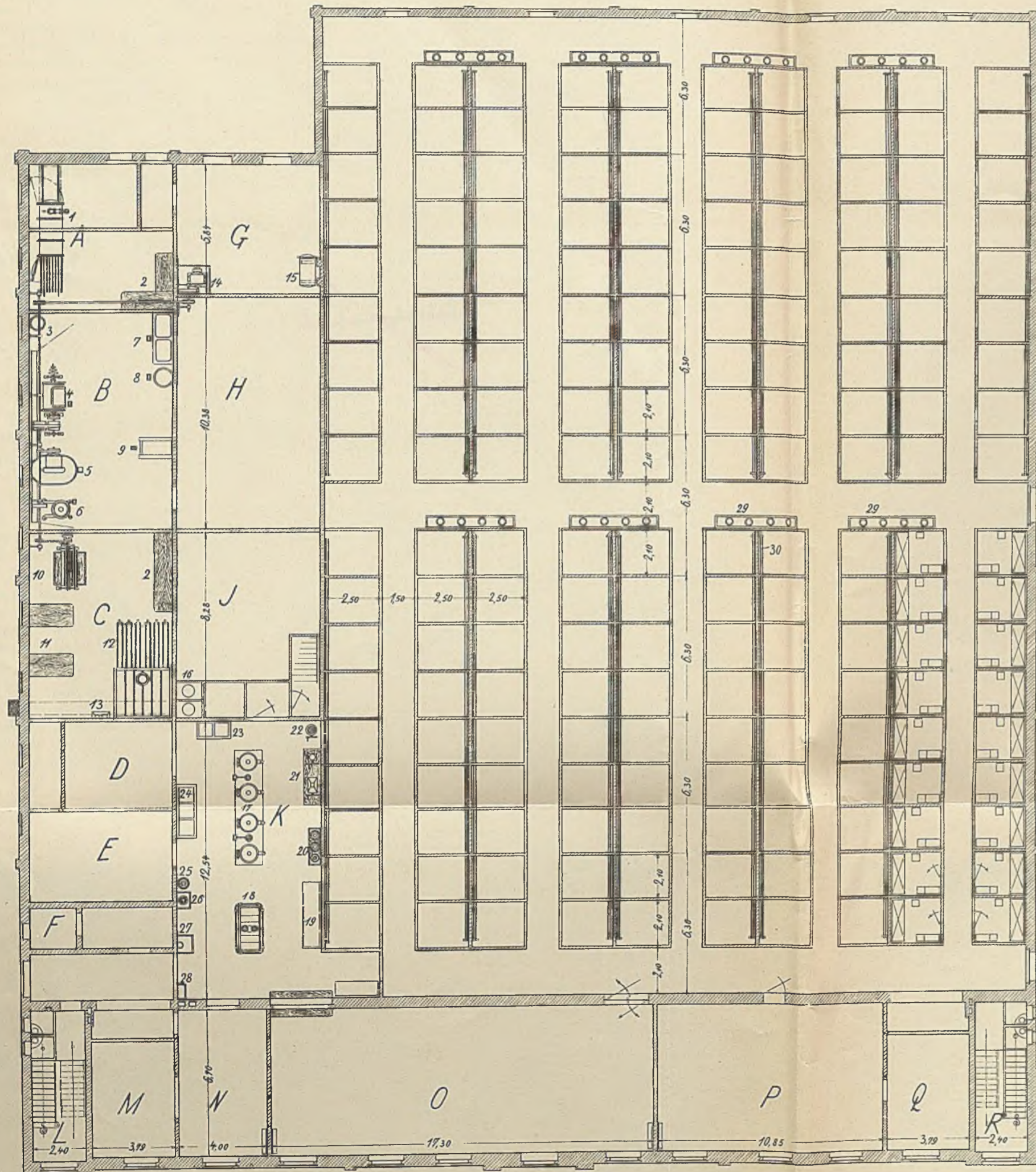
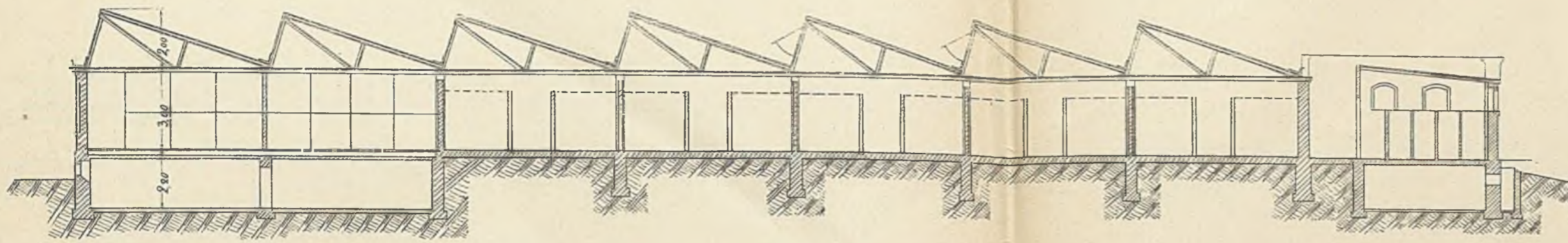
2. Bericht der 37. Kommission des Abgeordnetenhauses vom 5. Mai d. J. betr. die Abänderung einzelner Bestimmungen des Allgemeinen Berggesetzes vom 24. Juni $\frac{1865}{1892}$ (Bergarbeiter - Verhältnisse). Preis 0,40 *M.*

3. Bericht der 37. Kommission des Abgeordnetenhauses vom 23. Mai d. J. betr. Abänderung der §§ 65, 156—162, 207a des Allgemeinen Berggesetzes vom 24. Juni $\frac{1865}{1892}$ usw. (Betriebszwang). Preis 0,30 *M.*

4. Bericht der 38. Kommission des Abgeordnetenhauses über den Antrag des Abgeordneten Gamp auf Annahme eines Gesetzentwurfes, betr. die Abänderung des Allgemeinen Berggesetzes vom 24. Juni $\frac{1865}{1892}$ (Mutung Sperre) und stenographischer Bericht über die zweite und dritte Beratung des Gesetzentwurfes. Preis 0,30 *M.*

5. Stenographischer Bericht über die Verhandlungen des Herrenhauses vom 2. Juni d. J. betr. die Novellen zum Berggesetze (Allgemeine Beratung) 1. betr. Abänderung der Arbeitsbedingungen usw., 2. betr. Zechen-Stillegungen usw., 3. betr. Sperrung der Mutungen (Antrag Gamp). Preis 0,20 *M.*

Das Verzeichnis der in dieser Nummer enthaltenen größeren Anzeigen befindet sich, gruppenweise geordnet, auf den Seiten 40 und 41 des Anzeigenteiles.



Wohn- und Speiseanstalt für die Bergwerksgesellschaft Dahlbusch.

Zeichenerklärung.

- | | | |
|---|---|--|
| <p>A. Desinfektionsraum.
B. Wäscherei.
C. Trocken- und Bügelzimmer.
D. Werkstatt.
E. Bureau des Verwalters.
F. Zelle.
G. Maschinenraum.
H. Lagerraum und Wäscheabgabe.
J. Vorratsraum.
K. Küche.
L. Eingang für Beamte.
M. Aufenthaltsraum } für Beamte.
N. Speisezimmer }
O. Speisesaal für Arbeiter.
P. Lesezimmer.
Q. Verkaufsraum und Pförtnerzimmer.
R. Eingang für Arbeiter.
S. Aborte und Pissoir.</p> | <p>1. Desinfektionsapparat.
2. Tisch.
3. Laugenfass.
4. Waschmaschine.
5. Spülmaschine.
6. Zentrifuge.
7. Einweichbottich.
8. Kochfass.
9. Handwaschtrog.
10. Dampfangel.
11. Plättische.
12. Trockenapparat.
13. Bügelofen.
14. Motor.
15. Boiler.
16. Müllabwurf.</p> | <p>17. Kessel.
18. Koch- und Bratherd.
19. Wärmanrichte.
20. Kippkessel.
21. Kaffeemühle und Brodschneidemaschine.
22. Kartoffelschälmaschine.
23. Gemüseputzbecken.
24. Spülapparat.
25. Wasserkocher.
26. Aufgussmaschine.
27. Konditorcibackofen.
28. Ausguss.
29. Waschtische.
30. Dampfheizung.</p> |
|---|---|--|