

## 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 Schachanlage Zollern II der Gelsenkirchener Bergwerks-Aktien-Gesellschaft. Von Bergassessor Randebrock, Marten. Hierzu 3 Tafeln . . . . .	781	Volkswirtschaft und Statistik: Versand des Stahlwerks-Verbandes in Produkten A im Monat Mai 1905. Bergarbeiterlöhne in den Hauptbergbaubezirken Preußens im I. Vierteljahre 1905. Die Kohlenproduktion der Vereinigten Staaten im Jahre 1904. Die Petroleumindustrie Rußlands im Jahre 1904. Die Asbestproduktion des Jahres 1904	829
„Pneumatogen“, ein neues System von Atmungsapparaten. Von Prof. Dr. M. Bamberger und Dr. Friedrich Böck, Wien . . . . .	798	Verkehrswesen: Wagengestellung für die im Ruhr-, Oberschlesischen und Saar-Kohlenrevier belegenen Zechen, Kokereien und Brikettwerke. Kohlen- und Koksbelegung in den Rheinhäfen zu Ruhrort, Duisburg und Hochfeld. Amtliche Tarifveränderungen . . . . .	832
Die Elektrometallurgie im Jahre 1904. Von Dr. Franz Peters, Groß-Lichterfelde-West (Schluß.)	812	Marktberichte: Essener Börse. Vom ausländischen Eisenmarkt Metallmarkt (London). Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt. Marktnotizen über Nebenprodukte . . . . .	833
Eine neue Wohlfahrtseinrichtung der Bergwerksgesellschaften im nordfranzösischen Steinkohlenbecken . . . . .	821	Patentbericht . . . . .	835
Geschäftsbericht des Vorstandes der Sektion 2 der Knappschaftsberufsgenossenschaft für das Jahr 1904. . . . .	822	Bücherschau . . . . .	837
Die Geschäftsergebnisse der rheinisch-westfälischen Bergwerks-Aktien-Gesellschaften im Jahre 1904 . . . . .	826	Zeitschriftenschau . . . . .	839
Technik: Ein neues Speisewasser-Reinigungsverfahren	828		

Zu dieser Nummer gehören die Tafeln 18, 19 und 20.

### Die Schachanlage Zollern II der Gelsenkirchener Bergwerks-Aktien-Gesellschaft.

Von Bergassessor Randebrock, Marten.

Hierzu die Tafeln 18—20.

Die Berechtsame des Steinkohlenbergwerks Zollern wird 2100 m westlich des Schachtes Zollern I von einer Hauptverwerfung durchquert, die, obwohl noch 1300 m von der Markscheide entfernt, lange Zeit als natürliche Baugrenze galt.

Man hatte sie in einem der Girondeller Flöze angefahren und stand im Liegenden der Verwerfungskluft. Jenseits der Kluft durften also höhere Flözpartien vermutet werden. Bei der Ausrichtung der Verwerfung fand man nach Durchörterung einer 70 m breiten Störungszone in regelmäßiger Ablagerung eine Anzahl von Flözen, die mit denen der mittleren Fettkohlenpartie identifiziert werden konnten und für den Verwurf eine Seigerhöhe von 400 m ergaben.

Es war zweifelhaft, ob dieser Feldesteil von Zollern I aus in Bau zu nehmen sei oder einer selbständigen Förderanlage bedürfe. In jedem Fall verlangte die Bergbehörde einen Wetterschacht. Man entschied sich daher zunächst für das Abteufen eines Wetterschachtes

und sicherte sich volle Bewegungsfreiheit durch den Ankauf eines in unmittelbarer Nähe des Bahnhofs Merklinde und mitten im Westfelde von Zollern gelegenen Bauerngutes von 52 ha Größe.

Der erste Spatenstich erfolgte im August 1898. Während des Abteufens wurde die querschlägige Ausrichtung von Zollern I aus betrieben. Man gelangte jedoch noch vor Beendigung des Abteufens zu der Überzeugung, daß die Grundlage für eine große Förderanlage nachgewiesen sei. Die Herstellung einer solchen wurde demnach beschlossen und ihr der Name Zollern II gegeben.

Die Lagerungsverhältnisse (s. Fig. 1 und 2) müssen als durchaus günstig bezeichnet werden. Zwischen der Hauptfördersohle bei 280 m und der Wettersohle bei 160 m Teufe stehen zurzeit von Sonnenschein aufwärts 11 Flöze in Bau. Weitere Aufschlüsse sind zu erwarten.

Die Flöze hat man nach Möglichkeit gruppenweise zusammengefaßt, um sie von Hauptförderstrecken aus durch Querschläge und Seigeraufbrüche planmäßig in

Bauabteilungen zu zerlegen und zum Abbau vorzurichten. Der Abbau erfolgt nur mit vollständigem Bergeversatz

durch Streb- oder Stoßbau. Das Spülversatzverfahren soll demnächst eingeführt werden.

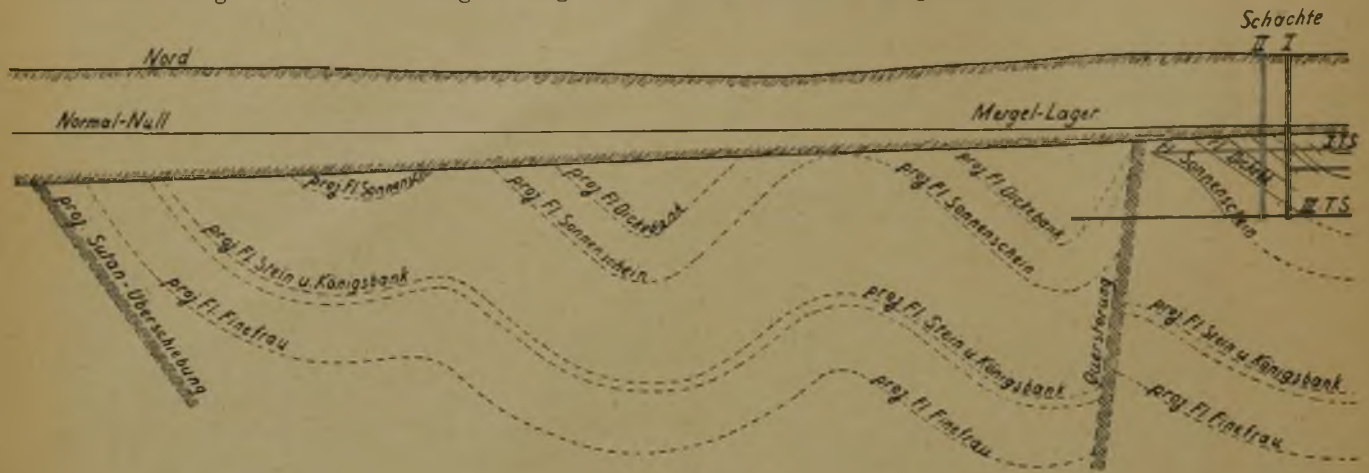


Fig. 1.

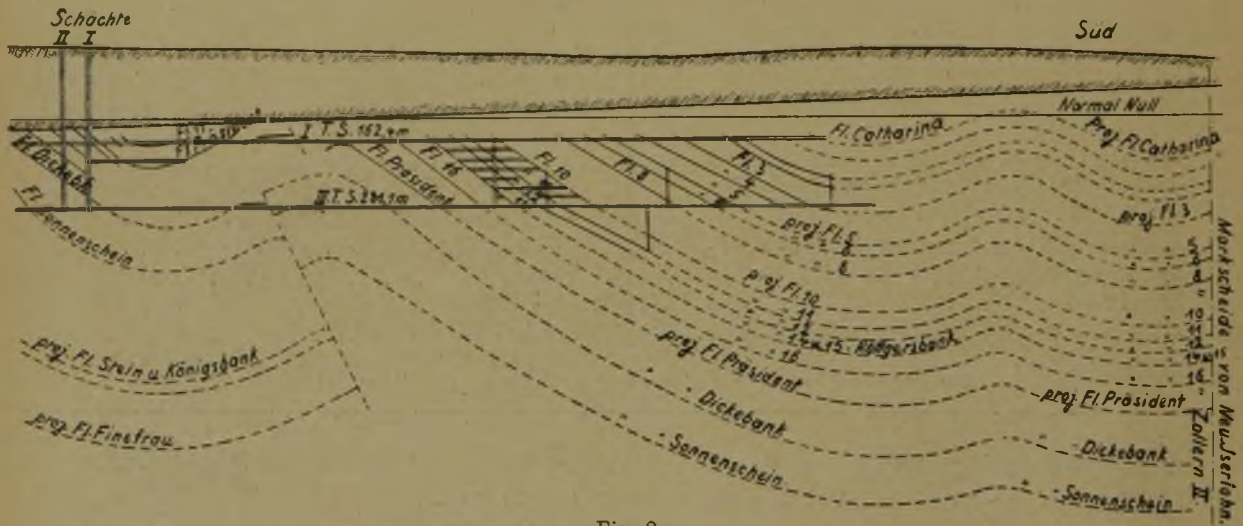


Fig. 2.

Fig. 1. u. 2. Profil durch die Hauptquerschläge der Schachtanlage Zöllern II nach Norden (Fig. 1) und Süden (Fig. 2).

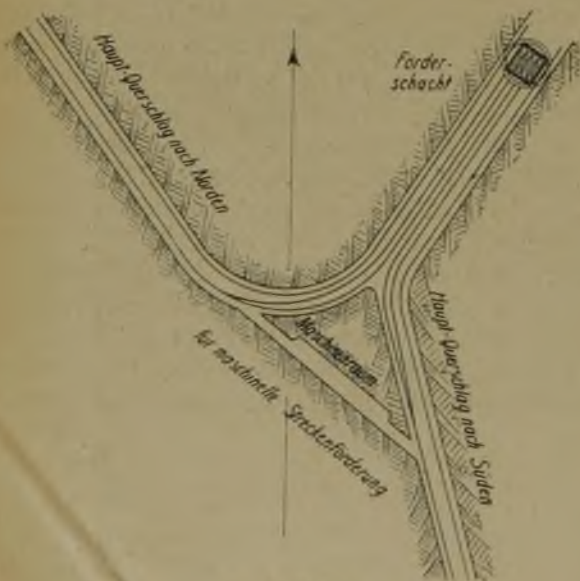


Fig. 3. Füllort.

Am Förderschachte ist ein Füllort (Fig. 3), in das beide Hauptquerschläge münden. Die Wagen werden dem Schachte also nur von einer Seite zugeführt.

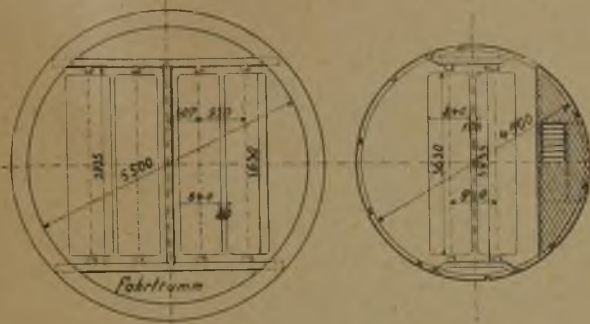
Im südlichen Hauptquerschlage befindet sich eine Seilbahn mit elektrischem Antrieb. Die Maschinenkammer des Antriebes ist so angelegt, daß sie auch für eine Seilbahn im nördlichen Hauptquerschlage dienen kann (s. Fig. 3).

Die Einrichtung der Schächte, welche beide bis zur Fördersohle reichen, erhellt aus den in den Fig. 4 u. 5 wiedergegebenen Querschnitten. Bis jetzt ist nur eine Hauptschachtförderung in Betrieb. Die Förderkörbe haben drei Etagen: jede Etage faßt zwei hintereinander stehende Förderwagen. An Hängebank und Füllort besteht nur eine Anschlagbühne. Die Förderschalen müssen also zweimal umgesetzt werden.

Durch die bei tiefen Schächten übliche Anlage mehrerer Abzugbühnen spart man an Zeit, jedoch geschieht dies auf Kosten der Löhne, da alle Bühnen die



gleichen Bedienungsmannschaften erfordern. Im vorliegenden Falle kam bei der geringen Fördertiefe der durch das Umsetzen verursachte Zeitaufwand nicht in Betracht.



Schachtscheiben,

Fig. 4 des Förderschachtes, Fig. 5 des Wetterschachtes.

Eine Wasserhaltung fehlt, da die in der Minute 0,6 cbm betragenden Zuflüsse nach Zollern I geleitet und da gehoben werden.

Im übrigen bietet der Grubenbetrieb keine besonderen Momente, die das Interesse der Fachgenossen in Anspruch nehmen könnten.

In mehrfacher Hinsicht bemerkenswert sind die Tagesanlagen.

Im Gegensatz zu der alten Gepflogenheit, Betriebsanlagen ohne Rücksicht auf das äußere Ansehen zu errichten, hat man hier die Schönheitsregeln der Baukunst zur Geltung kommen lassen. Man sagte sich, daß der Bergmann, dem man in den neueren Kolonien ein behagliches Heim zu schaffen bemüht ist, es angenehm empfinden müsse, auch an der Arbeitsstelle schöne Bauten und große luftige Räume zu haben. Man wollte, ohne die Zweckmäßigkeit der Anlagen zu beeinträchtigen, auf das ästhetische Empfinden der Leute fördernd einwirken.

Sodann hat man hier zum ersten Male in einer einzigen großen elektrischen Zentrale eine Kraftquelle geschaffen, aus der alle Betriebsmaschinen gespeist werden.

Daß eine solche Zentralisierung vorher im Bergbau noch nirgends erfolgt war, kann nicht auffallen, wenn

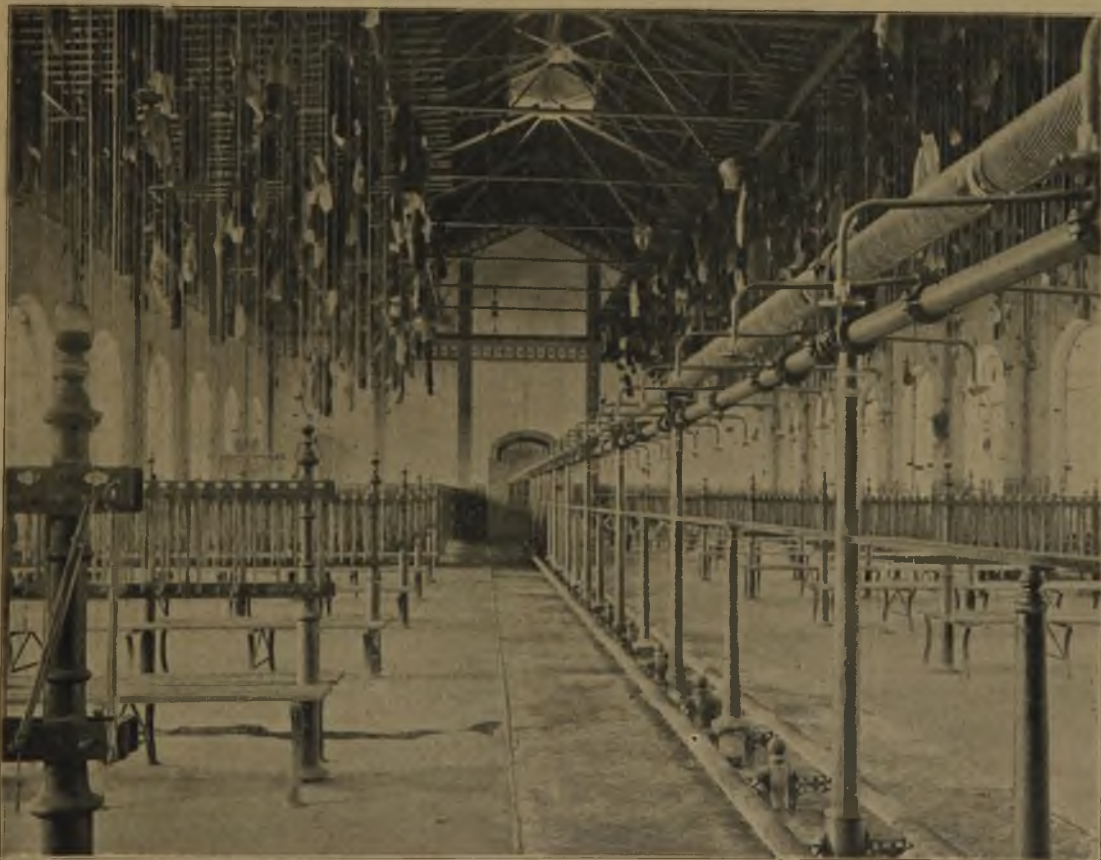


Fig. 6. Innensicht der Mannschaftskaue.

man die Schwierigkeiten bedenkt, die sich aus der Eigenart des Fördermaschinenbetriebes ergaben. Die Umfangsgeschwindigkeit der Seiltrommel oder Treib-  
scheibe steigt und fällt in weiten Grenzen und in demselben

Maße wechselt hier, auch bei völliger Ausgleichung der toten Last, der Energiebedarf. Die direkte Schaltung des Fördermotors auf das Hauptnetz würde daher, abgesehen von den Energieverlusten, den gleichzeitigen Betrieb aller



derjenigen Maschinen erschweren oder gar ausschließen, die einen Spannungsabfall nicht vertragen können.

Es war die Aufgabe gestellt, mit geringstem Kraftverlust und möglichst gleichmäßiger Kraftentnahme den Betrieb der Fördermaschine der Zentrale einzufügen. Die Firma Siemens und Halske, jetzt Siemens-Schuckert Werke, hat mit der Friedrich Wilhelms-Hütte, der die Lieferung des mechanischen Teiles oblag, diese Aufgabe vortrefflich gelöst.

Die ganze Anlage ist auf eine Belegschaft von 2000 Mann und auf eine Tagesförderung von 2000 t Kohlen berechnet. Zur Zeit beläuft sich die Belegschaft auf 1450 Mann, die Tagesförderung auf 1300 t.

Die Anordnung der Bauten erhellt aus dem Lageplan auf Tafel 18.

Am Eingang der Schachtanlage stehen zwei gleich gebaute kleine Torhäuser. Das eine enthält Pfortner- und Markenstube, sowie ein Zimmer für den Arzt, das andere einen nach bergpolizeilicher Vorschrift eingerichteten Raum für Verletzte und Erkrankte.

Auf dem Zechenplatze (s. Tafel 19), der durch zwei große, symmetrisch angelegte Rasenflächen ein gar freundliches Ansehen gewonnen hat, sieht man rechts ein langgestrecktes Gebäude. In seinem durch die Bauart hervortretenden mittleren Teile befindet sich eine hohe und weite Halle, die den Tagesarbeitern als Aufenthaltsort in den Ruhe- und Mahlzeitpausen dient. Auf der einen Seite dieser Halle gelangt der Bergmann in den mit 73 Brausen ausgerüsteten großen Baderaum (Fig. 6). Auf der anderen Seite erhält er an dem Schalterfenster der Schichtmeisterei seinen Lohn, an der Lampenstube seine Lampe, an der Barre des Magazins gegen den Gutschein des Steigers Gezähe und kleinere Materialien. Die große Halle ist also eine Stelle, an welcher der Bergmann, geschützt vor den Unbilden der Witterung, seine hauptsächlichsten Obliegenheiten über Tage erledigen kann. Der Verkehr mit den Steigern und dem Betriebsführer soll möglichst unter Tage stattfinden.

Dem Hallen-Gebäude gegenüber, an der anderen Seite des Zechenplatzes (s. Tafeln 18 u. 19) liegen die Werkstätten: Schreinerei, Schmiede, Schlosserei. Ein den Zechenplatz durchquerendes Grubenbahngleise verbindet sie mit dem Magazin.

In der Flucht der Werkstätten folgt das Stallgebäude mit Wagenremise und Feuerwehrscharren.

Dem Zechenplatz-Eingange gerade gegenüber liegt endlich das Verwaltungsgebäude; es enthält außer einer kleineren Halle unten die Arbeitszimmer, oben die Baderäume der Grubenbeamten.

Die vorstehend beschriebenen Bauten dienen dem Betriebe nur mittelbar. Sie sind alle in Ziegelrohbau mit architektonischer Ausgestaltung gehalten.

Jenseits einer die beiden Schächte verbindenden eisernen Transportbrücke, von der Fig. 7 einen Pfeiler zeigt, befinden sich dagegen die Anlagen, die in unmittelbarem Zusammenhange mit der Förderung und Aufbereitung der Kohlen stehen und bei denen, ihrem Charakter entsprechend, die Eisenkonstruktion vorwiegt.

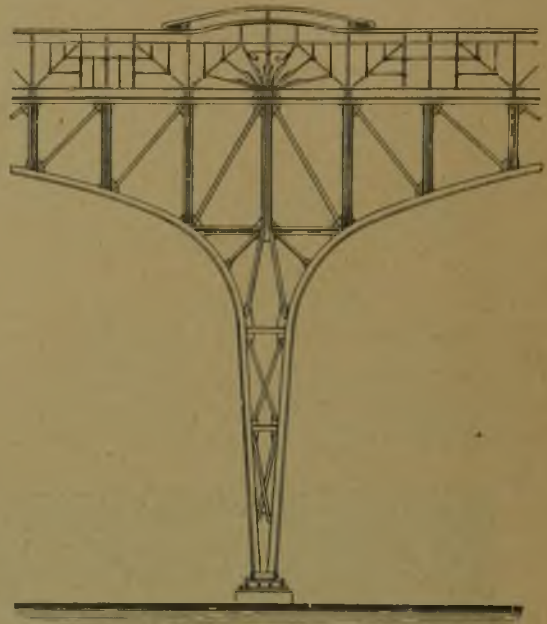


Fig. 7. Pfeiler der Transportbrücke.

Gleich hinter der Brücke liegt das Maschinenhaus, das einen Flächenraum von 2150 qm einnimmt. Es ist von der Gutehoffnungshütte in Sterkrade in Eisenkonstruktion errichtet. Einige andere Firmen haben dabei mitgewirkt. Abgesehen von dem Portal (Fig. 8),



Fig. 8. Portal der Maschinenhalle.

das nach einem Entwurfe des Architekten Bruno Möhring ausgeführt ist, sind die Außenseiten möglichst einfach



gehalten. Im Innern aber empfindet man neben dem Eindrucke der ansprechenden Ausstattung besonders die

durch reiche Lichtzuführung unterstützte mächtige Raumwirkung (s. Fig. 9).



Fig. 9. Inneres der Maschinenhalle.

In der ungeteilten einzigen Halle sind die wichtigsten Maschinen des Werkes untergebracht, deren Verteilung aus dem in Fig. 10 wiedergegebenen Grundriß der Halle zu ersehen ist.

Bei der Aufstellung des Planes für die Gestaltung der Maschinenzentrale galt es zunächst, das beste Maschinensystem zu finden.

Die Dampfturbine, die seitdem eine ungeahnte Entwicklung genommen hat, war noch nicht hinreichend erprobt. Auch die Gaskraftmaschine konnte nicht in Betracht kommen. Zwar wurde sie mit Gichtgasen längst erfolgreich betrieben; gegen den Betrieb mit Koksofengasen bestanden aber noch Bedenken. Es kam also ernstlich nur die Kolbendampfmaschine in Frage.

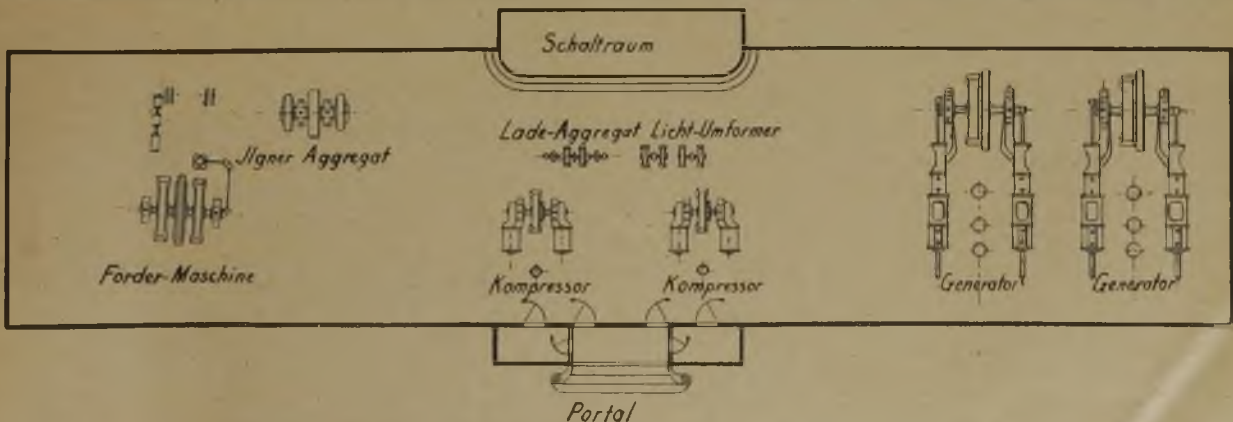


Fig. 10. Grundrißskizze der Maschinenhalle.



In bezug auf die Stromart hatte man keine Wahl, da die Fördermaschine zunächst ausschließlich auf Batterieschaltung gebaut war, die Batterie aber bekanntlich nur mit Gleichstrom geladen werden kann. Da die Ausführung von Fernleitungen, die hohe Spannung erheischen und daher auf Drehstrom angewiesen sind, nicht geplant war, so ergaben sich gegen die Verwendung von Gleichstrom umsoweniger Bedenken, als bei dieser Stromart in der Möglichkeit verlustloser Tourenregulierung ein höchst schätzenswerter Vorteil zu finden ist. Es erwies sich überdies als angängig, aus dem Gleichstromgenerator in beschränktem Maße auch Drehstrom zu entnehmen.

Nunmehr war der Kraftbedarf zu ermitteln. Man indizierte, um einen Anhalt zu gewinnen, die Maschinen mehrerer älterer Schachtanlagen und kam unter Berücksichtigung des durch die gleichmäßige Energieentnahme der Fördermaschine gesicherten Vorteils zu dem Ergebnis, daß die normale Leistung der Primärmaschine auf 1500, die maximale auf 1950 PSi zu bemessen sei.

Nach diesen Erwägungen entschloß man sich, zwei völlig gleich gebaute Dreifach - Expansions - Dampf-

maschinen mit direkt gekuppelten Gleichstrom-Dynamomaschinen zu beschaffen. Nur eine Maschine sollte immer in Betrieb, die andere in Reserve sein.

Die Union-Elektrizitäts-Gesellschaft, die damals mit der Allgemeinen Elektrizitäts-Gesellschaft noch nicht vereinigt war, übernahm den Auftrag auf die gesamte Maschinenanlage der Primärstation mit Ausschluß jedoch der Schaltanlage und übertrug mit Zustimmung der Auftraggeberin die Dampfmaschinenlieferung an die Ascherslebener Maschinenbau - Aktiengesellschaft. Aus den Lieferungsbedingungen ist folgendes zu bemerken.

Jede Dampfmaschine macht 90 Umdrehungen in der Minute und leistet bei Kondensationsbetrieb und einer Admissionspannung von  $12\frac{1}{2}$  Atm normal 1500, maximal 1950 PSi. Der Dampfverbrauch beträgt für die Normalleistung bei überhitztem Dampf nicht mehr als 5 kg, bei technisch trockenem Sattdampf 5,25 kg für 1PSi und die Stunde. Der Wirkungsgrad ist bei der Normalleistung 85, bei der Maximalleistung 87 pCt. Die Schwungmassen sind so groß, daß sich bei der Maximalleistung ein Ungleichförmigkeitsgrad von 1:300 ergibt.

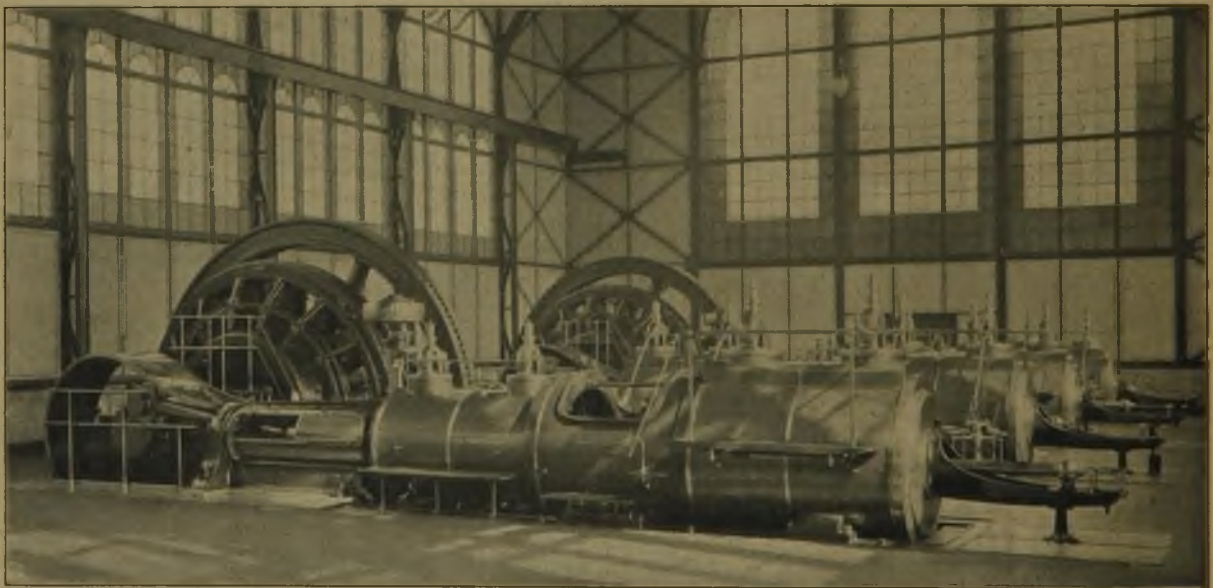


Fig. 11. Maschinenanlage der Primärstation.

Der Hochdruckzylinder befindet sich auf der einen, der Mitteldruckzylinder auf der anderen Seite; hinter ihnen liegt auf jeder Seite ein Niederdruckzylinder (s. Fig. 11).

Die Maße der Zylinder-Durchmesser sind 630, 1000 und 1100 mm. Der gemeinsame Kolbenhub mißt 1200 mm.

Die Maschine hat zwangläufige Ventilsteuerung (Patent König). Die Steuerwellen, welche die Ventile betätigen, liegen parallel zur Längsachse der Maschine und werden von der Kurbelwelle durch Kegelräder

angetrieben. Die Einlaßventile der Hochdruckzylinder werden von einem Regulator beeinflusst, der von Hand für verschiedene Tourenzahlen ( $\pm 7$  pCt.) eingestellt werden kann. Das Schwungrad hat 6,5 m Durchmesser und 32 t Gewicht.

Jede Maschine hat einen unter Flur aufgestellten Oberflächenkondensator von 300 qm Kühlfläche. Das entölte Kondensat wird zur Kesselspeisung benutzt. Zwei Einspritzkondensatoren stehen in Reserve.

Das Vakuum beträgt ca. 85 pCt.

Die Dynamomaschine ist mit der Kurbelwelle der Dampfmaschine direkt verbunden und als Nebenschlußmaschine gewickelt. Sie hat 16 Pole und ist für eine Spannung von 525 Volt und eine normale Dauerleistung von 1100 Kilowatt gebaut. Vorübergehend kann sie eine Leistung von 1450 Kilowatt abgeben, ohne daß die Spannung sinkt. Jede Maschine hat drei besondere Schleifringe und ist so eingerichtet, daß ihr durch diese Ringe Drehstrom bis zu einem Betrage von 165 Kilowatt scheinbarer Leistung zu entnehmen ist. Bei gleichzeitiger Entnahme von Gleich- und Drehstrom kann die Gesamtleistung von 1100 Kilowatt nicht überschritten werden. Der Wirkungsgrad der Generatoren beträgt bei der Normalleistung 94,5 pCt.

Den Primärmaschinen war die Kesselanlage anzupassen. Cornwallkessel, die ihrer bekannten Vorzüge wegen zunächst in Frage kamen, konnte man nicht nehmen, da bei ihnen mit Rücksicht auf die Blechstärken die Erzielung einer so hohen Dampfspannung,

wie sie hier erwünscht war, nicht rätlich erschien. Andererseits galt die Wahl von Röhrenkesseln als unbedenklich, da nicht nur in dem Kondensat reines Speisewasser zu erwarten, sondern auch Überhitzung vorgesehen und auf gleichmäßige Dampfantnahme zu rechnen war.

Die Röhrenkessel, System Babcock - Wilcox, von denen 6 Stück vorhanden, aber nie mehr als 4 gleichzeitig in Betrieb sind, haben 268 qm Heizfläche und ermöglichen bei 14 Atm Spannung eine Überhitzung des Dampfes auf 300° C. Die Kesselheizung erfolgt in der Regel durch Abhitze und überschüssige Gase der Koksöfen.

Ein Kamin von 80 m Höhe und 4,5 m unterem, 2,8 m oberem Durchmesser steht neben den Kesseln.

Die in dem Generator erzeugte Energie wird dem Kollektor mittels Kohlenbürsten entnommen und durch eisenbandarmierte Kabel der Schalttafel (s. Fig. 9) zugeführt. Dort erfolgt die Verteilung auf die einzelnen Stromkreise.

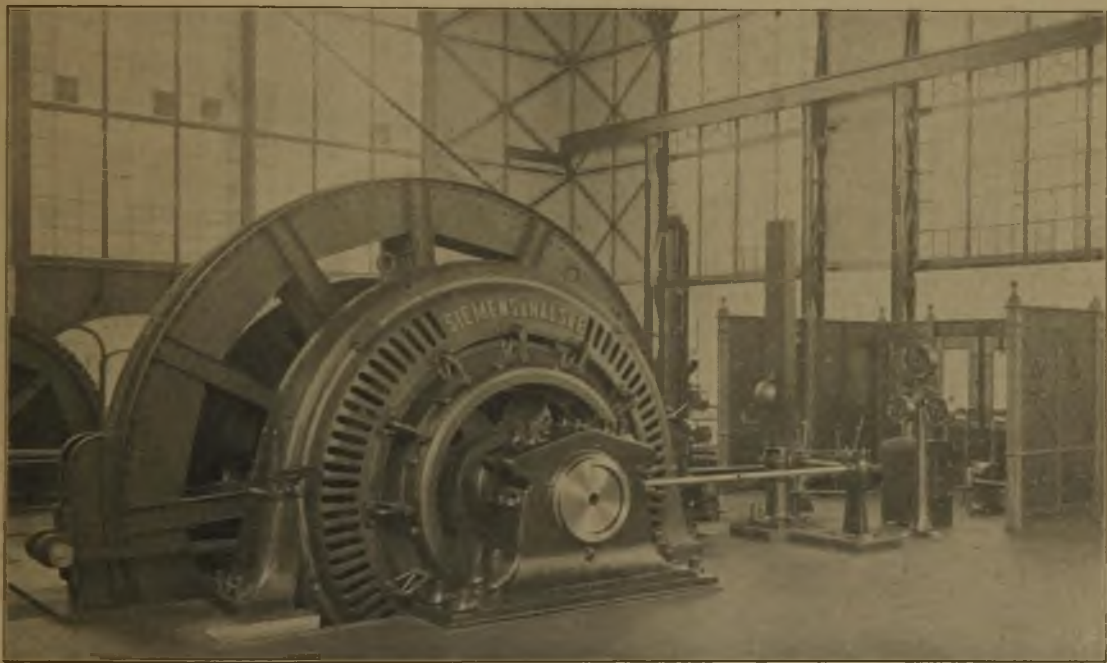


Fig. 12. Fördermaschine.

Die Schaltanlage ist mit Einschluß sämtlicher, durchweg unter Flur verlegter Kabel von den Siemens-Schuckert Werken geliefert worden.

Unter den Maschinen, die von der Zentrale ihre elektrische Energie erhalten, ist in erster Linie die Fördermaschine (Fig. 12) zu nennen. Sie wurde, wie schon erwähnt, zunächst auf Batterieschaltung gebaut. Später erfuhr sie eine wesentliche Verbesserung durch die Hinzufügung des Ilgner-Umformers.

Die Nutzlast, welche die Maschine zu bewältigen hat, beträgt  $6 \cdot 775 = 4650$  kg. Das Durchschnitts-

gewicht des Förderwagen-Inhaltes wurde durch Wägung von 500 beladenen Wagen ermittelt.

Die Koepe-Einrichtung, die eine völlige Ausgleichung der toten Last gestattet, war anwendbar, da man nur von einer Sohle fördern wollte, ein Umstecken der Körbe also nicht vorzusehen brauchte.

Die Treibscheibe erhielt mit 6 m einen möglichst kleinen Durchmesser, da die Elektromotoren um so billiger werden, mit je höherer Tourenzahl sie laufen.



An jeder Seite der Koescheibe sitzt auf gemeinsamer Welle ein Gleichstrom-Nebenschlußmotor. Die höchste Umfangsgeschwindigkeit der Treibscheibe beträgt bei Parallelschaltung der Motoren 20 m, bei Serienschaltung 10 m in der Sekunde. Solange die Förderung nicht aus größerer Teufe kommt, soll die Geschwindigkeit 10 m in der Sekunde nicht übersteigen. Die Motoren können also ständig hintereinander geschaltet bleiben.

Die Zweiteilung des elektrischen Antriebes bietet den Vorteil, daß, wenn ein Motor unbrauchbar wird, mit dem anderen weitergefahren werden kann.

Der Erregerstrom der Motoren kann sowohl der Batterie, als auch dem Netz entnommen werden.

Die Fördergeschwindigkeit kann durch Veränderung

der Felderregung der Fördermotoren beeinflußt werden, im übrigen ist sie direkt proportional der Spannung des Ankerstromes. Die Regulierung dieser Spannung ist daher gleichbedeutend mit der Steuerung der Fördermaschine.

Die von der Akkumulatorenfabrik in Hagen gelieferte Pufferbatterie, die in dem Kellerraum unter der Schalttafel aufgestellt ist, besteht aus 250 Zellen, ist für einen Pufferstrom von 1000 Ampère eingerichtet und hat eine Kapazität von 460 Ampèrestunden. Sie ist in 4 Gruppen eingeteilt, die mit Hilfe von kleinen, zwischen den einzelnen Gruppen liegenden Anlaßwiderständen nacheinander zu- und abgeschaltet werden können. Dadurch läßt sich die Spannung des den Fördermotoren zugeführten Stromes und somit die Fördergeschwindigkeit stufenweise er-

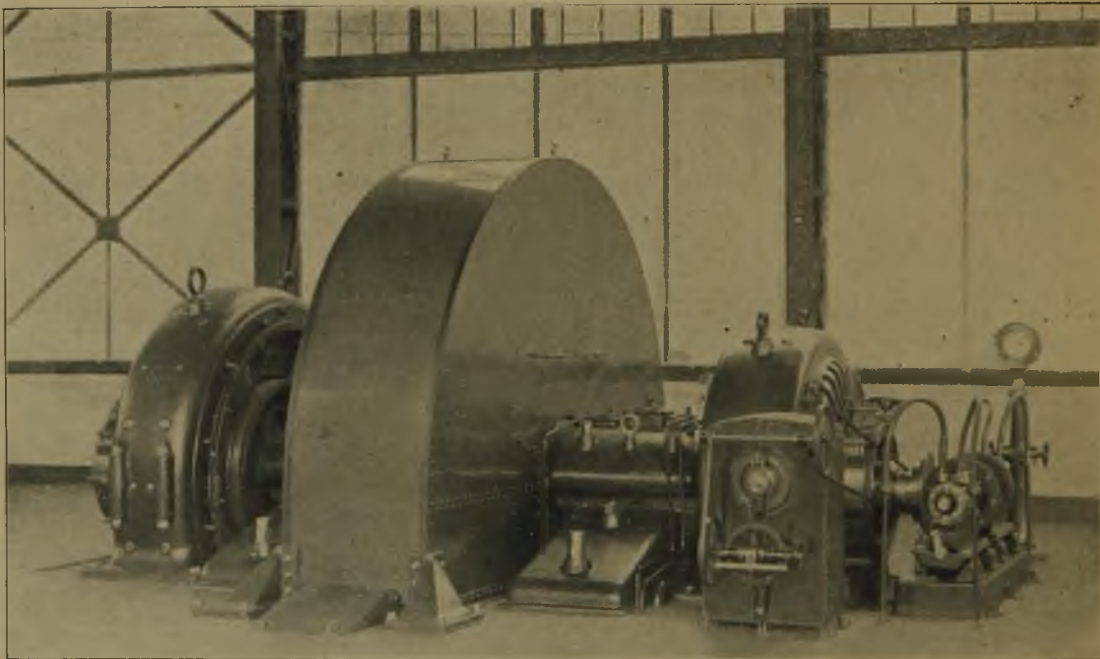


Fig. 13. Ilgner-Umformer.

höhen und vermindern. Um eine möglichst gleichmäßige Beanspruchung der einzelnen Zellen zu erreichen, ist die Einrichtung getroffen, daß bei jeder Fahrt die Reihenfolge der Batteriegruppen wechselt. An jedem Ende der Batterie befinden sich einige Zellen, die für sich eingeschaltet werden können; sie dienen hauptsächlich zum Umsetzen der Förderschalen und werden durch zwei kleine Zusatzdynamos immer wieder aufgeladen. Mit diesen kleinen Dynamos auf derselben Welle sitzend, ist in den Ladestromkreis eine größere Zusatzmaschine eingeschaltet, durch welche die Ladenspannung auf 670 Volt gesteigert werden kann.

Die Steuerung der Fördermaschine wird vermittelt durch einen Druckluft-Hilfsapparat. Ein Baumannscher Sicherheitsapparat verhindert das Überschreiten der zulässigen Höchstgeschwindigkeit und ein mit ihm ver-

bundener sogenannter Retardierapparat gewährleistet die Verminderung der Geschwindigkeit bei Annäherung des Korbes an die Hängebank.

Während der Montage der Fördermaschine hatten die Siemens-Schuckert-Werke den von dem Oberingenieur Ilgner erfundenen und nach ihm benannten Umformer übernommen. Sie hegten, überzeugt von der Vortrefflichkeit dieses Apparates, den erlöblichen Wunsch, ihn sobald als möglich in großem Maßstabe auszuführen und machten daher der Gelsenkirchener Bergwerks-Aktien-Gesellschaft den Vorschlag, ihn neben der Batterieschaltung zu verwenden. Es kam zu einer Verständigung hierüber und heute dürfen beide Teile sich sagen, daß sie ihre Rechnung dabei gefunden haben.

Das Anlaßsystem Ilgner-Siemens-Schuckert Werke (Fig. 13) besteht aus einem 300 pferdigen Gleich-



strommotor, einem aus Stahlguß in einem Stücke hergestellten Schwungrade von 4 m Durchmesser sowie 40 t Gewicht und einer Gleichstromdynamomaschine.

Der Motor und die Dynamomaschine sitzen fliegend zu beiden Seiten des Schwungrades auf derselben Welle.

Der Motor erhält aus dem Netz bei einer konstanten Spannung von 500 Volt mit Hilfe eines Relais nur den dem mittleren Kraftbedarf der Fördermaschine entsprechenden Strom, arbeitet also ohne Energieschwankungen. Die Dynamomaschine dagegen, die den

Antriebsstrom für die Fördermotoren liefert, hat sich den Leistungschwankungen der Fördermaschine anzupassen. Den Ausgleich dieser Schwankungen ermöglicht das Schwungrad. Es macht bei 73 m Umfangsgeschwindigkeit in der Sekunde 350 Umläufe in der Minute und speichert eine Energie auf von 6 200 000 mkg. Erfordert die Anlaßdynamo mehr Kraft, als der Umformermotor leistet, so wird der Mehrbedarf dem Schwungrade entnommen, dessen Umlaufzahl sich dadurch bis zu zehn vom hundert ver-

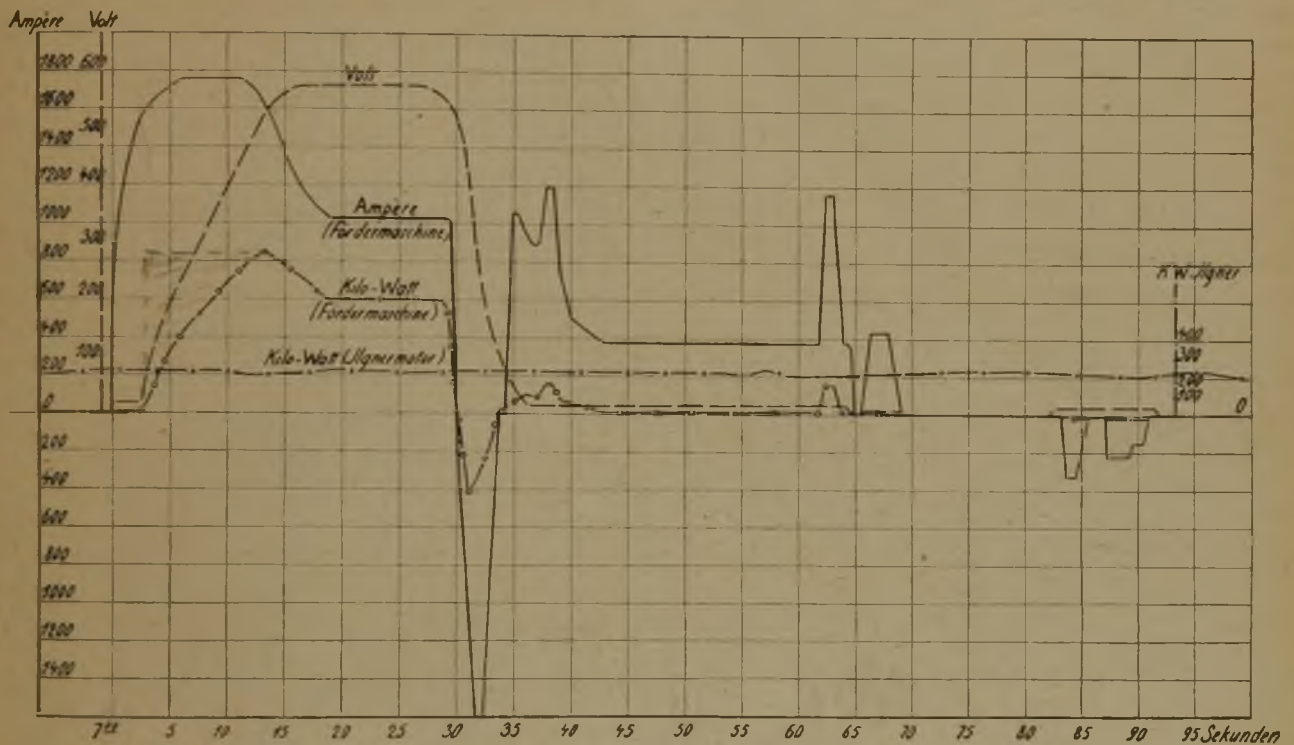


Fig. 14. Diagramm eines Treibens.

mindert. Fällt dagegen der Energiebedarf der Anlaßdynamo unter die Leistungsfähigkeit des Umformermotors, so nimmt das Schwungrad den Kraftüberschuß des Motors auf, läuft schneller und erreicht bald wieder seine höchste Tourenzahl.

Das erwähnte Relais liegt in dem Ankerstromkreis und reguliert selbsttätig durch Widerstandschaltung den Erregerstrom des Motors. Bei jedem Gleichstrommotor ist bekanntlich, so lange die Netzspannung dieselbe bleibt, das Produkt aus der Umfangsgeschwindigkeit des Ankers und der Stärke des Magnetfeldes unveränderlich. Wird also das Magnetfeld verstärkt, so fällt die Tourenzahl, wird es geschwächt, so steigt sie. Das Relais erfüllt die Aufgabe, das Feld zu verstärken, wenn im Motor Kraftmangel ist und das Schwungrad entladen wird, es zu schwächen, wenn der Motor Kraftüberschuß hat und das Schwungrad beschleunigt werden soll.

Der Motor kann nicht durchgehen, weil die Schwächung des Feldes begrenzt ist. Erreicht er seine

größte Umlaufzahl und tritt dann eine längere Förderpause ein, so wird nur noch die der Leerlaufzeit entsprechende Stromstärke dem Netz entnommen.

Mit Hilfe des Steuerhebels ändert der Fördermaschinist an der Anlaßdynamo Stärke und Richtung der Felderregung und dadurch Spannung und Richtung des Ankerstromes. Die Magnetregung der Fördermotoren wird nicht verändert.

Bewegt der Maschinist den Hebel aus dem Nullpunkt nach vorn, so treibt die Koescheibe vorwärts, bewegt er ihn nach hinten, so treibt sie rückwärts. Jeder Auslage des Hebels entspricht eine ganz bestimmte zwischen 0 und 500 Volt liegende Spannung des Ankerstromes und damit eine ganz bestimmte zwischen 0 und 10 m liegende Umfangsgeschwindigkeit der Treibscheibe.

Die Fördergeschwindigkeit ist unabhängig von der Größe der Belastung. Werden Lasten eingehängt, oder zieht der Maschinist den Hebel schnell zurück, so wirken die Fördermotoren als Dynamomaschinen,

indem sie Strom erzeugen und in die Anlaßdynamo senden. Letztere arbeitet dann als Motor und hilft das Schwungrad treiben. Die in den rotierenden Massen der Fördermaschine aufgespeicherte lebendige Kraft wirkt so, während sie verzehrt wird, noch nutzbringend. Diesem Vorgange, den man elektrische Bremsung nennt, entspricht bei der Dampfördermaschine die stets mit Kraftverlust verbundene Gegen-dampfsteuerung.

Neben dem Steuerhebel befindet sich ein zweiter Hebel, mit welchem der Maschinist die Luftdruckbremse auslöst, wenn er beim Abziehen und Aufschieben der Wagen die Maschine feststellen will.

Figur 14 zeigt in dem Diagramm eines Treibens den gleichbleibenden Energieverbrauch des Ilgner-Motors und die wechselnde Leistung der Fördermaschine.

Sehr beachtenswert ist die den Siemens-Schuckert-Werken patentierte Sicherheitsvorrichtung, die auch

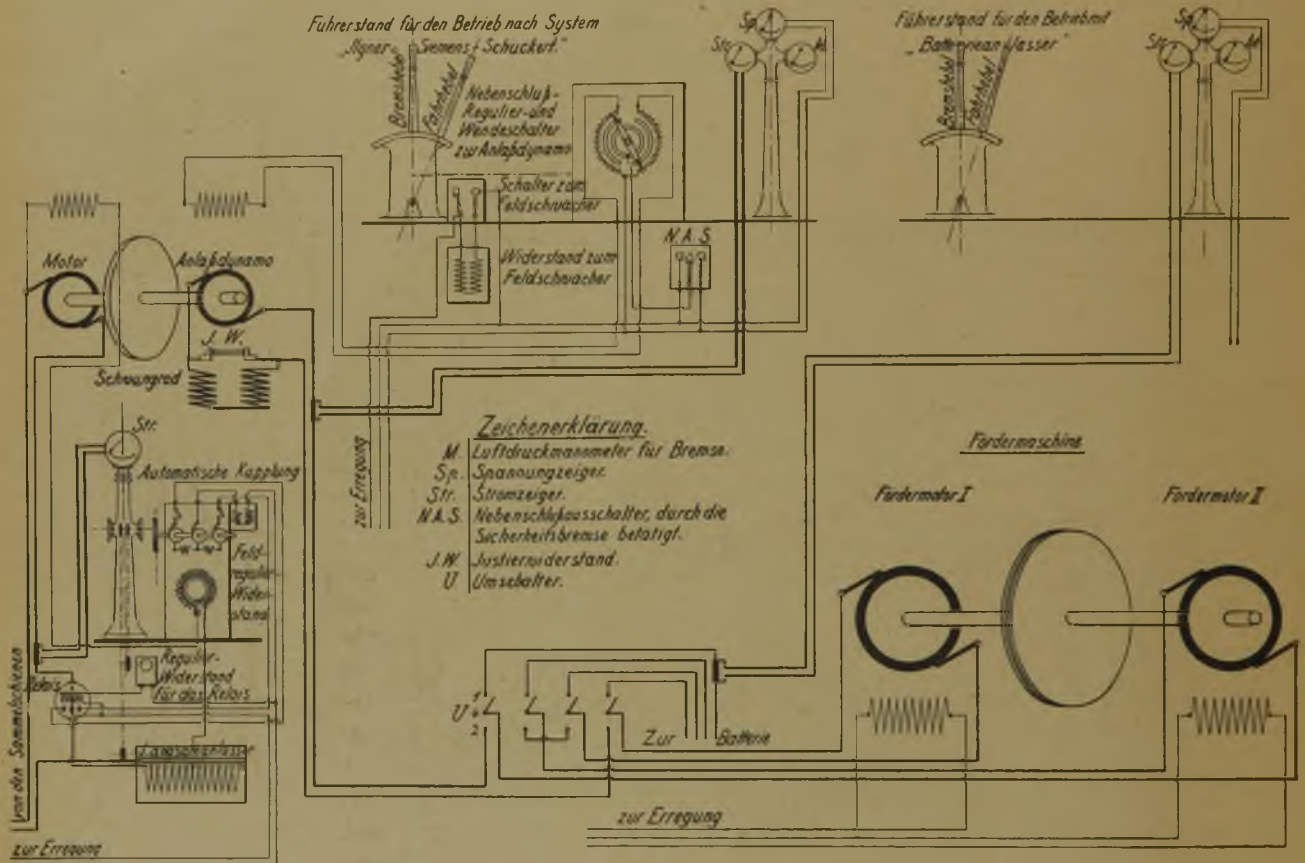


Fig. 15. Schaltungs-schemata der elektrischen Förderanlage.

als Teufenzeiger dient. Auf zwei stehenden Schraubenspindeln, die von der Fördermaschinenwelle gedreht werden, sitzen zwei bewegliche Kurvenstücke. Das eine Stück geht abwärts, während das andere aufsteigt. Das absteigende Kurvenstück drückt, sobald der Förderkorb der Hängebank nahekomm, auf einen Hebelarm, der diesen Druck dem Steuerhebel mitteilt. Der Steuerhebel wird so allmählich, ohne daß der Maschinist es hindern kann, dergestalt dem Nullpunkte des Steuerbockes genähert, daß der Förderkorb mit einer größeren Sekunden-Geschwindigkeit als 1 m in die Hängebank nicht einfahren kann. Kommt der Korb über die Hängebank, so erreicht der Steuerhebel den Nullpunkt und stellt den Strom ab. Gleichzeitig wird die Bremse ausgelöst.

Man geht nicht zu weit, wenn man diese Einrichtung als die vollkommenste hinstellt, die bisher zur Sicherung gegen das Übertreiben der Förderkörbe

geschaffen wurde. Dieser Erwägung ist wohl auch das Kgl. Oberbergamt in Dortmund gefolgt, als es die maximale Fördergeschwindigkeit bei der Seilfahrt, die in der Regel in Westfalen nicht mehr als 6 m in der Sekunde beträgt, hier auf 10 m erhöhte.

Wie bei den Fördermotoren, so kann auch bei der Anlaßdynamo der Erregerstrom sowohl der Batterie, als auch dem Netz entnommen werden. Die Entnahme aus der Batterie bietet den Vorteil, daß bei Störungen im Netz vermöge der im Ilgner-Schwungrad angesammelten Energie noch zwei volle Treiben gemacht werden können. Es ist also ausgeschlossen, daß infolge einer Stromunterbrechung im Netz die Körbe im Schachte hängen bleiben.

Überhaupt bietet die Batterieschaltung für die Fördermaschine eine ausgezeichnete Reserve. Während in den beiden Tagesschichten nur mit dem Ilgner-Umformer gefördert wird, spart man in der Nacht-



schicht, in der nur wenige Treiben gemacht werden, die Leerlaufbarkeit des Umformers, indem man die Batterie zur Förderung bereit hält. In Fig. 15 ist das Schaltungschema für die elektrische Förderanlage wiedergegeben.

Über den Nutzeffekt der Förderanlage sollen weiter unten erschöpfende Angaben gemacht werden.

Es sei hier bemerkt, daß die Anlage einer zweiten elektrischen Fördermaschine beabsichtigt wird. Sie soll als Reserve dienen und so eingerichtet werden, daß sie

mit dem beschriebenen Igner-Umformer betrieben werden kann, eines neuen Schaltungssystems also nicht bedarf. Ihr Platz wird naturgemäß neben der vorhandenen Maschine sein und ist von vornherein so bestimmt, daß man mit derselben Treibscheibe sowohl aus dem Hauptschachte, als auch aus dem Wetterschachte fördern kann.

Wir wenden uns nun zu den von der Firma Rud. Meyer in Mülheim-Ruhr gelieferten beiden Luftkompressoren (Fig. 16), deren Nebenschlußmotoren

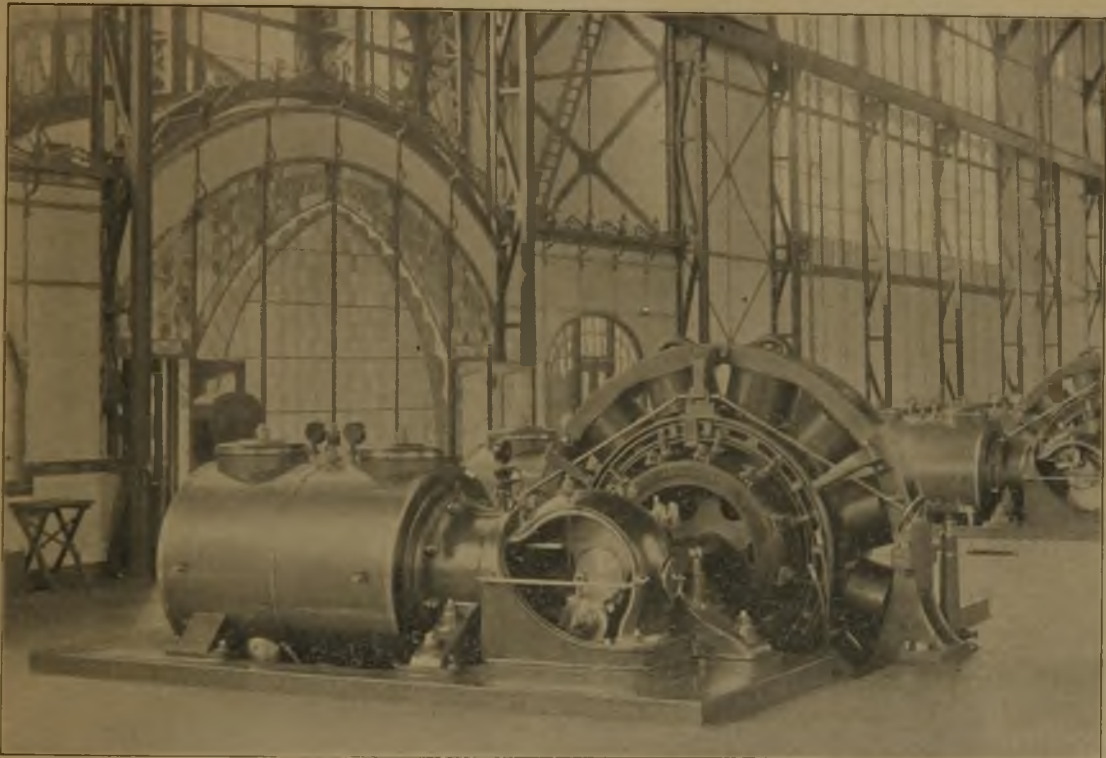


Fig. 16. Die Luftkompressoren.

direkt auf der Kurbelwelle zwischen den beiden Lagern sitzen. Jede Maschine hat zwei völlig gleiche Zylinder, und in jedem Zylinder findet Stufenpressung statt. Diese wird ermöglicht durch einen Differential-Hohlkolben von 760 und 585 mm Durchmesser und 600 mm Hub. In dem Vollraum des Zylinders wird die Luft auf 1,8 Atm vorgepreßt, in dem Ringraum wird sie auf 6 Atm nachgepreßt. Auf dem Wege vom Vollraum zum Ringraum passiert die vorgepreßte Luft einen unter Flur aufgestellten Oberflächenkühler, der sie auf die Anfangtemperatur zurückbringt (vergl. Fig. 17 u 18). Die nachgepreßte Luft gelangt aus dem Ringraum in den am Hauptschachte stehenden Luftsammler.

Bei 130 Motorumläufen in der Minute und einer Kraftabgabe von 416 PS an die Kurbelwelle saugt jeder Kompressor stündlich 4000 cbm Luft an. Für diese Leistung ist ein volumetrischer Wirkungsgrad von 97, ein mechanischer von 88 pCt. gewährleistet. Der Wirkungsgrad der Motoren soll mindestens 90 pCt. betragen.

Durch Änderung der Felderregung, die von Hand erfolgt, kann die Umlaufzahl der Motoren zwischen 130 und 75,5 beliebig geändert werden. Man hat also, zumal es angängig ist, nur mit einer Kompressorseite zu arbeiten, für die Anpassung der Preßluft-Erzeugung an den Bedarf den weitesten Spielraum.

Für Beleuchtungszwecke ist die Spannung des in der Primäranlage erzeugten Stromes zu hoch. Es sind daher zwei Umformer vorhanden, von denen immer nur einer läuft.

Außerhalb der Maschinenhalle liegen beim Wetterschacht zwei Rateau-Ventilatoren (Fig. 19). Sie sind von der Firma Schüchtermann & Kremer mit 4 m Flügelraddurchmesser gebaut. Bei 3 qm äquivalenter Grubenweite und einem Kraftaufwand von 152 PS sollen sie mit 160 Umdrehungen in der Minute eine Depression von 112 mm Wassersäule erzeugen und 5000 cbm Luft ansaugen. Bei 192 Umdrehungen soll

der Kraftbedarf 260 PS, die Depression 160 mm und das Luftquantum 6000 cbm betragen. Der manometrische Wirkungsgrad ist mit 84, der mechanische mit 82 pCt. garantiert.

Zunächst wurde von diesen beiden Ventilatoren einer

beschafft und direkt mit einem Nebenschlußmotor gekuppelt. Da Förderung und Belegschaft nur allmählich steigen können, so erschien bis auf weiteres ein erheblich geringeres Luftquantum als 5000 cbm in der Minute ausreichend. Der Motor wurde daher für eine

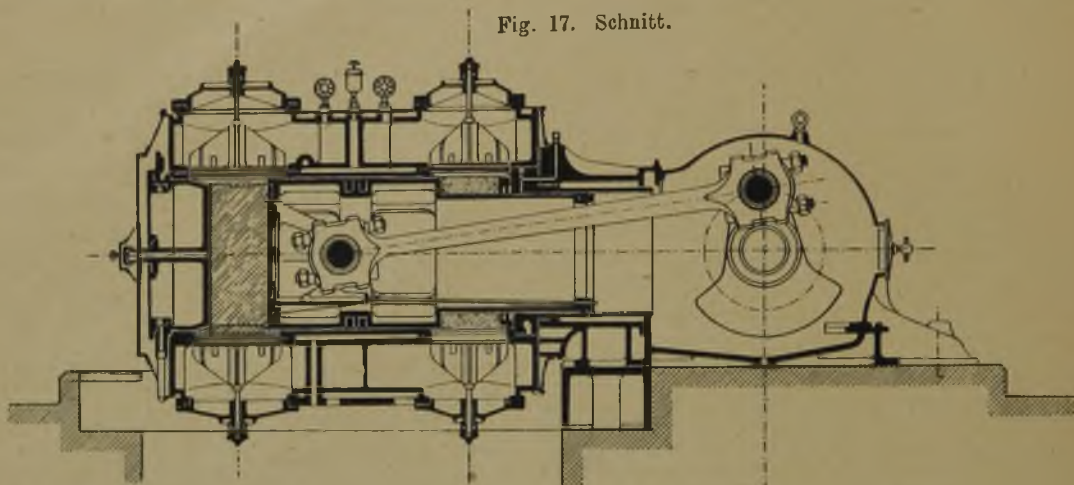


Fig. 17. Schnitt.

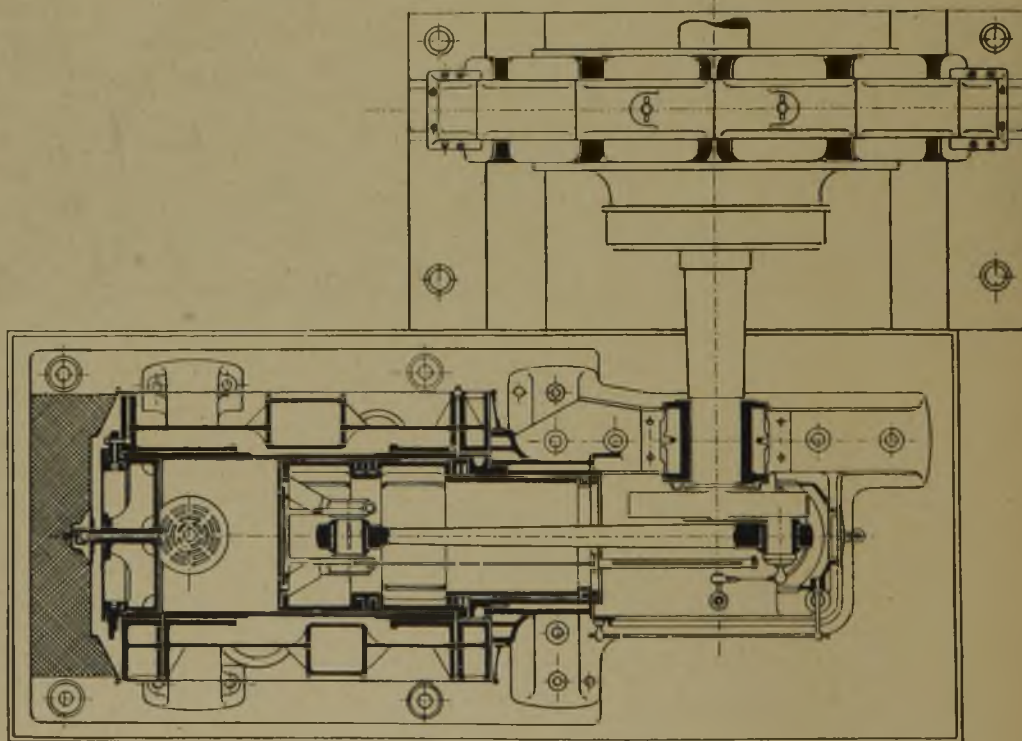


Fig. 18. Grundriß.

Fig. 17 u. 18. Luftkompressor von Rud. Meyer, Mülheim-Ruhr.

durch Feldveränderung zu erzielende Tourenregulierung ausgeführt, die eine Einstellung auf 130 bis 192 Umläufe in der Minute zuläßt.

Der später beschaffte Reserveventilator soll einen direkt gekuppelten Antriebmotor erst erhalten, wenn die Größe der äquivalenten Grubenweite endgültig feststeht, was zur Zeit noch nicht der Fall ist. Bis

dahin ist Riemenantrieb mit Benutzung eines auch für andere Zwecke verwendbaren Reservemotors eingerichtet.

Die Ventilator-Motoren stehen in Blechgehäusen, sonst aber nicht unter Dach. Sie werden an der Hauptschalttafel in der Maschinenhalle, wo sich auch der selbstregistrierende Depressionsmesser befindet, an-



gelassen. In jeder Schicht einmal prüft ein Wärter durch Besichtigung der Motoren, ob alles in Ordnung ist; weiter erfordern sie keine Wartung.

Die von Schüchtermann & Kremer gelieferte Aufbereitung umfaßt die Separation und die Wäsche.

Die Kreiselwipper liegen ganz nahe beim Förder-schacht, sodaß ihnen die beladenen Wagen vom Förderkorbe aus mit geringstem Zeit- und Arbeitsaufwand zugeführt werden können.

In der Separation dienen fünf kleinere Motoren und ein größerer zum Antrieb.

Die Wäsche verarbeitet 100 t stündlich, hat ein Reserve-Aufgabebecherwerk und ist so eingerichtet, daß sie leicht zu einer Doppelwäsche von je 100 t stündlicher Leistung ausgebaut werden kann. Es bedarf dazu im wesentlichen nur einer Vergrößerung der

Feinkohlensämpfe, deren Fassungsraum jetzt 1800 cbm beträgt. Bisher ist die einfache Wäsche völlig ausreichend gewesen.

Die Zirkulation des Wäschewassers bewirken zwei elektrisch angetriebene Zentrifugalpumpen. Die Apparate der Wäsche werden mit Riemenübertragung von einem größeren Motor bewegt.

Neben der Kohlenwäsche liegt die Schiebebühne, die den Rangierverkehr im Zechenbahnhof erleichtert.

An diese reihen sich 80 Bruncksche Nebengewinnungsöfen, deren Ausdrückmaschinen, ebenso wie die Schiebebühne, mit Hilfe von blanken Schleifleitungen elektrisch angetrieben werden.

In der Brunckschen Nebengewinnung ist die Art der Ammoniaksalzherstellung erwähnenswert. Die aus den Koksöfen kommenden Gase werden sofort in die



Fig. 19. Die Rateau-Ventilatoren.

Säurekasten geleitet, wo das schwefelsaure Salz sich bildet und niederschlägt. Die vom Ammoniak befreiten Gase werden abgesogen und, um die Abscheidung des Teeres und des verdampften Wassers zu ermöglichen, gekühlt. Von Teer und Wasser befreit gehen sie, da Benzolgewinnung noch nicht stattfindet, zur Heizung in die Koksöfen und unter die Dampfkessel. Man braucht also bei diesem Verfahren weder zu waschen noch zu destillieren.

Der Motorantrieb der unterirdischen Streckenförderung ist bereits erwähnt. Die noch nicht genannten übrigen Motoren (Nebengewinnung, Werkstätten usw.) bieten nichts Besonderes.

Der ungestörte Betrieb der ganzen Anlage ist durch die mannigfachen Reserven hinreichend gewährleistet. Unter diesen Reserven verdient die Batterie, ganz abgesehen von ihrer Bedeutung für die Fördermaschine, besondere Erwähnung. Tritt im Generatorbetrieb irgend eine plötzliche Störung ein, vor der bekanntlich keine Maschine sicher ist, so dauert es etwa eine halbe Stunde, bis der Reservesatz läuft. In dieser Frist würden alle Motoren stillestehen, wenn nicht die Batterie da wäre und mit ihren 460 Ampèrestunden

soviel Strom an die Sammelschienen der Schalttafel gäbe, als zum Fortbetriebe der für die Sicherheit unentbehrlichen Maschinen, d. i. des Ventilators und des Lichtumformers, erforderlich ist.

Ein erwähnenswerter Vorteil der elektrischen Kraft-Zentralisierung liegt in der Möglichkeit, Raum zu sparen. Dieser Vorteil zeigt sich besonders bei den Kompressoren und Ventilatoren. Der Umstand, daß in unserem Falle Platz genug zur Verfügung war, ändert daran nichts.

Ein Bedürfnis, dem Generator neben dem Gleichstrom auch Drehstrom zu entnehmen, hat bis jetzt nicht bestanden und wird auch weiterhin voraussichtlich nicht eintreten. Damit ist wohl der Beweis erbracht, daß man fehlgeht, wenn man für Bergwerkzentralen als Stromart nur den Drehstrom gelten läßt.

Es mögen jetzt zunächst noch einige Mitteilungen folgen, die sich in den Rahmen der vorstehenden Erörterungen nicht gut einfügen ließen.

Man hat bemängelt, daß die Klosettanlage, die 24 durch Scheidewände getrennte Sitze hat, nicht im Anschluß an die Waschkaue, sondern abseits zwischen

Wetterschacht und Kamin errichtet worden ist. Indessen ist zu bedenken, daß die Disposition der ganzen Schachtanlage zu einer Zeit entstand, als die Ankylostomiasis ihre künftigen Einwirkungen auf den Bergwerksbetrieb noch nicht ahnen ließ. Es darf auch gesagt werden, daß nach ärztlichen Feststellungen die Zeche Zollern II als immun gegen Wurmverseuchung gilt, und es ist endlich anzuführen, daß die Nähe des Kamines eine vortreffliche Ventilation der Abortgrube ermöglicht. Aus dieser Grube führt nämlich unter Flur eine Tonrohrleitung von 300 mm lichtem Durchmesser in den hohen Schornstein. So wird ohne Wasserspülung auf die einfachste Weise völlige Geruchlosigkeit erzielt.

In ähnlicher Art ventiliert man die Herdfeuer der Schmiede. Hier werden die Rauchgase durch ein Rohrsystem, das teils in den Wänden, teils unter Flur der Werkstatt liegt, einem Sammelkanal zugeführt, der sie in den Wetterschacht leitet. Die Depression wird an jedem einzelnen Schmiedefeuere durch Klappen geregelt.

Der in der Schmiede befindliche Dampfhammer wird mit Preßluft betrieben, müßte also Lufthammer heißen. In der Schmiede ist eine den Abmessungen der Förderkörbe entsprechende Grube, die das Einhängen der Körbe zu Reparaturzwecken derart gestattet, daß man im Niveau der Werkstattflur jeden Teil des Korbes erreichen kann.

In der Lampen- und in der Markenstube sind Vorrichtungen, die gegenüber den sonst üblichen Anordnungen schon wegen der erheblich geringeren Raumbeanspruchung beachtenswert erscheinen.

Die beiden Lampenständer (Fig. 20) sind in Eisenkonstruktion ausgeführt. An einer in Kugellagern laufenden vertikalen Achse sitzen, gleichmäßig gruppiert, zahlreiche Arme, welche die Lampen tragen. Bei der Ausgabe bewegt ein Junge den Apparat, während ein erwachsener Arbeiter die Lampen verabfolgt.



Fig. 20. Lampenständer.

Fig. 21. Ansicht.

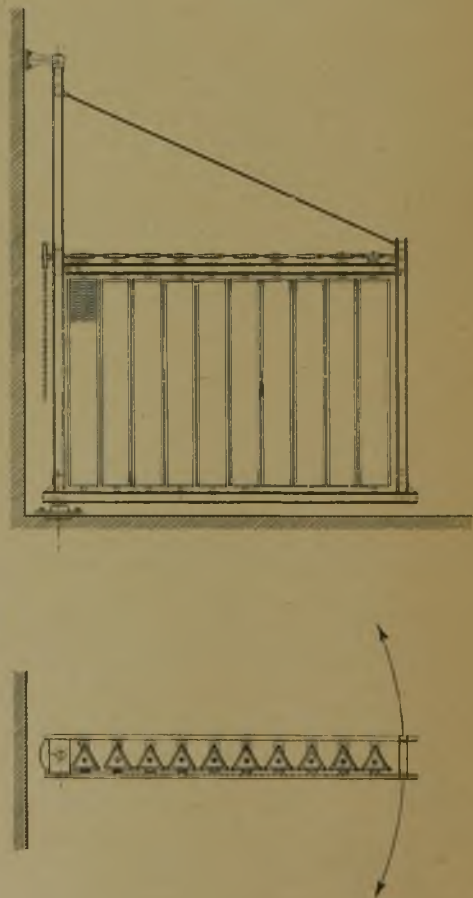


Fig. 22. Grundriß.

Fig. 21 u. 22. Markentafel.





Tabelle 1.

Dampfmaschine (vgl. die nebenstehenden Diagramme).

Abmessungen der Maschine.

- Hochdruckzylinder-Durchm. . . . . 630 mm
- Kolbenstangen-Durchm. vorn . . . . . 170 "
- Kolbenstangen-Durchm. hinten . . . . . 170 "
- Wirksame Kolbenfläche 2890,22 qcm.
- Mitteldruckzylinder-Durchm. . . . . 1000 mm
- Kolbenstangen-Durchm. vorn . . . . . 170 "
- Kolbenstangen-Durchm. hinten . . . . . 170 "
- Wirksame Kolbenfläche 7627,02 qcm.
- Niederdruckzylinder-Durchm. . . . . 1100 mm
- Kolbenstangen-Durchm. vorn . . . . . 170 "
- Kolbenstangen-Durchm. hinten . . . . . 130 "
- Wirksame Kolbenfläche vorn 9276,32 qm,
- " " hinten 9370,57 "
- Hub 1200 mm.

Leistung und Dampfverbrauch während der einzelnen Schichten:

	Hochdruck- zylinder	Mitteldruck- zylinder	rechter Niederdruck- zylinder	linker Niederdruck- zylinder	PSi zusammen	Speisewasser- verbrauch	Dampfverbr. auf PSi nach Stunde
Morgenschicht	564,49	662,46	273,52	319,54	1820,01	76330 - 20	5,23
Seilfahrt	490,80	359,36	144,94	180,64	1175,74	6400	5,44
Mittagschicht	550,97	631,24	294,79	253,54	1730,54	62400 - 20	5,15
Nachtschicht	450,38	302,14	140,18	117,91	1010,61	62380 44237 - 24	5,46
					5736,90		21,28

Im Mittel 1434,22 PSi. Im Mittel 5,32 kg.

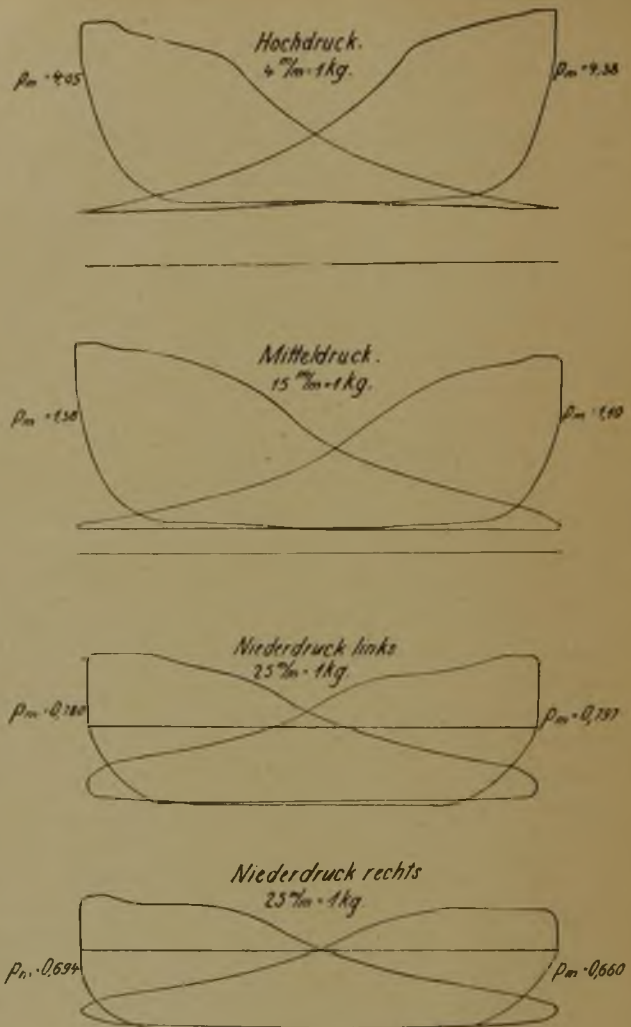


Fig. 24. Diagramme der Heißdampfmaschine.

Die Indikator- und das in Fig. 25 dargestellte Rankin-Diagramm lassen die Arbeit des Dampfes in den verschiedenen Expansionsstufen erkennen.

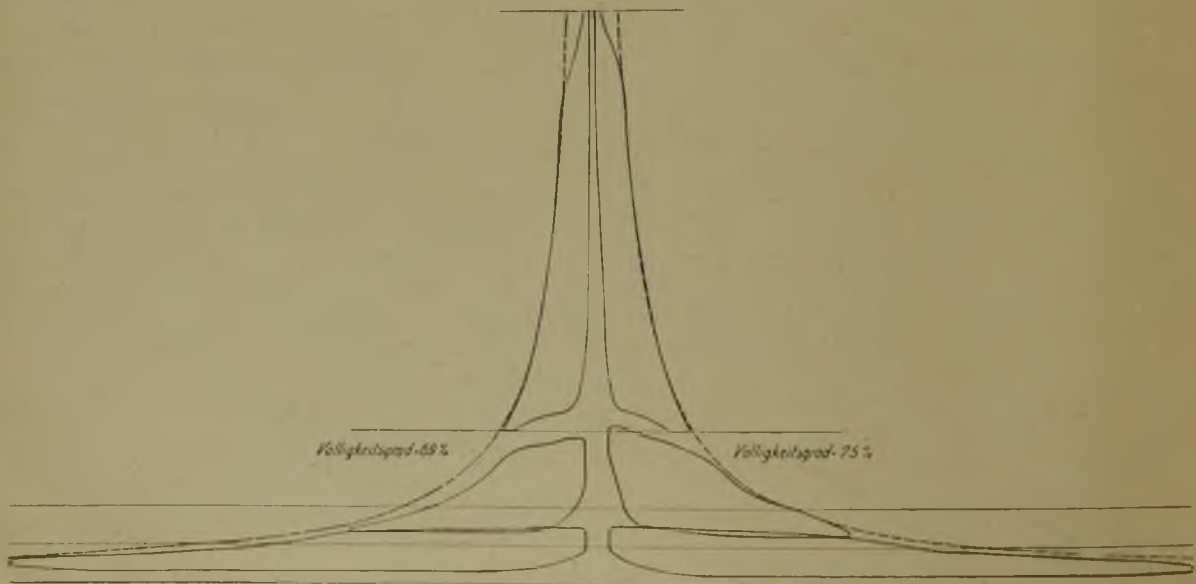


Fig. 25. Rankinisirtes Diagramm der Heißdampfmaschine.



Tabelle 2.

Zusammenstellung der vom Generator während 24 Std. abgegebenen Kilowattstd.

		1.	
Förderung	}	Ilgner-Motor . . .	3855,89
		Erregung d. Ilgner-Dynamo . . .	29,15
		Erregung d. Fördermotors . . .	304,25
		Kleiner Kompressor	216,10
		Sa.	4405,39 KW-Std.
		2.	
Motoren	}	Kompressor I . . .	3805,00
		„ II . . .	5597,00
		Lichtumformer und Kleinmotoren . . .	1120,00
		Kondensation . . .	547,51
		Ventilator . . .	1598,00
		Separation u. Seilbahn . . . . .	794,70
		Wäsche . . . . .	3005,59
		Kokerei . . . . .	1196,50
		Sa.	17664,30 KW-Std.
		Gesamtsumme	22 069,69 KW-Std.

1. Gesamtgelieferte Kilowattstunden . . . 22 069,69
2. Wasserverbrauch . . . . . 189 303,00 kg
3. Wasserverbrauch pro KW-Std.  $\frac{189\ 303}{22\ 069,69} = 8,57$  kg
4. Geleistete Schachtpferdekraftstunden . . . 2657,183
5. Kilowattstunde pro Schachtpferd  $\frac{4405,39}{2657,283} = 1,66$
6. Wasserverbrauch pro „  $1,66 \cdot 8,57 = 14,226$  kg.

Einen interessanten Einblick in die Arbeit der Primärdynamo und der Fördermaschine gewähren die auf Tafel 20 abgedruckten Kurven der selbstschreibenden Instrumente.

Tabelle 3.

Verteilung des Energieverbrauches in den einzelnen Schichten.

	6 ÷ 2 Morgenschicht	2 ÷ 3 Seilfahrt	3 ÷ 10 Mittagschicht	10 ÷ 6 Nachtschicht	
Förderung	Ilgner-Motor . . .	1 952,52	54,20	1 387,12	462,05
	Erregung d. Ilgner-Dynamo . . . . .	15,65	0,56	10,26	2,68
	Erregung d. Fördermotors . . . . .	117,00	15,10	101,50	70,65
	Kleiner Kompressor	106,90	14,10	78,30	16,80
	Sa.	2 192,07	83,96	1 577,18	552,18
Motoren	Kompressor I . . .	1 915,00	55,00	1 550,00	285,00
	„ II . . .	1 770,00	220,00	1 720,00	1 887,00
	Lichtumformer und Kleinmotoren . . .	250,00	20,00	320,00	530,00
	Kondensation . . .	178,16	22,91	159,88	186,56
	Ventilator . . . . .	525,00	65,00	469,00	539,00
	Separation u. Seilbahn . . . . .	399,90	18,60	319,00	57,20
	Wäsche . . . . .	1 463,20	177,35	1 049,69	315,35
	Kokerei . . . . .	383,00	53,00	342,00	418,50
	Sa.	6 884,26	631,86	5 929,57	4 218,61
	Gesamt gelief. KWStd.	9 076,33	715,82	7 506,75	4 770,79
Wasserverbrauch . kg	76 310,00	6 400,00	62 380,00	44 213,00	
„ pro KWStd.	8,35	8,95	8,30	9,28	
Geleistete Schachtpferdekraftstunden .	1 562,00	13,053	990,13	92,00	
KWStd. pro Schachtpferd . . . . .	1,395	6,42	1,596	6,01	
Wasserverbrauch pro Schachtpferd . . . . .	11,787	57,459	13,247	55,773	

Wasserverbrauch pro Schachtpferd und Stunde innerhalb 24 Std. 14,226 kg.

Es steht hiernach fest, daß in der Zentrale der Dampfverbrauch auf die Kilowattstunde nicht mehr als 8,57 kg betragen hat, und daß die Fördermaschine mit Einschluß der gesamten Leerlaufarbeit des Ilgner-Umformers für ein Schachtpferd und eine Stunde nur 14,226 kg Dampf erforderte.

Diese Ziffern bedürfen keiner Erläuterung. Es sei nur noch erwähnt, daß alle Betriebseinrichtungen nicht nur für die Versuchsleistung völlig ausreichten, sondern auch für eine nicht unwesentlich höhere Förderung genügt haben würden.

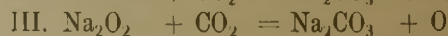
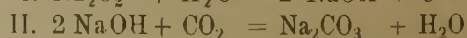
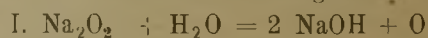
## „Pneumatogen“, ein neues System von Atmungsapparaten.

Von Prof. Dr. M. Bamberger und Dr. Friedrich Böck, Wien.

Die Bestrebungen, die Arbeitsverhältnisse der Großindustrien derart umzugestalten, daß trotz der Steigerung der Produktion durch ausgedehnte Heranziehung maschineller Hilfsmittel und durch Vergrößerung der Betriebe eine Verminderung der Produktionskosten erzielt wird, haben auch eine Erhöhung der Betriebsgefahren und Unfälle zur Folge. Diese spielen bei manchen Industrien, die erfahrungsgemäß mit einem höheren Unfallkoeffizienten zu rechnen haben, namentlich also beim Bergbau, heute in sozialpolitischer Hinsicht eine wesentliche Rolle und vermögen mit Rücksicht auf den hohen Stand der humanitären Bestrebungen und auf die Forderungen der Haftpflichtgesetze einen oft entscheidenden Einfluß auf die Bilanz des Unternehmens auszuüben. Man sucht daher in Bergwerken einerseits durch rein betriebstechnische Sicherheitsmaßnahmen dem Eintritte einer Katastrophe tunlichst vorzubeugen, andererseits aber durch Anlage von Rettungstationen, Ausbildung eigener Rettungsmannschaften und ihre Anrüstung mit Hilfsapparaten eine möglichst große Anzahl von Verunglückten durch rechtzeitige Hilfeleistung zu retten.

Unter den Hilfsapparaten verdienen, seitdem nachgewiesen ist, daß die Mehrzahl der von einer Schlagwetterexplosion betroffenen Bergleute dem Erstickungstode durch die Nachschwaden anheimfällt, diejenigen die meiste Beachtung, welche eine annähernd normale Atmung des Menschen inmitten der giftigen Gase gewährleisten. Die große Zahl der seit wenigen Jahren gebauten Atmungsapparate, ihre gewissenhafte, nach allen Richtungen erfolgte Prüfung und Verbesserung beweisen, welchen Wert man ihnen in beteiligten Kreisen beilegt, und wie schwierig es andererseits ist, allen, ja auch nur den wichtigsten Anforderungen gerecht zu werden. Von letzteren sind in erster Linie hervorzuheben: zuverlässiges Arbeiten des Apparates in Verbindung mit zweckmäßiger äußerer Form, nicht zu großes Gewicht und entsprechende Leistungsfähigkeit, möglichst große Betriebsbereitschaft und leichte Inbetriebsetzung, sowie schließlich ein nicht zu hoher Preis. Die bisher zur Anwendung gekommenen Apparate genügen diesen Ansprüchen vielfach nicht; sie sind zu schwer und zu teuer, können nur durch eine geschulte Rettungsmannschaft, die sich stets in Bereitschaft befinden soll, unter voller Inanspruchnahme ihrer Leistungsfähigkeit verwendet werden und sind bei ihrer komplizierten Ausführung leicht der Gefahr einer zufälligen Störung des Mechanismus ausgesetzt. Diese Fehler sind jedoch keineswegs in

der mangelhaften Bauart der Apparate, sondern wohl in der Verwendung komprimierten Sauerstoffes (bezw. Luft) begründet. Wir gingen daher bei der Neukonstruktion eines Atmungsapparates bereits vor mehreren Jahren von dem Gedanken aus, der bis zu jenem Zeitpunkte noch nirgends praktisch durchgeführt war, den zur Aufrechterhaltung normaler Atmung notwendigen Sauerstoff nicht in Form des fertigen, stark komprimierten Gases, sondern in Form eines chemischen Präparates ohne Überdruck im Apparate unterzubringen und ihn aus diesem erst im Bedarfsfalle, und zwar annähernd in Mengen, die dem augenblicklichen Verbrauch im Organismus entsprechen, zu erzeugen. Es sei hier bezüglich der Entwicklungsgeschichte der Pneumatogenapparate auf unsere Veröffentlichung in der Zeitschrift für angewandte Chemie, Jahrg. 1904, II, S. 1426, verwiesen, in der bereits dargetan wurde, daß die notwendige Reinigung der ausgeatmeten Luft von den Exhalationsprodukten auf nassem Wege und eine davon unabhängige chemische Erzeugung von Sauerstoff unzumutbar ist, daß vielmehr die Erfüllung der eingangs erwähnten Bedingungen, denen der Selbstrettungsapparat genügen soll, nur durch eine Regenerierung auf trockenem Wege möglich ist. Als Regeneratoren dienen nach dieser Methode sauerstoffreiche Substanzen mit der Eigenschaft, Kohlensäure und Wasserdampf der ausgeatmeten Luft schnell und vollständig zu absorbieren und gleichzeitig eine entsprechende Menge Sauerstoff in Gasform zu entbinden. Die Alkali- und Erdalkali-Superoxyde besitzen diese Eigenschaft in verschiedenem Grade. Letztere, vornehmlich das Baryumsuperoxyd, beziehungsweise sein Hydrat, sowie die analogen Verbindungen von Calcium, Strontium usw. kommen weniger in Frage, da nach vorgenommenen Versuchen ihre Reaktionsfähigkeit gegenüber den Ausatmungsprodukten, besonders aber dem Wasserdampf gegenüber, bei gewöhnlicher Temperatur zu gering ist und daher die Entbindung von Sauerstoff zu träge verläuft. Hingegen eignen sich zu genanntem Zwecke die Alkalisuperoxyde, zunächst das ziemlich billige Natriumsuperoxyd, recht gut. Mit diesem Material wurden Versuche durchgeführt, von deren Resultaten hier nur erwähnt sei, daß das Natriumsuperoxyd allein nicht imstande ist, die vollständige Regenerierung zu vollziehen. Die chemischen Reaktionen verlaufen hierbei nach folgenden Gleichungen:

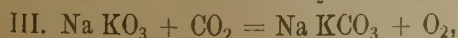
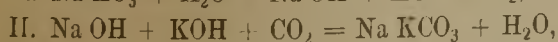




Daraus ist zu entnehmen, daß nur der im Wassermolekül gebundene Sauerstoff bei der Einwirkung des Natriumsuperoxydes in derselben Menge, derjenige der Kohlensäure jedoch nur zur Hälfte als atembares Gas wiedererscheint. Daß nach Gleichung II überdies noch ein Teil der Kohlensäure von dem nach Gleichung I gebildeten Natriumhydroxyd direkt ohne Sauerstoffentwicklung absorbiert wird, bedingt nur scheinbar einen weiteren Sauerstoffverlust, da das bei dieser Reaktion gebildete Wassermolekül infolge der hohen Temperatur nicht in Form von Kristallwasser festgehalten werden kann, sondern mit dem Luftstrom als Dampf weitergeführt wird, bis es mit einer neuen, noch unveränderten Menge von Natriumsuperoxyd nach Gleichung I, also ebenfalls unter Sauerstoffentwicklung, reagiert. Allerdings wird theoretisch die mit Hilfe der Atmungsprodukte erzeugte Sauerstoffmenge etwas größer als die zur Bildung der ersteren im Organismus durch die Lunge verbrauchte sein, da ja ein Teil des durch Speise und Trank dem Körper reichlich zugeführten Wassers diesen durch die Lunge in Dampfform verläßt, ohne daß hierzu Sauerstoff verbraucht wird. Allein die praktischen Versuche ließen in Übereinstimmung mit einer annähernden Berechnung aus den durchschnittlich ausgeatmeten Wasser- und Kohlensäuremengen erkennen, daß nur etwa  $\frac{2}{3}$  des notwendigen Sauerstoffbedarfes auf dem genannten Wege gedeckt werden, daß also der Rest anderweitig zugeführt werden muß, etwa mit Hilfe komprimierten Gases oder durch Einwirken von Wasser auf die notwendige Menge von Natriumsuperoxyd, ein Verfahren, das namentlich konstruktiv nicht einfach ist und später daher vollkommen fallen gelassen wurde.

Es ist klar, daß ein Regenerierungsmittel von sonst gleichen Eigenschaften wie das Natriumsuperoxyd, vor diesem aber durch einen höheren Gehalt an abspaltbarem Sauerstoff ausgezeichnet, die Entwicklung von „Ergänzungsaerstoff“ unnötig macht und Benutzung sowie Konstruktion des Apparates bedeutend zu erleichtern vermag. Von solchen „höheren“ Superoxyden sind bisher nur zwei bekannt, das Natriumkaliumsuperoxyd  $\text{Na KO}_3$  und das Kaliumtetroxyd  $\text{K}_2\text{O}_4$ , von denen letzteres nicht in Betracht kommt, da es vorderhand im Handel noch gar nicht zu haben ist und infolge Zerfließens bei Einwirkung der Ausatmungsprodukte eine Verstopfung der Absorptionschicht befürchten läßt. Ersteres ist jedoch vollkommen geeignet und bildet die Grundlage unserer Pneumatogenapparate, welche nunmehr in einigen Typen gebaut werden.

Die Wirkungsweise dieses Präparates läßt sich wieder durch drei Gleichungen:



charakterisieren, aus denen hervorgeht, daß die Sauerstoffausbeute doppelt so groß wird wie bei Verwendung von Natriumsuperoxyd. Da nun letzteres, wie oben bemerkt, an regeneriertem Sauerstoff schon zwei Drittel des Gesamtbedarfes zu decken vermag, muß eine bestimmte Menge Natriumkaliumsuperoxyd mehr als genügen, um eine gewisse von dieser Menge und von den Konstruktionseigentümlichkeiten des Apparates sowie von der Atmungsintensität (Arbeitsleistung) abhängige Zeit hindurch die Exhalationsprodukte unschädlich zu machen und an ihre Stelle soviel frischen Sauerstoff treten zu lassen, daß ein zur Atmung vollkommen taugliches Gasgemisch entsteht. Das Prinzip der Pneumatogenapparate besteht darin, daß die ausgeatmete Luft durch die Superoxydschicht durchgeblasen, gewissermaßen also durchfiltriert wird und sich sodann in einem Atmungssack sammelt, von wo sie bereits vollkommen regeneriert auf demselben Wege zur Lunge zurückkehrt. Durch diese Anordnung werden Ventile jeder Art vermieden, und da ferner infolge der Sauerstoffentwicklung aus einem ohne Überdruck eingelagerten Präparat auch die Stahlflaschen (Gasbomben) und Reduzierventile unnötig sind, weist das System vor allen bisher gebräuchlichen Atmungsapparaten an und für sich schon bedeutende Vorteile auf.

Um die angeführten chemischen Reaktionen zwischen Natriumkaliumsuperoxyd und den Exhalationsprodukten vollkommen herbeizuführen, ist jedoch eine ganz bestimmte äußere Form des Superoxydes erforderlich. Weder das pulverförmige noch ein durch Zerschlagen hydraulisch gepreßter Tafeln gekörntes Präparat ist brauchbar, ersteres weil es das Durchatmen zu sehr erschwert, letzteres weil es nur oberflächlich reagiert, während die tieferen Schichten durch den außen gebildeten dichten Überzug aus den Reaktionsprodukten (Natriumkaliumkarbonat und -hydroxyd) vor der Einwirkung der Ausatemungsluft geschützt bleiben. Nur ein Präparat in Form poröser Granalien von bestimmter, möglichst gleichmäßiger Korngröße ist imstande, die verlangte Reaktion vollständig herbeizuführen.

In erster Linie kam es uns darauf an, einen Selbstrettungsapparat zu bauen, dessen zweckmäßige Konstruktion, so lange man mit Verwendung komprimierten Sauerstoffes rechnen mußte, nicht gelingen konnte. Erst später stellten wir durch weitere Versuche fest, in welcher Weise dasselbe Prinzip zur Konstruktion von sogenannten Arbeitsapparaten, d. h. solchen, welche eine längere Benutzungsdauer auch bei schwerer, forcierter Arbeit gestatten, verwendet werden kann.

Selbstrettungsapparat „Pneumatogen“.

Im Verlaufe der Versuche und namentlich mit Rücksicht auf den Bau des Arbeitsapparates, bei welchem ja

schon die höheren Herstellungskosten eine möglichst einfache und billige Wiederinstandsetzung nach Gebrauch bedingen, sind wir von der in der Zeitschrift für angew. Chemie, 1904, II, S. 1426 beschriebenen Ausführung des Selbstrettungsapparates wieder abgekommen. Seine nunmehrige Gestalt unterscheidet sich von jener hauptsächlich dadurch, daß die Durchstoßvorrichtung gänzlich außerhalb der Regenerationsbüchse liegt, daß also nur diese, nach Art einer Patrone, nach Gebrauch zu erneuern ist. Die Patrone, welche auch für den Arbeitsapparat Verwendung findet, besitzt folgende Einrichtung (s. Fig. 1). Eine zylindrische Blechbüchse von 8 cm

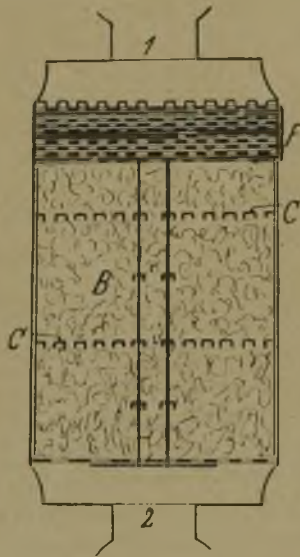


Fig. 1.

Durchmesser und 10 cm Höhe ist mit zwei Deckeln, die in der Mitte in ein entsprechend geformtes Rohrstück übergehen, versehen. Beide Rohrstücke sind vor dem Gebrauch durch die eingelöteten dünnen Bleiplättchen 1 und 2 verschlossen, sodaß das Innere der Regenerationspatrone vollkommen hermetisch von der Außenluft getrennt ist. Den Hauptteil des Innenraumes nimmt das gekörnte Natriumkaliumsuperoxyd B (250 g) ein, das zwischen zwei Drahtnetze gelagert ist. Zwischen B und dem oberen Deckel befindet sich die Filter- und Verteilungsvorrichtung F. Für die Regenerierung hat es sich als durchaus notwendig erwiesen, den nach Durchstoßung der beiden Bleiplättchen aus dem Einatmungstutzen kommenden Luftstrom ganz gleichmäßig über den vollen Querschnitt der Superoxydschicht zu verteilen, wozu früher zwei Paar sogenannter Stoßfilter dienten. Diese bestanden aus gelochten Blechscheiben, deren Öffnungen mit kurzen Halsen versehen und derartig gegeneinander verstellt waren, daß die Luft sie nicht direkt, sondern unter mehrfacher Richtungsänderung passieren mußte.

Da die Entbindung des Sauerstoffes aus dem Präparate jedoch, auch bei langsamem Gasstrom, unter Losreißung außerordentlich feiner Partikelchen des alkalischen Materiales stattfindet und einen zwar erträglichen, aber immerhin nicht angenehmen Hustenreiz während der ersten Viertelstunde hervorruft, mußte noch ein sehr feinporiges Asbestfilter eingeschaltet werden, welches naturgemäß das Durchatmen etwas erschwerte. Dieser Übelstand wurde nunmehr dadurch behoben, daß an Stelle des Filters aus Asbestwolle eine größere Anzahl gelochter Asbestplatten mit rauher Oberfläche traten, deren Löcher wieder wechselweise angeordnet sind. Die aus den Löchern der einen Platte strömende Luft stößt auf volle Stellen der nächsten, lagert einen Teil ihres Alkalistaubgehaltes hier ab und gelangt erst nach Änderung ihrer Bewegungsrichtung zu den Öffnungen der zweiten Platte. Das Ergebnis dieser Vorrichtung ist einerseits eine gute Verteilung der Aus-

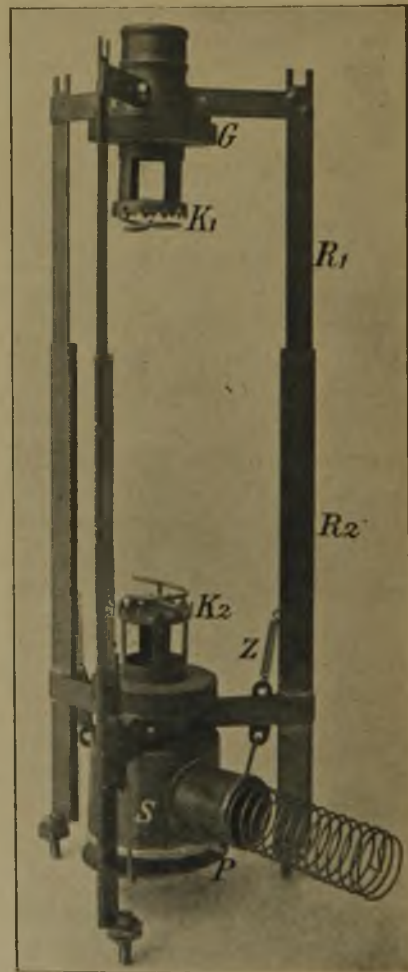


Fig. 2.

atmungsluft über den ganzen Querschnitt, anderseits eine fast vollkommene Befreiung der zur Einatmung



gelangenden regenerierten Luft von den mitgeführten Staubteilchen.

Ein in der Superoxydschicht befindliches leichtes

Rahmengestell C aus gelochten Blechstreifen hat die Aufgabe, das Präparat vor dem während der Reaktion sonst stattfindenden starken Zusammensintern zu be-



Fig. 3.

wahren, damit das leichte Durchatmen möglichst lange erhalten bleibt.

Das Superoxyd befindet sich demnach vor Gebrauch unter vollkommen hermetischem Verschluss, da alle Verbindungsstellen der Patronenbüchse verlötet sind. Zum Gebrauche müssen die erwähnten Bleiplättchen im Deckel- und Bodenstutzen durchstoßen werden. Hierfür dienen zwei Durchstoßkronen  $K_1$  und  $K_2$  (Fig. 2), von denen die eine mit dem Atmungsschlauch A bzw. Mundstück M (Fig. 3), die andere mit einer kleinen Staubkammer S (Fig. 2) und weiter mit dem Atmungssack verbunden ist. Die Kronen bestehen aus Rohrstücken mit gezackten scharfen Rändern, welche beim Eindrücken in den Patronenhals die Bleiplättchen durchstoßen. Gleichzeitig dichten sich die mit den Durchstoßkronen verbundenen Gummipplatten G gegen die Ränder der beiden Patronenhälse ab, sodaß nunmehr eine nach außen luftdichte Verbindung zwischen dem Mundstück und dem Atmungssack geschaffen ist. Zur Sicherung des Durchstoßens sind die beiden Kronen an einem leichten in sich zusammenschiebbaren dreiarmligen Rahmengestell  $R_1, R_2$  befestigt. Ein unbeabsichtigtes Lösen des dichten Abschlusses wird durch eine automatische Sperrvorrichtung verhindert, welche jeden der drei oberen Rahmenarme  $R_1$  durch Reibung in dem zugehörigen unteren Arm  $R_2$  festhält. Erst nach Zurückziehung der drei Klemmbleche Z (Fig. 2) mittels Einschraubens einer Schraube in die mit ihnen symmetrisch verbundene Platte P kann die Verbindung gelöst und die Patrone von den Durchstoßkronen getrennt werden.

Die durch das Einatmungsrohr eintretende Luft verteilt sich im Asbestfilter, wird beim Durchstreichen der Superoxydschicht regeneriert und verläßt die Patrone durch die untere Durchstoßkronen. Sie gelangt sodann in die mit dieser verbundene Staubkammer, in welcher sich der bei starken Erschütterungen von den Superoxydgranalien abgeriebene Staub ansammelt. Der Atmungsbeutel ist an einem Rohrstutzen der Staubkammer befestigt und wird noch durch eine Spiralfeder gestützt; er besitzt in aufgeblähtem Zustande ein Volumen von etwa 14 l und ist aus mit bestem Paragummi imprägniertem Stoff hergestellt. Beim Einatmen kehrt die reine Luft auf demselben Wege zurück. Die Verbindung des Apparates mit dem Munde geschieht durch ein Rohr aus Kautschuckstoff, das in seinem Innern in Abständen von etwa 4 mm eingenahte, kurze Blechringe enthält. Dadurch ist ein Schlauch geschaffen, der weder bei irgend einer Bewegung abknicken oder sich wesentlich verengen kann, noch infolge seiner Leichtigkeit und Biagsamkeit irgend welche Beschwerden verursacht. Er endigt in ein Mundstück M (Fig. 3), das einen leichten Speichelfänger und eine zweieckige weiche Kautschuckplatte trägt; letztere wird zwischen Lippen und Zähne eingelegt, während die Nase durch eine Klemme verschlossen gehalten wird.

Da bei der Reaktion des Präparates mit den Atmungsprodukten bedeutende Wärmemengen frei werden, die je nach der Atmungsintensität eine Temperaturerhöhung von 150—200° hervorrufen, war es notwendig,

sämtliche Metallteile des Apparates durch einen Isolationsmantel J (Fig. 3) vor der Berührung mit der Haut zu schützen. Der Mantel besteht aus zwei gelochten Pappzylindern, die sich ineinanderschieben lassen, und von denen jeder mit einer der beiden oben erwähnten Rahmenhälften verbunden ist. Durch die Luftzirkulation erfolgt eine hinreichende Kühlung des Mantels. Während bei den bisherigen Apparaten trotz ihrer verhältnismäßig niedrigen Reaktionstemperatur von nur wenig über  $100^{\circ}\text{C}$  die Einatmungsluft unerträglich heiß war und die Einschaltung von Luftkühlern notwendig machte, wird die Luft bei unserem Apparate stets geradezu als kühl empfunden, obwohl ihre Temperatur, im Mundstück M gemessen, infolge der starken Erhitzung des Superoxydes im Laufe des Versuches bis gegen  $50^{\circ}\text{C}$  steigt. Der Grund dieser auffälligen Erscheinung liegt darin, daß die regenerierte Luft im Gegensatz zu den bisherigen Apparaten nahezu trocken ist und daher nur eine sehr geringe, der minimalen spezifischen Wärme trockener Gase entsprechende Wärmemenge mit sich führt, die im Vergleich mit der hohen Kondensationswärme des in feuchter Luft (z. B. nach Absorption der Kohlensäure durch feuchtes Ätzkali oder Lauge) enthaltenen Wasserdampfes jedenfalls verschwindend klein ist. Ein gewisses Gefühl von Trockenheit im Munde während der ersten Minuten des Gebrauches ist so unbedeutend, daß es oft gar nicht wahrgenommen wird.

Naturgemäß ist nach dem Herausziehen des Apparates aus seiner Schutzbüchse der Atmungsbeutel nahezu leer, und es ist daher notwendig, ein gewisses, den in Betracht kommenden Lungenfüllungen entsprechendes Luftquantum in den Beutel zu schaffen, das ja während der Gebrauchzeit annähernd ein und dasselbe bleibt. Zu diesem Zwecke wird vorgeschrieben, den Sack durch 2 bis 3maliges Hineinblasen, also ungefähr mit 3–4 l Luft, vorzufüllen und dann erst durch Anlegung der Nasenklemme den Abschluß von der Außenluft herzustellen. Eine solche Vorfüllung ließe sich auch chemisch oder mit Hilfe einer kleinen Stahlflasche durch Sauerstoff bewerkstelligen; da aber der Apparat dadurch komplizierter wird, scheint die erste Methode vorteilhafter. Weil jedoch die Vorfüllung durch Hineinblasen immerhin vergessen werden könnte, haben wir in letzter Zeit eine Anordnung getroffen, die ein automatisches „Luftschöpfen“ des Atmungsbeckes gewährleistet. Es wird dies durch Einlagerung eines Federrahmens im Beutel erreicht, der letzteren im Momente des Herausziehens des Apparates aus seiner Schutzbüchse aufspannt, sodaß das notwendige Luftvolumen hierdurch eingesaugt wird.

Versuche ergaben, daß bei sofort erhöhter Arbeitsleistung, etwa durch gleichzeitig mit der Inbe-

triebsetzung des Apparates begonnenes rasches Gehen oder Laufen, die Sauerstoffentwicklung aus dem Superoxyd solange hinter dem tatsächlichen Bedarf des Organismus zurückbleibt, bis das Präparat eine gewisse erhöhte Temperatur angenommen hat. Deshalb muß die Atmung während der ersten 2–3 Minuten in Ruhe (sitzend, stehend oder sehr langsam gehend) erfolgen, und erst dann darf eine Steigerung der Arbeitsleistung eintreten. Unterwirft sich der Atmende dieser Vorschrift nicht, versucht er etwa sofort nach Einschaltung des Apparates zu laufen, so wird er auch ohne seinen Willen in den nächsten Minuten durch den eintretenden Sauerstoffmangel veranlaßt, sein Tempo zu mäßigen oder das Mundstück herauszunehmen. Diese Erscheinung dürfte wohl darauf zurückzuführen sein, daß das Natriumkaliumsuperoxyd infolge Einwirkung feuchter Luft während der Körnung und Einfüllung oberflächlich in Natrium- und Kaliumhydroxyd übergeht, das zwar die ausgeatmete Kohlensäure bindet, aber an ihre Stelle keinen Sauerstoff treten läßt.

Ein wesentlicher Vorzug des Apparates ist seine Anpassungsfähigkeit bezüglich der Sauerstofflieferung an die Bedürfnisse des Organismus. Bei den Respiratoren mit komprimiertem Sauerstoff mußte man davon absehen, die Regulierung der Zuströmung frischen Sauerstoffes dem Arbeiter zu überlassen, weil letzterer sehr oft nicht imstande war, die Möglichkeit des Sparens an diesem Gase oder die Notwendigkeit einer erhöhten Zufuhr richtig und rechtzeitig zu erkennen. Man mußte daher die Reduzierventile auf den möglichen Maximalbedarf an Sauerstoff (pro Minute etwa 2 l) einstellen und ließ diese Menge ausströmen, gleichgiltig, ob der Atmende dafür Verwendung hatte, oder ob die überschüssige Gasmenge gänzlich ungenützt entwich. Bei dem Pneumatogen-Apparat geschieht diese Regulierung selbsttätig; denn einem erhöhten Sauerstoffbedürfnis des Körpers geht unmittelbar auch eine erhöhte Kohlensäure- und Wasserdampf-Entwicklung voraus, die ihrerseits pro Zeiteinheit durch Einwirkung auf das Superoxyd eine erhöhte Sauerstofferzeugung zur Folge hat, allerdings auf Kosten der Gebrauchzeit. Während mit dem Selbstretter mit 250 g Superoxydfüllung bei gewöhnlicher Marschbewegung durchschnittlich etwa 30–40 Minuten geatmet werden kann, steigt die Gebrauchzeit beim Atmen in vollkommener Ruhe, also sitzend oder liegend, auf mehr als das dreifache (100 Minuten). Die Zeit von  $\frac{1}{2}$  Stunde erscheint genügend, um aus den vergasteten Strecken den Weg bis zu einem ungefährlichen Grubenpunkte zurückzulegen; diese Zeit ist aber sicher zu gering, sobald der Arbeiter, durch irgendwelche Umstände (Zubruchgehen der Strecken usw.) gehindert, warten mußte, bis die von Tage eindringende Rettungsmannschaft das Hindernis beseitigt hat. In vielen Fällen wird letzteres



binnen  $1\frac{1}{2}$  Stunde möglich sein, und diese Zeit kann der Arbeiter in Ruhe mitten im giftigen Gasgemisch zubringen.

Abgesehen von der steten Betriebsbereitschaft muß sich ein Selbstrettungsapparat möglichst in der Nähe des Arbeitenden befinden. Die Frage, ob es zweckmäßiger ist, jedem Arbeiter einen Apparat mitzugeben oder etwa an einzelnen Stellen der Grube Apparate aufzustellen, wird in der Praxis zu entscheiden sein; jedenfalls ist aber zu vermeiden, daß die Arbeiter dem Nachschwadenstrom entgegengehen müssen, um zu den Rettungsapparaten zu gelangen.

Für die Inbetriebsetzung des Apparates sind folgende Handgriffe erforderlich:

1. Herausnehmen des Apparates aus seiner Schutzbüchse;
2. Durchstoßen der Bleiplättchen durch einfaches kräftiges Zusammendrücken der beiden Rahmenhälften;
3. Vorfüllung des Sackes durch 2-3maliges Hineinblasen in das Mundstück (entfällt bei dem automatisch aufspannbaren Atmungsack);
4. Anlegen des Mundstückes und der Nasenklemme unter Beginn der Atmung (Fig. 4).



Fig. 4.

Das Gewicht des Apparates beträgt mit Schutzbüchse etwa 1,5 kg, ohne diese, also während seines Gebrauches, rund 1 kg; der Preis stellt sich auf 40 Kronen. Die Reinigung und Wiederinstandsetzung ist ebenfalls sehr einfach. Durch Einführung der Bodenschraube (Fig. 5) wird die Klemmvorrichtung gelöst,

und die beiden Isoliermäntel lassen sich mit ihren Rahmenhälften leicht auseinanderziehen. Die ver-



Fig. 5.

brauchte Patrone wird herausgenommen und, nach Reinigung der Durchstoßkronen und der Staubkammer mit einer Drahtbürste, durch eine neue Patrone ersetzt, wobei auf deren richtige Lage (Filterseite gegen das Mundstück) zu achten ist. Die beiden Rahmenhälften werden sodann wieder soweit zusammengeschoben, daß die Durchstoßkronen in die Patronenhälsen hineinragen, ohne die Bleiplatten zu durchstoßen; diese Stellung wird durch eine Marke an dem Isoliermantel angezeigt. Der Apparat ist, nach Entfernung der Bodenschraube, nunmehr wieder gebrauchsfertig und wird in seiner Blechbüchse verwahrt.

#### Arbeitsapparat.

Die ausgezeichneten Resultate, welche mit dem „Selbstretter“ nach dem Pneumatogensystem erzielt wurden (siehe die Tabelle I auf S. 807), gaben Veranlassung, einen auf demselben Prinzip beruhenden „Arbeitsapparat“ zu bauen.

Eine bloße Vergrößerung der Abmessungen des „Selbstretters“ etwa bis zur Aufnahmefähigkeit für die doppelte Natriumkaliumsuperoxydmenge würde nicht zum Ziele führen; denn mit Rücksicht auf die zu geringe Oberflächen- also Kühlflächenentwicklung der Patronen würde im Innern die Reaktionstemperatur infolge der bei schwerer Arbeit um das mehrfache gesteigerten Atmungsintensität eine derartige Höhe erreichen, daß das Material schmelzen und entweder eine

Behinderung des freien Luftdurchganges, also eine Verstopfung, oder die Bildung eines zentralen Kanals eintreten würde, welchen die Luft ohne genügende Regenerierung durchströmen könnte. Auch wird die gleichmäßige Verteilung des Gasstromes mit wachsendem Unterschied in den Querschnitten des Einatmungsschlauches und der Patrone immer schwieriger. Es erscheint daher von vornherein zweckmäßiger, zwei oder gegebenenfalls mehr kleine Regenerationsapparate etwa von den Abmessungen des Selbstretters parallel zu schalten und in jedem einen bestimmten Teil der Ausatemungsluft zu regenerieren. Natürlich erhöht sich bei einem derartigen System auch die früher erwähnte „Wartezeit“, während welcher größere Arbeitsleistungen vermieden werden müssen, um nicht gleich von Anfang an den Sauerstoffgehalt des Gases im Atmungsack unter die zulässige Grenze herabzudrücken. Beim Arbeitsapparate ist daher eine Vorfüllung des Atmungsackes mit einer für die ersten 4–6 Minuten ausreichenden Menge Sauerstoff (also ungefähr 10–12 l) notwendig; hierfür dient eine besondere Vorrichtung, der „Sauerstoffrapidentwickler“, der das Gas in kurzer Zeit chemisch entwickelt, und der bei den anfänglichen Konstruktionsmodellen mit dem ganzen System starr verbunden war. Schließlich war es notwendig, dem Arbeiter nach Erschöpfung der Regenerationspatronen für den Fall, daß er sich zu diesem Zeitpunkte noch im vergastem Raum befindet, auch für den Rückzug die normale Atmung zu sichern. Zu diesem Zwecke dem Manne einfach einen Selbstrettungsapparat mitzugeben, erscheint jedoch mit Rücksicht auf die Gefahr des Mundstückwechsels und des Aufblasens des Atmungsbeutels im vergastem Raum untunlich. Die Patrone für den Rückzug muß vielmehr mit dem Arbeitsapparate derart verbunden sein, daß ohne Zutritt der Außenluft eine Umschaltung des Gasstromes auf diese Rückzugpatrone möglich ist. Demnach setzt sich ein vollständiger Arbeitsapparat aus zwei Arbeitspatronen, einer Rückzugpatrone, einem Sauerstoffrapidentwickler und dem Atmungsbeutel samt Schlauchleitungen zusammen. Alle diese Teile wurden anfänglich in einem auf dem Rücken zu tragenden Korbe untergebracht, während der Umschalter vorne auf der Brust ruhte. Die praktischen Versuche ergaben jedoch bei dieser Anordnung eine zu große Länge der Schlauchleitungen von der Regenerationstelle zum Munde, sodaß namentlich bei Personen mit geringer Atmungstiefe ein großer Teil der ausgeatmeten Luft gar nicht oder nur ungenügend gereinigt wieder zur Einatmung gelangte und solche Personen zu Arbeitsleistungen nicht fähig waren. Dieser Übelstand wäre durch Anwendung von Ventilen zu umgehen. Um jedoch den großen Vorteil der ventillosen Atmung beim Pneumatogensystem nicht aufgeben zu müssen, entschlossen wir uns zur Teilung des Apparates. Nach dieser neuesten Konstruktion

wird das Regenerationsystem vorne auf der Brust in geringer Entfernung vom Munde getragen, während der Atmungsack auf dem Rücken untergebracht ist. Wie Fig. 6 erkennen läßt, sind 3 Superoxydpatronen  $P_1$ ,



Fig. 6.

$P_2$  und  $P_3$  angeordnet, von denen die beiden äußeren für die Atmung während der Arbeit, die mittlere für die Atmung während des Rückzuges bestimmt sind. Die Tragvorrichtung besteht aus den beiden Querrohren  $R_1$  und  $R_2$ , welche durch einen Aluminiumbügel  $B$  gehalten werden; letzterer umschließt auch den zweiteiligen Isoliermantel  $J_1, J_2$ . Beide Querrohre sind mit je drei aufgesteckten Durchstoßkronen  $K$  versehen; das obere Rohr  $R_1$  trägt noch zwei Rohrstützen, an welchen die beiden, zu dem mit einem Speichelfänger versehenen Mundstück  $M$  führenden Atmungsschläuche  $S_1$  und  $S_2$  befestigt sind. In seinem Innern enthält  $R_1$  einen Röhrenschieber, dessen Bewegung vom Griff  $G$  aus bewerkstelligt werden kann. Ist dieser Griff ganz in das Querrohr hineingeschoben, so streicht die aus dem Mundstück und den beiden Atmungsschläuchen kommende Luft nur durch die äußeren (Arbeits-) Patronen nach dem unteren Querrohr, von wo sie durch einen Schlauch in den Atmungsack gelangt. Die mittlere Patrone ist hierbei aus dem Gasstrom gänzlich ausgeschaltet. Zieht man den Griff  $G$  heraus, so werden die beiden Arbeitspatronen ausge-



schaltet, und die Regenerierung der Luft findet nur in der mittleren Patrone statt. Die Patronen werden wie beim Selbstretter derart angebracht, daß die 6 Durchstoßkronen etwas in die Patronenhäse hineinragen, ohne die Bleiplättchen zu verletzen. Nach dem Auflegen der vorderen gelochten Isoliermantelhälfte und dem Schließen des Bügels wird diese Stellung der beiden Querrohre durch entsprechende Einstellung der Schraube O am unteren Bügelende fixiert. In diesem Zustande wird der Apparat bis zur Verwendung aufbewahrt (Fig. 7). Im Gebrauchsfalle hat man zunächst durch Anziehen der Schraube O die beiden Querrohre  $R_1$  und  $R_2$  soweit einander zu nähern, daß die 6 Bleiplättchen nacheinander durchstoßen werden und alle 6 Patronenhäse luftdicht gegen die Gummipuffer auf den 6 Stützen der Querrohre gepreßt sind. Nunmehr ist die gegen die Außenluft vollständig abgedichtete Verbindung zwischen Mundstück und dem Atmungsack unter Zwischenschaltung des Patroneninnern hergestellt.



Fig. 7.

Das Regenerationsystem wird durch ein um den Nacken geschlungenes Tragband gehalten und durch einen Leibgurt am unteren Bügelende festgeschnallt. Im Rückenkorb befindet sich der Atmungsack. Eine Abänderung dieser Anordnung stellt ein in Rockform gebauter Atmungsack dar, dessen Vorderteil als Netz gestaltet ist, sodaß sich am Rücken keine starren Apparateile befinden (Fig. 8 und 10). Der Atmungsrock ist aus starkem Gummistoff gefertigt.

Nach dem Anlegen des Apparates wird die Vorfüllung des Atmungsackes mit etwa 10 l Sauerstoff durch das Mundstück vorgenommen. Dies geschieht am bequemsten mit Hilfe des komprimierten Sauerstoffes. Aus einer großen Gasbombe (mit 4000 l Sauerstofffüllung) wird eine kleine Stahlflasche

(etwa von der Größe, wie sie bei den Atmungsapparaten „Drägerwerk“ in Verwendung stehen) auf



Fig. 8.

einen ziemlich niedrigen Druck gefüllt, der derart bemessen ist, daß nach Schließen des Füll- und Öffnen des Entleerungs-Ventiles etwa 10—12 l Sauerstoff durch ein Ansatzrohr in das daran gepreßte Mundstück bzw. den Atmungsack strömen. Da mit einer großen Sauerstoffflasche auch eine größere Zahl von Abfüllstationen verbunden werden kann, beansprucht die Vorfüllung auch für mehrere Rettungsapparate nur wenig Zeit.

Für den Fall, daß komprimierter Sauerstoff nicht zur Verfügung steht, wird dem Apparate ein kleiner Sauerstoff-Rapid-Erzeuger (T in Fig. 7) mitgegeben, dessen Einrichtung aus Fig. 9 ersichtlich ist. Ein Blechzylinder enthält in seinem durch trichterartige Zwischenwände gebildeten Mittelraum W Wasser. Die Trichterhäse sind wieder durch Bleiplättchen 1 und 2 geschlossen, deren Durchlochung beim Niederdrücken der Spange L mittels der beiden Durchstoßkronen  $K_1$  und  $K_2$  erfolgt. Im untersten Zylinderteil liegt, gegen Außenluft und Wasser hermetisch verschlossen, eine Tablette D aus Kaliumnatriumsuperoxyd, aus der sich beim Niederdrücken der Spange durch das herabfließende Wasser in etwa 1 Minute 10 l Sauerstoff entwickeln. Letzterer wird durch das im oberen Teile befindliche Asbestfilter F von Ätzlaugentröpfchen

befreit und durch ein Füllrohr N dem Mundstücke zugeleitet. N ist zwecks Kühlung des mit etwas Wasserdampf gemischten Sauerstoffes mit kleinen Metall-

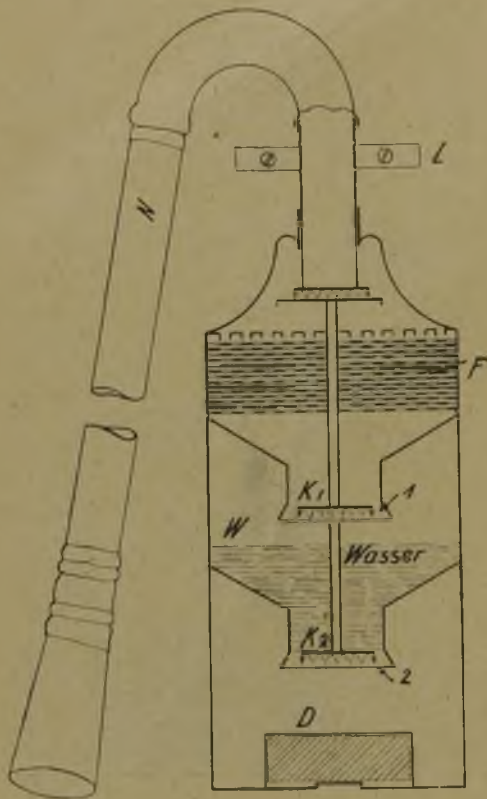


Fig. 9.

stückchen gefüllt. Die Verbindung des Rapidentwicklers mit dem Apparate geschieht, wie Fig. 10 zeigt, durch Anpressen des ovalen Füllrohrendes an das Mundstück. Nach erfolgter Vorfüllung des Atmungsackes bzw. -rockes mit Sauerstoff, wird sofort das Mundstück zwischen Lippen und Zähne eingelegt und die Nasenklemme befestigt (Fig. 8). Die Atmung beginnt, und es ist gestattet, sofort schwere Arbeit zu verrichten. Die Atmungsdauer beträgt hierbei 1 Stunde und verlängert sich naturgemäß in dem Maße, wie die Arbeitsleistung sinkt, bis auf das 3fache (bei Atmung in dauernder Ruhe). Die Beendigung der Wirksamkeit der beiden Arbeitspatronen gibt sich durch einen rasch steigenden Widerstand beim Atmen, eventuell durch Anreicherung des Einatmungsgases an Kohlensäure kund, während zu diesem Zeitpunkt der Sauerstoffgehalt noch immer ziemlich hoch ist. Befindet sich der Atmende noch im vergastem Raum, so hat er nur den Griff G (Fig. 6) herauszuziehen und atmet nunmehr mit auffallender Leichtigkeit und dem Empfinden ganz frischer kühler Luft durch die bisher noch unbenutzte Rückzugpatrone. Da diese, zwischen den beiden heiß gewordenen Arbeitspatronen gelegen, bereits durch Strahlung

vorgewärmt ist und sich überdies im Atmungsack noch reichlich Sauerstoff befindet, so ist die Einhaltung einer Wartezeit unnötig; der Rückzug kann daher sofort, eventuell auch laufend, angetreten werden. Die Zeitdauer für die Rückzugatmung ist bei Bewegung (rasches Gehen) wie beim Selbstretter 1/2 Stunde, bei Ruhe 1 1/2 Stunden. Demnach ist man mit dem Arbeitsapparat imstande, bei dauernder Ruhe unter voller Ausnutzung aller 3 Patronen 4—5 Stunden zu atmen.



Fig. 10.

Die Reinigung und Wiederinstandsetzung des Arbeitsapparates ist ebenfalls einfach. Nach Lockern der Bügelschraube werden die erschöpften Patronen entfernt und durch neue ersetzt. Nachdem sodann die Durchstoßkronen sowie das untere Querrohr nach Abnehmen des Schraubendeckels gut mit einer Metallbürste gereinigt sind und das Mundstück gewaschen und desinfiziert ist, wird alles, wie früher beschrieben, wieder zusammengesetzt. Der ganze Apparat wiegt gebrauchsfertig etwa 3,5 kg. Die Atmungschläuche sind so bemessen, daß eine fast ungehinderte Bewegung des Kopfes gewährleistet ist, ohne daß auf das Mundstück irgend ein nennenswerter oder unangenehmer Zug oder Druck ausgeübt wird. Die Herstellung beider Apparatypen erfolgt durch die Firma O. Neuperts Nachfolger in Wien, VIII, Bennoplatz 8.

Die nachfolgenden Tabellen enthalten die Ergebnisse einiger mit den beiden Apparatypen vorgenommenen Versuche.



Tabelle I. Atmungsversuche mit dem Selbstrettungs-Apparat.

Füllung: 250 g Natrium-Kaliumsuperoxyd.

Nr.	Füllung d. Atmungs-sackes vor Beginn.	Filter	Gasanalyse der Luft im Sack in pCt. nach						Arbeitsleistungen				Physiolo-gisches Befinden	Dauer des Vers. Min.	Bemerkungen.	
			15 Min.		30 Min.		45 Min.		durch Gehen im Marschtp. m	Treppen-steigen Stuf-Zahl.	kgm	am Apparate				
			CO <sub>2</sub>	O	CO <sub>2</sub>	O	CO <sub>2</sub>	O				Auf-züge				kgm
1	keine	kein	0,2	55	0,0	—	—	—	550	—	—	—	—	wenig Reiz in der Kehle	40	Langs. Bewegung } Mit voller } Beweg. sof. begon. } Lunge zu } nach 4 Min. Sauer- } atme. begon. } stoffmang., dah. 4 } Min. Ruhe eingesch.
2	"	"	0,6	52	—	—	5,0	12	2050	—	—	—	—	wenig Reiz. Nach 4 Min. Sauerstoffmangel	46	
3	2 l Sauerstoff	—	0,2	31	1,4	16	1,8	—	1600	—	—	—	—	etwas Reiz. sonst gut	50	Bewegung sofort begonnen und 30 Min. fortgesetzt, die letzten Min. in Ruhe.
4	keine	"	0,0	40	—	—	2,4	11	1200	—	—	—	—	zieml. Reiz, 27 Min. lang	47	Bewegung sof. begonnen mit normaler Lungenfüllung. Nach 2 Min. Sauerstoffmangel, dah. 2 Min. Ruhe eingeschaltet
5	ca. 4 l Ausatmungs-luft	Metallstoß-platten	—	—	—	—	—	—	1100	400	4467	—	—	wenig Reiz	30	Sack durch 3maliges Hineinblas. vorgefüllt. Bewegung sof. begon. In jeder Viertelstunde 3 Stockwerke auf- und abgestiegen.
6	"	"	0,1	—	—	—	—	—	840	600	7968	—	—	zieml. Reiz, anfgs. etwas Sauerstoffmangel	27	Vorfüllung wie bei 5, Beweg. sof. begon. nach je 50 m gehen eine Treppe mit 22 Stufen auf- und abgestiegen.
7	"	"	0,2	—	—	—	1,0	—	1050	750	9720	—	—		40	
8	"	"	0,0	—	—	—	1,6	—	1330	950	9880	—	—		45	
9	"	"	0,0	—	0,0	21	0,0	—	—	—	—	—	—	kein Reiz, tadellos	47-17	Sitzend geatmet, nach 47 Min. mit demselb. Apparat noch 17 Min. bei Bewegung und Treppensteigen geatmet.
10	"	Metallstoß-platt. m Einlage aus feinfaserigem Asbest	—	—	—	—	—	—	verschiedene unbestimmte Arbeitsleistungen durch Gehen, Laufen, Leitersteigen, Kriechen usw.				—	—	30	Vorfüllung durch 3maliges Hineinblasen. 3 Min. in Ruhe geatmet. Dann Bewegung, daher anfangs kein Sauerstoffmangel. Nach 30 Min. Versuch absichtl. abgebrochen
11	"		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	30	
12	"		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
13	"	"	—	—	—	—	—	—	950	—	—	—	—	—	30	Temperaturbestimmg. der Einatmungs-luft im Mundstück: nach je 5 Min. 35°, 38°, 42°, 44°, 47°, 49° C; stets Empfindung kühler Luft. Nach 30 Min. absichtlich abgebrochen.
14	"	"	0,1	30	0,0	41	3	30	1250	—	—	—	—	—	42	Gasproben während der Einatmung dem Atmungsschlauch entnom. Anfangs 4 Min. Ruhe.
15	"	spiral. eingelegte Asbestschnur	—	—	—	—	—	—	1950	—	—	—	—	kein Reiz. Widerstand beim Atmen	42	Anfangs 4 Min. Ruhe. Filter: spiralig gerollte raue Asbestschnur; zuviel Widerstand.
16	"	4 Stoß-platten aus Asbest-pappe	—	—	—	—	—	—	1750	—	—	—	—	nach 7 Min. während 15 Min. Reiz	37	Anfangs 4 Min. Ruhe. Filter: Stoßplatten wie b. Nr. 5-9, jedoch aus rauher Asbestpappe mit Welldrahtnetz zwischenlage.
17	"	6 Stoß-pl. aus Asbestpappe	—	—	—	—	—	—	1400	—	—	—	—	kein Reiz, vollständig normal	42	Anfangs 4 Min. Ruhe. Leichtes widerstandloses Atmen, keine Ermüdung.
18	"	"	—	—	—	—	—	—	Mann 58 kg 30 m am Rücken getragen	13 Fahrten à 1,5 m auf- und ab-gestiegen	27 à 72 kgm	1914 mkg od. 1,2 Sek. mit	Nach 6 Min. etwas Atemnot	48	Anfangs 3 Min. Ruhe. Nach den ersten 2 Aufzügen etwas Atemnot, daher 3 Min. Ruhe, dann Fahrtensteigen, 25 Aufzüge. (Giselaschacht, Dux).	
19	"	"	—	—	—	—	—	—	Ruhe und Gehen ohne Wegmessung.				normal, sehr zufrieden sehr leichtes Atmen	58	Anfangs 3 Min. Ruhe. Zum Teil wurde die Atmung in einem mit Koksofengasengefüllten Raum vorgenommen. (M. Ostreu)	
20	"	"	—	—	—	—	—	—	1400	—	—	19	285	normal	53	Anfangs 4 Min. Ruhe. 1 Aufzug 10 kg 1,5 m. (Hohenegger-schacht Karwin)

\* Die Namen der Atmenden lauten bei den einzelnen Versuchen: Nr. 1, 3, 4, 5, 13, Friedr. Bock; 2, 7, 10, 15, 16, 17, Friedr. Wanz; 6, Frz. Wanz; 8, A. Heidl; 9, M. Bamberger; 11, J. Kaup; 12, 14, P. Artmann; 19, Ing. Presser; 20, Kulhanek.

Tabelle II. Versuche mit dem Arbeitsapparat.

Nummer	Ort und Datum	Name	Arbeitsleistungen				Gasanalyse				Physiol. Befinden	Bemerkungen	
			Zeit-		durch Gehen	am Apparat	anderweitige Arbeitsleistungen	Einatmung		Ausatmung			
			punkt	dauer Min.	m	Zahl d. Aufzüge in kgm		CO <sub>2</sub> %	O %	CO <sub>2</sub> %			O %
1	Laboratorium für allgemeine Experimentalechemie a. d. k. k. technischen Hochschule Wien. 18./III. 05	Dr. Friedrich Bock	5 <sup>5</sup>	10	—	100	1950	—	nicht bestimmt.	normal	Modell: 2 Arbeitspatronen und 1 Rückzugpatrone vorne, Atmungsack im Rückenkorb. Vorfüllung: 10 l Sauerstoff aus dem Rapidentwickler, Arbeit sofort begonnen; 1 Aufzug: 15 kg, 1,3 hoch, = 19,5 mkg. Durch längeren Aufenthalt in einem mit Schwefeldioxyd stark vergasten kleinen Raum wurde die Dichtigkeit des Apparates geprüft; die Augen waren durch eine Rauchbrille geschützt. Atmung 5 <sup>57</sup> wegen Erschwerung abgebrochen.		
			5 <sup>15</sup>										
			5 <sup>33</sup>	23	870	und Ruhe im vergasten Raum							
			5 <sup>45</sup>	7	—	—	—	Pfosten sägen					
			5 <sup>47</sup>	2	—	50	975	—					
			5 <sup>54</sup>	7	460	—	—	—					
			5 <sup>57</sup>	3	—	50	975	—					
Sa.	52	1330	200	3900	oder 4,3 sek/mkg			Die Rückzugpatrone wurde nicht in Verwendung genommen.					
2	Laboratorium für allgemeine Experimentalechemie a. d. k. k. technischen Hochschule Wien. 31./III. 05	Ing. Friedr. Wanz	5 <sup>15</sup>	3	—	70	1365	—	nicht bestimmt.	taitellos ohne Reiz und ohne Atemnot.	Modell: 2 Arbeitspatronen und 1 Rückzugpatrone vorne, Atmungsrock am Rücken. Vorfüllung: 10 l Sauerstoff aus einer Bombe, Arbeit sofort begonnen. 1 Aufzug = 19,5 mkg, Arbeit wurde forciert. 1/3 des Weges wurde ein leerer Schubkarren (37 kg) geführt.		
			5 <sup>19</sup>	3	60	—	—	—					
			5 <sup>21</sup>	2	—	—	—	Pfostensägen					
			5 <sup>23</sup>	3	—	50	975	—					
			5 <sup>26</sup>	3	120	—	—	—					
			5 <sup>29</sup>	3	—	—	—	Pfostensägen					
			5 <sup>32</sup>	2	185	—	—	—					
			5 <sup>34</sup>	2	—	40	780	—					
			5 <sup>36</sup>					zum Teil mit Schubkarren					
			5 <sup>50</sup>	14	610	—	—	—					
			5 <sup>52</sup>	2	—	43	838,5	—					
			5 <sup>53</sup>	1	86	—	—	—					
			5 <sup>55</sup>	2	—	—	—	Pfostensägen					
			6 <sup>00</sup>	5	200	—	—	—					
			6 <sup>1</sup>	1	—	30	585	—					
6 <sup>3</sup>	2	200	—	—	—								
6 <sup>5</sup>	2	—	—	—	Pfostensägen								
Sa.	50	1461	233	4543,5	oder 6,9 sek/mkg.			Atmung erschwert					
			Umschaltung auf die Rückzugpatrone.						Um 6 <sup>5</sup> wurde die Rückzugpatrone eingeschaltet und sofort der Rückzug durch rasches Gehen begonnen. Empfindung sehr angenehm kühler Luft, Gasgehalt im Atmungsrock hinreichend groß. Wegen Beendigung der Wirksamkeit des Superoxyds Schluß der Uebung 6 <sup>42</sup> .				
6 <sup>30</sup>	25	1568	—	—	—	4 Stockwerke auf- und abgestiegen.	nicht bestimmt.						
6 <sup>32</sup>	2	—	—	—	—								
6 <sup>42</sup>	10	570	—	—	—								
Sa.	37	2138	—	—	4 Stockwerke auf und ab.								





Tabelle IV. Atmungsversuche mit dem Arbeitsapparat.

Nummer	Ort	Name	Zeit-		Arbeitsleistungen				Gasanalyse				Physiologisches Befinden	Bemerkungen
			punkt	dauer Min.	durch Gehen m	am Apparat Zahl d Aufzüge mkg	anderweitige Leistungen	Ein-atmung CO <sub>2</sub> % O %	Aus-atmung CO <sub>2</sub> % O %					
Laboratorium der Witkowitz Steinkohlengruben Mähr. Ostrau.		Ingenieur Kragner	Sa.	60		Gehen, Laufen Tragen verschiedener Gegenstände, Holzspalten (schwere Arbeit)				nicht bestimmt			vollkommen normal sehr zufrieden sehr leichtes Atmen	Modell: 2 Arbeit- und 1 Rückzugpatrone vorne, Atmungsack im Rücken-korb. Vorfüllung: c. 12 l Sauerstoff aus einer Bombe wozu 30 Sek. erforderlich waren. Zur gesamten Adjustierung mit dem Apparate waren 2 Minuten 30 Sek. nötig. Zum Teil wurde die Atmung und Arbeit in einem mit Koksofengas erfüllten Raum vorgenommen. Analyse dieses Gases: pCt. Kohlenoxyd . . . 5,03 Methan . . . . . 25,45 Wasserstoff . . . 38,20 Schwere Kohlenwasserstoffe . . 0,80 Kohlensäure . . . 2,30 Sauerstoff . . . . 4,07
		Ingenieur Schauburger	9 <sup>15</sup> 10 <sup>35</sup>	80		Gehen, Weglänge nicht bestimmt			Holzsägen und -Hacken	1,7	22,3		tadellos normal sehr leichtes Atmen	Modell: wie bei 1. Vorfüllung: 10 l Sauerstoff aus dem Rapidentwickler wozu 1 Minute nötig war. Die Arbeit wurde sofort begonnen und zum Teil in dem mit Koksofengas erfüllten Raum vorgenommen. Analyse des Gases im Sack wurde nach Schluß des Versuches vorgenommen.
		Steiger Batke		10 1 2		Unterbrech. d. Atmung							normal dann unwohl	Modell: wie 1 Vorfüllung durch Hineinblasen von Ausatemungs-luft. Nach 10 Min. unwohl, daher 1 Min. unterbrochen; nach weiteren 2 Min. Atmung mußte wegen Ohnmacht abgebrochen werden. (Sauerstoffhunger?)
		Hauer Richter		2 12		Ruhe Gehen							normal dann unwohl	Der Apparat wurde nach neuerlicher Vorfüllung durch 3 maliges Hineinblasen vom Hauer Richter weiter benutzt, welcher 12 Min. normal atmete und hierauf unwohl wurde.
		Maurer Scheitar		9 <sup>15</sup> 9 <sup>17</sup>		Ruhe Gehen			Holzsägen	0,8 (nach Schluß)		3,9		normal

wobei nach 2 Minuten die Atmung normal wurde und durch 1 Std. 37 Min. durchgeführt werden konnte. Gesamtatmungsdauer mit diesem Apparate daher 2 Std. 4 Min. Schluß wegen Verbrauch der Patronen.

Steiger Batke war wegen vorangegangener Nachtschicht körperlich nicht disponiert. Weiter ist hier deutlich zu erkennen, daß die Vorfüllung des Atmungsackes beim Arbeitsapparat mit Sauerstoff notwendig ist, und eine Vorfüllung durch Ausatemungsluft nicht Platz greifen darf, soll nicht die Zeitdauer bis zur normalen Funktion zu groß werden. Zum Teil wurde auch hier im vergastem Raum geatmet.



Tabelle V. Atmungsversuche mit dem Arbeitsapparat.

Nummer	Ort Datum	Na- me	Zeit- punkt	dauer Min.	Arbeitsleistungen			Gasanalyse				Physiolo- gisches Befinden	Bemerkungen	
					durch Gehen in Meter	Zahl der Auf- züge	in kgm	Anderweitige Arbeits- leistungen	Einatm. CO <sub>2</sub> %	O <sub>2</sub> %	Ausatm. CO <sub>2</sub> %			O <sub>2</sub> %
1	Hoheneggerschacht in Karwin bei Teschen, 27. Mai, 1905.	Ingenieur Haunold	142	6	Gehen und Stiegen steigen.								Modell: 2 Arbeitpatronen und 1 Rückzugpatrone vorne, Atmungsrock im Rückenkorb. Vorfüllung: ca. 12 l Sauerstoff aus einer kleinen Pneumatophor-Flasche. Zur Adjustierung wurden 3 Minuten gebraucht. Arbeitsleistg. durch Gehen u. Gewicht heben wurden nicht forciert. 1 Aufzug 10 kg 1,5 m hoch = 15 kgm Die Messung des Druckes (Widerstand beim Atm.) vor der Umschaltung auf Rückzugp. am Mundstück ergab als Grenzen + 40 mm bei Aus- bis - 80 mm b. Einatmung. Atmungsdauer m. Arbeitspatronen 75 Min. (Schluß weg. Erschöpf. der Patronen. Atmungsdauer mit Rückzugpatrone 23 Minuten. 325 Atmungsrock fast leer.	
			140	3	—	43	645	—						
			151	66	Gehen nebst zeitweisem Stiegen steigen und Ruhe.									
			257	Umschaltung auf die Rückzugpatrone.						nicht bestimmt		Tadellos normal.		
			38	11	gehen									
			312	4	—	81	1215	—						
			322	10	Ruhe u. gehen									
			325	3	—	51	765	—						
			Sa.	1 Std. 43 Min.	zusam. 1500 m	175	2625 mkg in 10 Min.	= 4,38 Sek./mkg.						
			2	Hoheneggerschacht in Karwin bei Teschen, 27. Mai, 1905.	Smolka	135	22	langs. Gehen						
157	4	—				51	765	—						
201	3	Ruhe												
201	54	Gehen						nicht bestimmt		Tadellos normal				
259	Umschaltung auf die Rückzugpatr.													
312	14	langs. Gehen u. Ruhe												
315	3	—				41	615	—						
325	10	.												
325	2	—				31	465	—						
327	2	—				31	465	—						
Sa.	1 Std. 52 Min.	zusam. 3000 m	123	1845 mkg in 9 Min. oder 3,41 Sek./kgm.										

Die in der Tabelle I enthaltenen Ergebnisse wurden bei einer Anzahl von Versuchen erzielt, welche für die Entstehung der endgültigen Gestalt des Selbstrettungsapparates von Wichtigkeit waren. Die Unterschiede der einzelnen Modelle sind jedoch nur nebensächlich und betreffen die Anordnung und Bauart des Filter- und Verteilersystems, die Vorfüllung des Sackes, Isolierung des Regenerationsgefäßes usw. Bezüglich des Filters ist zu erkennen, daß ohne ein solches (No. 1—4) sich mehr oder weniger unangenehmer

Hustenreiz einstellt, der durch Einlage von Metallstoßplatten (No. 5—9, Bleche mit wechselständigen Löchern) verringert werden kann. Da die Einlage von Asbestfiltern (als Fließ aus fein verteilten Fasern, No. 10—14) zwar den Staub vollkommen abhält, aber die Atmung erschwert, wurde endgültig zu Stoßplatten aus Asbestpappe mit rauher Oberfläche gegriffen.

Ohne Vorfüllung des Sackes mit Luft tritt namentlich bei anfänglicher rascher Bewegung Sauerstoffmangel

ein, welcher Schwächezustände hervorruft. Durch die Vorfüllung mit etwa 3 Lungenfüllungen und Einhaltung einer Wartezeit von 3—4 Minuten (Atmung in Ruhe) werden diese Erscheinungen behoben. Daß außer Marschieren auch zeitweise größere Arbeitsleistungen durch Steigen, Laufen, Gewichteheben usw. vorgenommen werden können, zeigen die Versuche No. 5—8, 9—11, 18 und 20; bei Arbeit findet in der ersten Viertelstunde ein rasches Ansteigen des Sauerstoffgehaltes über die Normalgrenze statt, während bei Atmung in Ruhe der Gehalt ganz normal (21 pCt.) bleibt. Der Kohlensäuregehalt ist während der ersten halben Stunde stets sehr niedrig, steigt aber gegen Ende der Wirksamkeit des Superoxyds rasch an. Die Temperatur des Einatmungsgases (No. 12) steigt regelmäßig, doch wird ihre Zunahme wegen der Trockenheit des Gases nicht merkbar. Erst gegen Ende wird die Luft als warm empfunden.

Die Versuche Nr. 1—17 wurden im Laboratorium für allgemeine Chemie a. d. k. k. techn. Hochschule in Wien, Nr. 18 auf Veranlassung der k. k. Berghauptmannschaft in Prag am Giselaschachte bei Haan (Dux), Nr. 19 im Laboratorium der Witkowitz Steinkohlenruben in Mähr.-Ostrau, Nr. 20 am Hohenegger schacht in Karwin bei Teschen durchgeführt, darunter auch manche von Personen, die zum ersten Male mit einem Apparate atmeten.

Die Tabellen II—V enthalten die Ergebnisse mit

dem Arbeitsapparate. Aus ihnen ist zu ersehen, daß bei Sauerstoffvorfüllung ein sofortiger Beginn der Arbeit möglich ist; die Atmungsdauer mit den beiden Arbeitspatronen beträgt bei forcierter Arbeit (Tab. II, III) ca. 1 Stunde und verlängert sich in dem Maße, wie die Arbeit geringer wird, ganz bedeutend (Tab. V). Vorfüllung mit Luft empfiehlt sich nicht (Tab. IV, Versuch Nr. 3).

Die Versuche Tab. I, Nr. 18—20, Tab. III, IV und V wurden im Beisein hervorragender Fachleute und teilweise auch unter Kontrolle von Vertretern der k. k. Bergbehörden durchgeführt.

Aus den vorstehenden Mitteilungen geht hervor, daß die Verwendung von Superoxyden und in erster Linie von Natriumkaliumsuperoxyd zur trockenen vollständigen Regenerierung der Ausatemungsluft die Entstehung eines Systems von Atmungsapparaten zur Folge hat, die nach allen ihren Eigenschaften geeignet erscheinen, das Rettungswesen auf eine neue Grundlage zu stellen. Selbstverständlich ist die Verwendbarkeit der Pneumatogenapparate nicht nur auf Bergbaubetriebe beschränkt; von eben so hoher Bedeutung sind sie für alle Industrien und Unternehmungen, bei denen die Notwendigkeit des Eindringens oder Verweilens in vergasteten Räumen eintreten kann. Für manche dieser Spezialzwecke würden wohl noch Abänderungen der Konstruktion erforderlich sein.

## Die Elektrometallurgie im Jahre 1904.

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

(Schluß.)

### 12. Edelmetalle.

Während in Amerika bei der Goldextraction noch vielfach der Chlorierung der Vorzug gegeben wird, macht das Cyanverfahren wegen seiner leichteren Handhabung besonders in Südafrika immer größere Fortschritte. Bei der Fällung dauert der Kampf zwischen der Fällung durch den elektrischen Strom und der Fällung durch Zink fort. Sein Ausgang neigt in vielen Fällen zur Annahme der ersteren Methode, die für Lösungen von 1 bis 2 T. Gold 100 000 T. und bei Gegenwart größerer Mengen Kupfer <sup>1)</sup> allein verwendet werden kann, und bei deren Anwendung man weniger abhängig von chemischen Beimengungen, vom Cyanidgehalt und von der Alkalität oder Acidität ist. Aber auch die zweite Methode macht eine Wandlung insofern durch, als vielfach nicht mehr Zink allein, sondern solches, das teilweise mit anderen Metallen (z. B.

<sup>1)</sup> Nach Erfahrungen von J. R. Williams und J. Mac Intyre; *Electrochemical Ind.* 1904, Bd. 2, S. 53.

Kupfer oder Blei) überzogen ist, verwendet wird. Durch die Benutzung solcher Metallpaare wird im Grunde auch der elektrische Strom dienstbar gemacht, nur daß er nicht, wie beim Siemensschen Verfahren und seinen Abänderungen von außen zugeführt, sondern im Innern der Flüssigkeit selbst erzeugt wird. Es wird also allmählich dahin kommen, daß die Fällung des Goldes im wesentlichen auf elektrolytischem Wege geschieht, und daß alle Methoden in solche mit äußerem und solche mit innerem Strome sich scheiden lassen werden. Ja, diese Einheitlichkeit hat im Grunde schon von vornherein bestanden, da das unreine Handelszink auch als Metallpaar aufgefaßt werden kann.

Die wichtigsten neueren Errungenschaften auf dem Gebiete der Elektrometallurgie des Goldes liegen unzweifelhaft in der besseren Erkenntnis der bei der Elektrolyse einzuhaltenden Bedingungen und in mechanischen Vervollkommnungen, während Neuerungen, die das Siemenssche Verfahren prinzipiell ändern



würden, nicht zu verzeichnen sind. Vor allem haben die Diskussionen der Chemical and Metallurgical Society of South Africa<sup>2)</sup> unsere Kenntnisse über die Technik der elektrolytischen Goldgewinnung wesentlich bereichert.

#### a. Cyanid-Verfahren.

Die Schlämme sollten möglichst frisch verarbeitet werden. Aus solchen, die längere Zeit gelagert haben, setzen sich die tonigen Teile schwer ab, so daß man Mühe hat, die für die Elektrolyse notwendigen klaren Lösungen zu erhalten. Auch sind alte Schlämme wegen ihres beträchtlichen Gehalts an reduzierenden Substanzen sehr viel schwieriger zu behandeln als frische. Außerdem gehen in den Schlämmen während des Lagerns viel Kalk und Eisen in lösliche Formen über. Bei der Elektrolyse erhält man dann auf den Elektroden Überzüge von Kalk und Kalksalzen, die auf der Kathode ein gutes Haften des Goldniederschlags unmöglich machen und an ihnen und den Anoden den Widerstand für den Durchgang des Stromes infolge ihrer schlechten Leitfähigkeit stark erhöhen. Die Gegenwart von Eisen führt zur Bildung von Berlinerblau und Eisenhydroxyden, die nicht unbeträchtliche Mengen der Goldlösung mit in den Schlamm niederreißen. Schleimige Kieselsäure muß durch Kalkzusatz koaguliert werden, da sonst schon 30 g in 1 t Flüssigkeit infolge ihrer feinen Suspension genügen, auf den Elektroden Häute zu erzeugen, die das Haften des Goldes erschweren und die Badspannung erhöhen.

Zur Beschleunigung der Lösung des Goldes in der Cyanidlauge, die im Sommer rund 71 pCt, im Winter 69 pCt hat, wird die Lüftung jetzt fast allgemein durchgeführt. Bei älteren Schlämmen soll man nach A. Caldecott am besten in der Weise verfahren, daß man schon vor dem Zugeben des Cyanids in die Schlämme am Boden des Bottichs durch eine durchlöchernte Röhre Luft einführt. J. R. Williams läßt die Schlämme, die aus dem ersten Bottich durch eine Zentrifugalpumpe geboben sind, von einer gewissen Höhe aus in den zweiten fallen. Auch Ch. Butters hat mit dieser Methode gute Erfahrungen gemacht. Er empfiehlt außerdem, die Bottiche möglichst tief zu machen, da dann weniger goldführende Lösung im Brei zurückbleibt, man den Schlammrückstand seltener von einem Bottich in den anderen zurückzupumpen braucht, sowie auch weniger Kraft nötig hat.

Mit Alkalisulfocyanidlösung will H. S. Stark<sup>3)</sup> saure Pyrite behandeln. Ein Oxydationsmittel, z. B. Luft, muß zugegen sein, damit Cyan und Cyanwasserstoff entstehen können.

<sup>2)</sup> Siehe deren „Proceedings“, auch den Bericht in *Electrochemical Ind.* 1904, Bd. 2, S. 53, der im folgenden häufig benutzt worden ist.

<sup>3)</sup> *Amer. P.* 769 280 vom 6. Sept. 1904.

Thomas Johnston Grier<sup>4)</sup> verdrängt die Cyanidlösung, nachdem sie durch Durchrühren mit Preßluft an Metall gesättigt ist, aus dem Laugebehälter durch eine unter dessen durchlöcherntem Boden eingelassene indifferente Salzlösung von größerer Dichte, z. B. durch Kochsalzlösung. Die Schnelligkeit des Arbeitens soll dadurch erhöht werden.

Als Anodenmaterial hat sich das ursprünglich von Siemens vorgeschlagene Eisen in vielen Werken behauptet. Wenn auch ein Angriff durch Bildung von Berlinerblau und Eisenhydroxyd stattfindet, so sollen die Eisenanoden bei 5 mm Dicke doch wenigstens 5 Jahre halten, wenn die Stromdichte auf 1 qdm 0,003 bis 0,004 A beträgt. Wächst die Stromdichte, so nimmt die Neigung der Anode zum Zerfall in schnellerem Maße zu. Gewöhnlich werden die Eisenanoden mit Säcken umhüllt. Dadurch wird aber der Widerstand erhöht, und es entstehen Mühe und Kosten beim Auswechseln der mit Berlinerblau durchsetzten Hüllen. Henry Blackman<sup>5)</sup> schlägt deshalb vor, die Säcke forzulassen und dafür das Eisen mit einem Oxyde zu überziehen, das magnetisch ist und elektrisch leitet. Zu dem Zwecke erhitzt man die Platten in einer Retorte auf 540 bis 650° und behandelt sie 8 bis 10 Stunden lang mit überhitztem Dampfe, wobei man vorteilhaft noch etwas Naphta oder andern leichten Kohlenwasserstoff einspritzt. Die so erzeugte Eisenhammerschlag-Schicht soll man 1 bis 3 mm stark machen. Man kann auch die Eisenplatte sehr dünn mit Zinn oder Bronze überziehen und dann bei 540° oder darüber mit oxydierendem Gase behandeln oder in ein auf 345° erhitztes Bad von geschmolzenem Salpeter tauchen, das etwas Mangansuperoxyd enthält.

Die auf letztere Weise hergestellte Anode erinnert an die ältere Bleisuperoxyd-Anode, die Andreoli vorgeschlagen hat. Diese wird auf den Minas Prietas-Werken von Charles Butters & Co. im Staate Sonora, Mexiko, so hergestellt, daß 5 mm starkes Bleiblech nach vorherigem Kratzen als Anode in Kaliumpermanganatlösung eingehängt wird, die dauernd in einer Stärke von mindestens 1 pCt erhalten wird. Bei 10 A Stromdichte auf 1 qdm muß die Elektrolyse mindestens eine Stunde lang durchgeführt werden. Um die dünne Elektrode zu versteifen und sie in die Bottiche einhängen zu können, wird ihr oberer Rand in eine Rinne gesteckt, die in einem Holzstück ausgeschnitten ist, und durch hölzerne Pflöcke festgehalten. Auf diese Weise hergestellte Anoden hatten nach einem Berichte E. M. Hamiltons<sup>6)</sup> nach 10 bis 11 monatigem Gebrauche noch dieselbe gute Oberfläche wie im

<sup>4)</sup> *Oesterr. P.* 17 581 vom 1. Mai 1904.

<sup>5)</sup> *Amer. P.* 762 227 vom 24. April 1903.

<sup>6)</sup> *Journ. of the Chem., Metall. a. Min. Society of South Africa; The Electric Engineer.* 1904, neue Ser., Bd. 33, S. 83; *Electrochem. Ind.* 1904, Bd. 2, S. 131.

Anfänge, während sie nach 21monatigem Gebrauche deutliche Spuren der Zerstörung zeigten und dann bald unbrauchbar wurden.<sup>7)</sup> In Südafrika ist man mit der Bleisuperoxyd-Anode zufrieden gewesen.<sup>8)</sup> Sie hat, wie die vorher erwähnten, den Vorteil, daß sie durch den Elektrolyten nicht, wie die Eisenanode, unter Bildung von Nebenprodukten angegriffen wird, so daß man die Stromdichte nicht ängstlich in engen Grenzen zu halten braucht.

Da die von Siemens eingeführte Bleikathode, die unzweifelhaft viele Vorzüge besitzt und jetzt meist in Form von etwa 25 mm breiten, nebeneinander an einem Drahtrahmen aufgehängten Streifen verwendet wird, etwa einmal im Monat zur Gewinnung des Goldes niedergeschmolzen werden muß, hat man sich bemüht, statt ihrer eine aus anderem Materiale nutzbar zu machen. Eisen, mit dem Andreoli in London gute Erfolge erzielt haben wollte, hat sich in Südafrika nach den Angaben von Clement Dixon und M. Torrente<sup>9)</sup> nicht bewährt. Charles Butters<sup>10)</sup> hat auf seinen Werken Kathoden aus verzinnnten Metallblechen in Benutzung genommen, die in 75 mm Entfernung von den Anoden an einer Eisenbekleidung der oberen Bottichkante aufgehängt werden.<sup>11)</sup> Diese Kathoden sind mechanisch haltbarer als solche aus Blei und ermöglichen auf leichtere Weise eine gleichmäßige Stromverteilung über ihre Oberfläche hin, da man den Verbindungsdraht, der zur kupfernen Stromzuleitung führt, bequemer anlöten kann. Nach dem Verfahren von Butters erzeugt man keine festhaftenden Niederschläge, sondern scheidet das Gold im Zustande von Schwamm ab, der einmal täglich abgestrichen wird, ohne die Kathode aus dem Bade zu entfernen. Die erwähnte Form der Fällung des Goldes ermöglicht die Benutzung einer höheren Stromdichte als nach dem alten Verfahren, ja, macht sie sogar unbedingt notwendig. Man wählt sie so, daß an der Kathode Wasserstoff entwickelt wird; durchschnittlich 0,05 A auf 1 qdm. Wesentliche Vorteile bietet diese Arbeitsweise nach E. M. Hamilton<sup>12)</sup> aber nur, wenn neben den Edelmetallen große Mengen Kupfer vorhanden sind. Ein Mißstand ist, daß in den Bodenschlamm durch Fällung auch Kalk übergeht, der zuweilen 30 bis 40 pCt davon ausmacht und die Schmelzbarkeit des Schlammes stark erschwert.

A. von Dessauer<sup>13)</sup> ist der Meinung, daß die Verbindungen für die Anoden am besten fest, die für die Kathoden lösbar gemacht werden. In letzterem

Falle liefert das Eintauchen der Elektrodendrähte in eine in Holz geschnittene, 6 mm breite und 25 mm tiefe Quecksilberrinne einen schnellen Kontakt. Sie ergibt aber einen großen Spannungsverlust. Dagegen zeigt das Carlinsche Rohr kaum einen Mißstand. Es besteht aus Eisen, ist an den Enden durch Schraubenpflocke geschlossen und mit Quecksilber gefüllt. Oben sind so viele Löcher eingebohrt, wie Elektroden verbunden werden sollen. Die Löcher können entweder rund und ein wenig größer als die Verbindungsdrähte oder länglich sein. In diesem Falle werden die dünnen Kupferdrähte am besten zu einer Schleife gebogen. Die Weite des Rohres wird nach der Stromstärke berechnet. Gewöhnlich genügen 12 mm vollständig. Ein Endpflock oder beide sind zur Aufnahme der Hauptleitung, die durch eine Messingschraube festgehalten wird, gespalten. Zur Ersparnis an Quecksilber kann man das Rohr auch durch einen vollen Eisenstab ersetzen, der eine lange Rinne oder etwas größere einzelne Löcher hat. Auf der May Consolidated Mine erhielt man mit dem Carlinschen Rohre an einem 2,4 m langen Troge 0,3 pCt Spannungsverlust, dagegen mit gewöhnlichen Quecksilbernapfen 18,4 pCt. Für die ganze Anlage bedeutet das einen Verlust von 27 W gegenüber 1300 W, abgesehen davon, daß bei Napfverbindung sich das Quecksilber auf 62° erhitzte, während es in dem Rohr nahezu die Temperatur der Außenluft hat, der Verlust durch Verdampfung also äußerst klein ist. Da das Rohr als ausgezeichnete Stromverteiler wirkt, haben die verschiedenen Kathoden eines Bottichs nahezu dieselbe Stromdichte, so daß auch bei schwächeren Strömen an keiner Stelle die Goldlösung, ohne gefällt zu werden, vorbeifließt. Wahrscheinlich ebenso gut wie das Carlinsche Rohr ist folgende Vereinigung des hölzernen Quecksilbertrogs mit Metall: Ein breiter Kupferstreifen, der für die herrschende Stromstärke genügt, steht senkrecht in einer schmalen Spalte und wird durch eine halbe Drehung an die Hauptschiene angelegt, mit der er vernietet oder verschraubt wird. Die Drähte von den Kathoden nehmen kleine in das Holz geschnittene halbrunde Näpfe von 12 mm Durchmesser auf.

Ideal in der Ausnutzung der Lösungen ist das elektrolytische Cyanidverfahren durchaus nicht, da man die Laugen bis auf höchstens 0,8 g Gold in 1 t entgoldet kann und nach den Angaben von Clement Dixon und M. Torrente<sup>14)</sup> im allgemeinen sehr zufrieden ist, wenn Laugen, die mit 23 bis 47 g Gold, 225 bis 300 g Silber und 1 bis 2 pCt Kupfer in die Bottiche eintreten, sie mit 4 g Gold, 14 bis 30 g Silber und 0,5 pCt Kupfer verlassen. Dabei rechnet man auf einen Behälter von 9 m Länge, 1,5 bis 2 m Breite und 1,5 m Tiefe 125 A bei 1,75 V und ar-

<sup>7)</sup> Sitzung der Chem., Metall. a. Min. Society of South Afrika vom 17. Sept. 1904 durch Chemik.-Ztg. 1904, Bd. 28, S. 1129.

<sup>8)</sup> Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 53.

<sup>9)</sup> Electrochemical Ind. 1904? Bd. 2, S. 217.

<sup>10)</sup> Amer. P. 756211 vom 3. Okt. 1902.

<sup>11)</sup> E. M. Hamilton; Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 131.

<sup>12)</sup> Journ. of the Chem., Metall. a. Min. Society of South Africa; The Electrical Eng. 1904, neue Serie, Bd. 33, S. 83.

<sup>13)</sup> Society of South Africa; a. a. O.

<sup>14)</sup> Elektrochemikal Ind. 1904, Bd. 2, S. 217.



beitet mit einer Stromdichte von 0,004 A auf 1 qdm. In dem Bottich, der in 65 cm breite, nebeneinander geschaltete Kammern geteilt ist, zirkuliert die Flüssigkeit von einer Abteilung aufwärts zur nächsten.

Die Cyanidlauge verliert bei dem Gebrauche an Wirksamkeit, da sie allmählich Fremdmetalle in Form ihrer Doppelcyanide aufnimmt. Um diese zu zerstören und die Fremdmetalle in Form ihrer Hydrate zu fällen, schlägt L. William Davis <sup>15)</sup> vor, die Lösung in Gegenwart von freiem Ätzalkali mit Wechselstrom zwischen Bleielektroden zu behandeln. Auf 1 t Lösung genügen 0,01 bis 0,04 A. Dieselbe Arbeitsweise zu demselben Zweck hat schon im Jahre 1894 M. Crawford <sup>16)</sup> angegeben.

Einzelheiten über die verschiedenen besonderen Verfahren sind im Berichtsjahr mehrfach veröffentlicht worden. Die interessantesten Angaben sollen im folgenden kurz wiedergegeben werden.

Über Erfahrungen mit dem Butters-Prozeß, der mit Bleisuperoxyd-Anoden und Zinn-Kathoden auf den Minas - Prietas - Werken ausgeführt wird <sup>17)</sup>, die monatlich 9000 t, davon 40 pCt Schlämme verarbeiten, berichtet E. M. Hamilton <sup>18)</sup>. Es sind 6 Bottiche mit geneigtem Boden von 9 m Länge, 3 m Breite und 1,5 m Tiefe in 2 Reihen vorhanden. Die Bottiche haben 12 Kammern mit je 18 Anoden und 17 Kathoden. Die Lösung geht hintereinander durch 2 Behälter. Zwei Dynamos liefern je 250 A bei 30 V. Die Stromdichte ist, da das Gold schwammig gefällt wird, viel größer als gewöhnlich. Erhöht man die Stromdichte weiter als zur Lockerung des Niederschlags notwendig ist, so fällt die Stromausbeute, die Menge des regenerierten Cyanids wird vermindert und vielleicht wird sogar freies Cyanid zerstört. Man muß Rücksicht nehmen auf die Menge des gelösten Metalls, auf die Menge Lösung, die in der Stunde durch die Bottiche geht und auf die Größe der Elektrodenoberfläche. Läßt man die beiden letzten Faktoren ungedändert, so kann man die Stromstärke in demselben Maße wie das gelöste Metall vermehrt wird, erhöhen und erhält entsprechend mehr Niederschlag. Bleibt aber der erste und dritte Faktor konstant und wird die Menge der Lösung vermehrt, so ergibt eine entsprechende Verstärkung des Stromes unproportionale und ständige Verminderung des Nutzeffekts. Dagegen liefert bei Konstanz des ersten und zweiten Faktors eine ebenso große Verstärkung des Stroms, wenn gleichzeitig die Elektrodenfläche entsprechend vergrößert wird, eine bessere Metallausbeute. Die Größe der Elektrodenfläche ist zwar auch abhängig von der Menge des gelösten Metalls,

aber, da diese immer ziemlich klein bleibt, hauptsächlich von der Durchflußgeschwindigkeit. Für das Verhältnis zwischen Anodenoberfläche und Menge der Lösung läßt sich eine allgemeine Regel nicht aufstellen. In Prietas waren bei der Verarbeitung von Sanden zur Fällung von 100 t Lösung in 24 Stunden 320 qdm Anodenoberfläche vorhanden bei einer Stromdichte von 0,055 A auf 1 qdm und 3 V. Die Lauge enthält beim Eintritt in die Bottiche 4,54 g Au und 100 g Ag, beim Austritt 0,4 g Au und 8 g Ag. Gefällt waren an Au 91 pCt, an Ag 91,7 pCt. Bei Verarbeitung von Schlämmen wurden zur Fällung von 100 t Lösung in 24 Stunden 280 qdm Anodenfläche benutzt bei einer Stromdichte von 0,03 A und 2,6 V. Die Lauge wurde von 1,705 auf 0,2 g Au-Gehalt und von 43,5 auf 4,5 Ag-Gehalt bei Ausbeuten von 88 pCt Au und 89,6 pCt Ag gebracht. Der Mangel einer zu kleinen Elektrodenfläche kann zum großen Teil durch Erhöhung der Stromdichte bis zu einer gewissen Grenze ausgeglichen werden; dann steigt aber der Kraftverbrauch. Von der zur Fällung der Metalle nötigen Strommenge wurden im Durchschnitte von zwei Monaten in dem ersten Bottich, in den die Extraktionslösung zunächst einfloß, etwa 86 pCt, im darauffolgenden Bottich etwa 94 pCt verschwendet. Das ist aber nicht erheblich, da die Stromkosten bei dem Verfahren praktisch so ziemlich die einzige Ausgabe sind, und ein Teil davon durch den Wert des bei der Fällung regenerierten freien Cyanids aufgehoben wird. Dessen Menge betrug 260 g auf 1 t Erz, wobei der gesamte Verbrauch an Cyanid durchschnittlich 1,12 bis 1,35 kg ausmachte. Wird das Erz ohne vorhergehende Amalgamation und Konzentration direkt verarbeitet, so nimmt die Regeneration von Cyanid beträchtlich ab, weil Kupfer fehlt und mehr Silbersulfid vorhanden ist.

Mit hohen Stromdichten wie Butters arbeitet auch S. B. Christy <sup>19)</sup>. Während nach dem gewöhnlichen Verfahren die Edelmetalle mit Stromausbeuten von nur 1 bis 2 pCt, höchstens 5 pCt gefällt werden, will Christy bis über 80 pCt erzielen können, anscheinend durch die besondere Gestalt der Elektroden, die eine große Oberfläche und Durchlässigkeit gewährleisten. Sie bestehen aus Drahtgaze, die Kathoden aus eiserner, oder auch aus Stoff, der mit gefällten Edelmetallen gesättigt ist. Die Lauge zirkuliert schnell. Bei einer Lösung mit 170 g Silber und Gold auf 1 t und bei einer Spannung von 1,5 bis 3 V wird z. B. eine Durchflußgeschwindigkeit von 8 bis 25 mm in 1 Sekunde verwendet, wobei kein Wasserstoff entwickelt wird. Die Zirkulationsgeschwindigkeit ist zweckmäßig nicht geringer als 30 cm in 1 Minute und wird in dem Maße gesteigert wie der Gold- und Silbergehalt in der

<sup>15)</sup> Amer. P. 741231 vom 13. Okt. 1903.

<sup>16)</sup> D. R. P. 86075.

<sup>17)</sup> Vgl. vorher.

<sup>18)</sup> Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2. S. 131.

<sup>19)</sup> Amer. P. 756328 vom 20. Mai 1901.

Lösung abnimmt. 1000 t Lösung konnten in 24 Stunden in einem Niederschlagsbehälter, der nur 1 t faßte, gefällt werden. Die Ausbeutemengen an Edelmetall betragen 90 bis 99 pCt gegen 75 bis 80 pCt früher. Das so erhaltene Gold und Silber wird in einem zweiten Apparat raffiniert. Die Cyanidlösung, die möglichst frei von Chloriden und Sulfaten sein soll, wird schnell durch einen Behälter gepumpt; sie geht aufwärts und abwärts und gleichzeitig durch die durchlässigen Anoden, die vorher in dem Niederschlagsgefäß als Kathoden gedient hatten. Die aus Eisenblech bestehenden Kathoden werden vor ihrem Einsetzen mit einer Schicht von Graphit und Vaseline überzogen. Bei etwa  $\frac{1}{2}$  V löst sich das Gold und Silber schnell. Die Refination kann auch mit Zink ausgeführt werden.

Bei dem Verfahren von Hendryx<sup>20)</sup>, das auch auf Erze mit 1 bis 3 pCt Kupfer anwendbar ist und 80 bis 96 pCt Extraktionsbeute geben soll, bestehen die Anoden aus schrägen verbleiten Eisenplatten, über die der Erzbrei fließt. Dann läuft er an den Wandungen eines Zylinders, in dem ein Rührer arbeitet, herab, wobei das Gold gefällt wird. Das Verfahren, dessen Kosten 1 bis 1,25  $\mathcal{M}$  für 1 t betragen, ist schon in Kalifornien, in Arizona und in Mexiko, wo täglich 120 t verarbeitet werden, eingeführt.

Auf die Spitze eines viereckigen Turmes gibt Ernst Fahrig<sup>21)</sup> den Erzbrei (mit 60 pCt Elektrolyt) auf. Die Wände des Turmes sind mit einer Reihe geneigter Kupferplatten versehen. Unterhalb jeder Kathode befindet sich ein Graphitanode. Für die Lösung beträgt die Stromdichte auf 1 qm 0,8 bis 1 A bei 5 bis 7 V, für Fällung 0,5 bis 0,6 A bei 2—5 V. Elektrolyt ist irgend ein Oxychlorid, Chlorid, eine schwache Cyankaliumlösung oder Hypochlorit. Die Masse fließt am Turm herab, die Edelmetalle werden an den Kathodenplatten niedergeschlagen, während die teilweise extrahierte Masse in einen am Boden des Gefäßes befindlichen Quecksilberbehälter gelangt und in das Hauptgefäß überfließt, von wo sie wieder zum Turm hinauf gepumpt wird. Hier wiederholt sich diese Behandlung. Man rechnet etwa 1 Stunde auf 1 t der Erzbeschickung. Nachdem der Hauptteil des Edelmetalles niedergeschlagen ist, geht die Masse über ein mit Rippen versehenes Gefäß in einen Laugenbehälter. Die Rippen halten grobe und schwere Stücke Pyrit u. dergl. zurück. Sobald das Laugegefäß mit den verschiedenen aus der ursprünglichen Beschickung erhaltenen Massen gefüllt ist, wird die Erzbeschickung des Hauptgefäßes abgebrochen, die in dem Laugebehälter enthaltene Flüssigkeit geht zum Beschickungsgefäß, dann durch den Turm und über die Rippen

wieder zum Laugegefäß. Diese Behandlung wird bis zur hinreichenden Extraktion der Edelmetalle fortgesetzt. Um das noch in der Flüssigkeit enthaltene Edelmetall zu gewinnen, wird sie filtriert oder dekantiert, das Filtrat auf 50 bis 55° erhitzt und elektrolysiert.

#### b. Halogenid-Verfahren.

Über die Anlagen und das Greenawaltverfahren der Gold- und Silberwerke in Wallstreet, Colorado, veröffentlicht Frank C. Perkins<sup>22)</sup> eingehende Mitteilungen, von denen wir an dieser Stelle nur die auf den elektrochemischen Teil bezüglichen wiedergeben wollen. Das zerstampfte, getrocknete, gepulverte und geröstete Erz fällt aus dem Röstofen rotglühend in eine Grube, wobei ihm eine geringe Menge Kochsalz zugesetzt wird, um das Silber zu chlorieren. Das Erz wird kontinuierlich am unteren Teile der Grube abgezogen. Auf dem Wege vom oberen Teil bis zum Boden kühlt es sich allmählich — innerhalb 24 Stunden — ab. Es gelangt dann in die hölzernen Laugenbottiche, in denen es mit 15prozentiger Kochsalzlösung, die etwa  $\frac{1}{8}$  pCt Bromid enthält, behandelt wird. Die Elektrolysezellen bestehen aus einer Reihe einzelner Abteilungen. Die Kathoden sind von den Anoden durch Asbestdiaphragmen getrennt. Als Anoden dienen graphitierte Kohlenplatten, als Kathoden durchlöcherete Bleiplatten. Durch die Einwirkung des elektrischen Stromes entsteht freies Chlor und Brom, es bildet sich somit ein geeignetes Gold- und Silberlösungsmittel. Das bei der Elektrolyse an der Anode entwickelte Chlorgas wird von der Lauge bis zur Sättigung absorbiert. Das überschüssige Chlor wird gesammelt und dem in der Ofenrube befindlichen Erz zugeführt. Man arbeitet mit einer Stromdichte von 200 A auf 1 qm bei 4,5 V. 12 Zellen genügen um 90 000 kg Erz zu behandeln. In dem Fällungsraum befinden sich Bleiplatten ungefähr 37 mm von einander entfernt, zur Hälfte mit dem positiven, zur Hälfte mit dem negativen Pol der Stromquelle verbunden. Die Lauge umfließt die Platten in einem Zickzackweg. Der Gold- und Silberniederschlag besteht aus einem schlammigen, schwarzen Pulver, von dem ein großer Teil auf den Boden fällt. Die Stromdichte in den Fällungszellen beträgt 0,28 A auf 1 qm.

Zum Chlorieren und zum Lösen von Gold aus Schwefelsilbererzen schlägt M. Vaygouny<sup>23)</sup> Eisenchlorid vor, das auch Silberchlorid in Lösung zu halten hilft. Zusatz von Kochsalz ist notwendig, um Silberchlorid zu lösen und auf diese Weise den Angriff des Sulfids durch das Chlor stetig zu machen. Für die Versuche diente eine Lösung mit 1 bis 2 pCt Eisenchlorid, 15 bis 20 pCt Kochsalz und ein wenig freier Salzsäure, in die Chlor eingeleitet war. Man erhält eine Extraktion von 95 bis 97 pCt Ag, gleichgültig ob man 2 bis 3

<sup>20)</sup> Engin. a. Mining Journ. 1903, Bd. 76, S. 738.

<sup>21)</sup> Amer. P. 756223 vom 9. Mai 1903.

<sup>22)</sup> Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 24.

<sup>23)</sup> Electrical Rev. N. Y. 1904, Bd. 45, S. 757.



Stunden unter stetigem Rühren kocht, oder 2 bis 3 Tage unter gelegentlichem Schütteln in der Kälte behandelt, gleichgültig, ob man eine 1prozentige eisenchloridhaltige Lösung ständig chloriert (oder sonstwie oxydiert) hält, oder ob man in eine 2 bis 3prozentige Chlor nur zeitweise einleitet. Dagegen hängt die Vollständigkeit der Goldextraktion ganz von dem Grad der Chlorierung ab. Durch 3 bis 4 tägiges Arbeiten in der Kälte kann alles Silber extrahiert werden. Ständige Entfernung des Silbers durch Elektrolyse und darauf folgende Regenerierung der Lösung, sowie gutes Rühren kürzt die Zeit der Behandlung ab. In den meisten Fällen wird aus goldreichen Erzen ohne besondere Maßnahmen so viel Gold mit extrahiert, daß die Kosten größtenteils gedeckt werden. Will man praktisch alles lösen, so darf Chlor nie fehlen, das Ferrosalz muß also sofort wieder oxydiert werden. Man kann die zum Ansäuern benutzte Salzsäure durch die billigere Schwefelsäure ersetzen. Häuft sich durch lange fortgesetzten Wechsel von Elektrolyse und Laugen ein Ueberschuß an Ferrosalz in der Lösung an, so kann man ihn durch alkalische Erze entfernen. Bei einer Stromdichte von 10 A auf 1 qm und 1,5 bis 2 V erhält man nicht alles Edelmetall an den Platinkathoden, wenn die Flüssigkeit in Bewegung ist, weil die Niederschläge zu schwammig sind, dagegen ist dies in der Ruhe der Fall. Setzt man Bruchteile eines Prozentes an Leim oder schleimiger Substanz zu, so erzielt man besonders in der Wärme einen guten, festen, weißlich-grauen Niederschlag, der beim Reiben hohen Glanz annimmt, auch wenn stark gerührt wird. Zuweilen versagt dieses Hilfsmittel. Dann muss man den Niederschlag ständig von der Kathode entfernen, bevor er abfällt. Dies kann man durch die Anordnung von Tommasi erreichen, nach der kathodische Scheiben, die sich ein- bis zweimal in der Minute drehen, nur zur Hälfte in den Elektrolyten tauchen. Außen werden die Schlämme durch Gummikissen gelockert und durch Strahlen dünner Salzlösung in Sammelbehälter gespült. Kohlen- oder Graphitelektroden sind besser als metallische.

### c. Elektroamalgamation.

Für die Behandlung von Sanden geben W. J. und J. H. Jory<sup>24)</sup> einen Zirkulationsapparat an. Am Boden des Behälters befinden sich ebene oder gewellte Elektroden aus reinem oder versilbertem Kupfer, an den Seiten ein hölzerner Rahmen mit Wellen in Lagern mit Quecksilber, an den Wellen Elektroden aus Kohle oder Metall. Durch Aenderung des Niveaus kann der Flüssigkeitsstrom geregelt werden. Will man den edelmetallhaltigen Abfluß von Stampfwerken verarbeiten, so wird soviel lösliches Quecksilbersalz eingeführt, daß ein plastisches Amalgam entsteht, das leicht von den

Platten entfernt werden kann, vom Wasserstrom aber nicht mitgerissen wird.

Nach dem Verfahren von Henry R. Cassel<sup>25)</sup> fließt das mit Cyankalium zu einem Brei verührte Erz ständig auf senkrechte Anoden, an ihnen hinab und wieder nach oben. Die Kathoden werden mit Quecksilber bedeckt gehalten, indem gegen sie von oben nach unten Rückwerfvorrichtungen geneigt sind. Das am Boden der Zelle sich sammelnde Quecksilber wird durch eine Pumpe nach einer oberen Säurekammer befördert, in der das von ihm aufgenommene Alkali neutralisiert wird.

Der Elektrolysezylinder von F. T. Mumford<sup>26)</sup> besteht aus einer Stahlplatte, die mit amalgamiertem Kupfer ausgefüttert und mit hölzernen Enden versehen ist. Er ist an Rollen befestigt und macht fünf Umdrehungen in der Minute. Die Anoden bestehen aus zweizölligen runden Eisenstäben, die den elektrischen Kontakt durch Bürsten bilden, die sich an der Aussenseite des Zylinders befinden. Das Quecksilber wird bis etwa 12 mm oberhalb des Bodens gegossen und der Zylinder dann bis einige Zentimeter unter dem Rand beschickt. Die Stromdichte auf 1 qm darf höchstens 8 A betragen; bei höherer Stromdichte wird das Gold teilweise, bei 20 A garnicht amalgamiert, sondern mechanisch in der Masse zurückgehalten. Bei schwachen Lösungen steht das Gewicht des niedergeschlagenen Goldes nicht im Verhältnis zur Stromdichte. Die Spannung schwankt zwischen 3 und 5 V.

Die Vorteile der Elektroamalgamation, bei der die Oberfläche der Quecksilberkathode möglichst groß sein sollte, findet Mumford in folgendem: Die Extraktion sowie das Niederschlagen kann ohne Filtration vorgenommen werden; der Niederschlag ist gleich gut aus einer starken wie schwachen Cyanidlösung; Gegenwart von Kupfersalzen wirkt nicht störend. Ein vorheriges Amalgamieren des Schlammes ist nicht notwendig, da etwa vorhandenes Rohgold während des Niederschlagens amalgamiert wird.

Nach dem Rieckenschen Elektroamalgamationsverfahren werden in den australischen South-Kalgoorli-Goldminen seit Ende des Jahres 1900 etwa 3000 t Schlämme monatlich verarbeitet.

Unter Zuhilfenahme von Natriumamalgam arbeiten im Gegenstromprinzip Henry Livingstone Sulman und Hugh Fitzalis Kirpatrick Picard<sup>27)</sup>. Die edelmetallhaltige Lösung wird gezwungen, ihren Weg aufwärts durch eine zwischen amalgamierten Flächen niedergehende Schicht von Natriumamalgam zu nehmen. Die Vorrichtung besteht aus zwei trichterförmigen Behältern, die ineinander konaxial mit geringem Abstand

<sup>25)</sup> Amer. P. 749 843 u. 749 844 vom 25. Okt. 1902.

<sup>26)</sup> Transact. Australasian Inst. of Mining Eng.; The Electrical Eng. 1903, neue Serie, Bd. 32, S. 915

<sup>27)</sup> D. R. P. 154 419 vom 17. Mai 1903.

<sup>24)</sup> Amer. P. 757 557 vom 7. April 1903.



für den Durchlaß der Trübe und des Amalgams angeordnet sind. Die Spitze des inneren Behälters ruht auf einer hohlen Stütze, die auf einem in eine Muffe eingeschraubten Rohr sitzt. Durch Ein- und Ausschrauben des letzteren in die Muffe kann die Stütze und mit ihr der innere Behälter gehoben und gesenkt und damit der Abstand zwischen den Behältern geändert werden. Die Stütze ist mit Durchtrittsöffnungen versehen für in den Zwischenräumen einzuführende Trübe. Die Wirkungsweise der Vorrichtung ist folgende: Das Quecksilber wird in einer elektrolytischen Zelle mit metallischem Natrium beladen und dann in den Zwischenraum zwischen den beiden Behältern eingeführt. Das genügend fein gemahlene Golderz oder der Schlamm, der vorher mit einem Lösungsmittel, wie Cyankalium, gemischt und behandelt ist, wird durch den Zwischenraum, der das Natriumamalgam enthält, nach aufwärts gepresst, wobei das Doppelyanid des Edelmetalls und Kaliums oder andere in Lösung befindliche Edelmetallverbindungen zersetzt werden und das Edelmetall durch das Quecksilber als Amalgam zurückgehalten wird. Gleichzeitig werden auch die ungelöst gebliebenen Teilchen des freien Goldes gewonnen. Das zum Teil von Natrium befreite, dafür aber mit Edelmetallen beladene Quecksilber wird abgesaugt und nach der elektrolytischen Zelle zurückgeführt u. s. f., so lange bis das Quecksilber reich genug an Edelmetall ist.

#### d. Raffination.

Von elektrolytischen Gold-Raffinations-Prozessen hat sich nur das von Dr. Emil Wohlwill angegebene und von der Norddeutschen Affinerie zuerst erprobte Verfahren bewährt, nach dem der aus Goldchloridlösung bestehende Elektrolyt erwärmt wird und einen Salzsäurezusatz erhält. Praktische Erfahrungen mit der Methode veröffentlicht der Erfinder.<sup>28)</sup> Sie ist der chemischen Methode vorzuziehen (Lösung in Königswasser, Fällung durch Eisenchlorür), weil trotz der offenen Gefäße keine riechenden und schädlichen Gase entwickelt werden, weil der Säureverbrauch nur 1/50 beträgt, weil das Gold reiner wird, das beigemengte Platin einfacher zu gewinnen ist und vollständig von Iridium und anderen Platinmetallen getrennt werden kann. Bei der Behandlung von Gold enthaltendem Silber zeigt die Schwefelsäuremethode folgende Nachteile: Notwendigkeit eines größeren Silbervorrats, ständige Wiedergewinnung des Silbers und eines Teils der Säure, viel Bedarf an Raum und der an manchen Orten teuren Schwefelsäure, Entwicklung großer Mengen Dämpfe von Schwefelsäure und schwefeliger Säure, unvollständige Reinigung des Goldes und unvollständige Silbergewinnung bei Gegenwart grosser Mengen Platin. Frei von diesen Nachteilen ist das elektrolytische Verfahren. Es dürfen nur nicht zu viel Beimengungen vorhanden

sein, die ständige anodische Lösung verhindern können, wie Silber und Blei. Nach Tuttle soll deren Gesamtmenge nicht über 6 pCt betragen. Dies gilt aber nur bei Erhitzung des Bades auf 50 bis 55<sup>o</sup>, bei der das Gold, wenn die Stromdichte nicht niedrig genug ist, schwammig wird. Erhitzt man auf 65 bis 70<sup>o</sup>, so wird selbst bei doppelter Stromdichte der Kathodenniederschlag vollständig fest, wenn der Elektrolyt genug Gold enthält. Bei der hohen Temperatur kann der Silbergehalt der Anode steigen, ohne daß durch Chlorentwicklung Silberchlorid an der Anode gebildet wird und deren Lösungsfläche verkleinert. Bei 65 bis 70<sup>o</sup> darf dennoch der Silbergehalt des Goldes nur verhältnismäßig niedrig sein, so lange die Stromdichte hoch ist und das Verfahren so geleitet wird, daß das Silberchlorid von selbst in den Schlamm fällt. Wird es von Zeit zu Zeit abgeschabt, so kann man Legierungen mit 15 pCt. Silber elektrolytisch behandeln. Reichere Legierungen werden erst mit reinerem Golde zusammengeschmolzen. Dies bezieht sich auf Betriebe, bei denen in 24 Stunden der größte Teil des Anodengoldes gewonnen werden soll. Ist dies nicht nötig, so kann man die Stromdichte herabsetzen und dann Gold mit entsprechend mehr Silber verarbeiten. Bei Gegenwart von Blei und Wismut ist eine dem Gehalte daran entsprechend geringere Menge Silber zulässig. Bei Verarbeitung von Legierungen muß die Goldmenge, die an der Anode weniger gelöst als an der Kathode gefällt wird, dem Elektrolyten in Form einer Lösung der verarbeiteten Legierung zugefügt werden, wenn das Verfahren kontinuierlich betrieben werden soll. Dieses Gold wird auch chemisch rein unter Verbrauch geringer elektrischer Energie gefällt. Kupfer kann sich im Elektrolyten sehr anhäufen, ehe festes Chlorid gefällt wird. Das Kathodengold bleibt solange rein, wie in dem stark kupferhaltigen Elektrolyten noch genug Gold vorhanden ist. Enthält das Anodenmaterial 2, 4 und 10 pCt. Kupfer, so muß der Elektrolyt nach Verarbeitung von 100, 50 und 20 kg erneuert werden. Dies kostet, abgesehen vom Kupferwerte, nicht mehr als 4 *M.* Für 1000 kg Gold, die in 24 Stunden durch den elektrischen Strom gefällt werden sollen (Energiebedarf 300 KW-Stunden), sind 3 kg Walzgold für die Kathoden nötig. Ein Arbeiter genügt für 50 kg Gold. Bei feinem Golde kann die Stromdichte auf 1 qdm 15 A und mehr, bei Gold mit 10 pCt Silber 9 A betragen. Aus feinem, platinhaltigem Golde macht man die Anoden 4 mm dick, aus roherem 5 bis 6 mm. In jedem Falle kann die Plattendicke und die Stromdichte so gewählt werden, daß von dem Anodengolde in 24 Stunden 80 bis 82 pCt rein gewonnen werden.

Für elektrolytische Raffination des Silbers wird meist das Verfahren von Möbius gebraucht, nach dem unter Verwendung eines silberhaltigen Elektrolyten das Silber aus der verunreinigten Anode herausgelöst und

<sup>28)</sup> Electrochemical Ind. 1904, Bd. 2, S. 221 u. 261.



auf geeigneten Kathoden gefällt wird, während die Fremdmetalle teils in Lösung gehen und bleiben, teils als Anodenschlamm fallen. Die Neuerung, nach der durch ein endloses Kathodenband die Silberkrystalle stetig aus dem Bade entfernt wurden, hat sich nach Leopold Rostosky<sup>29)</sup> in Amerika wegen der etwas umständlichen Apparatur dauernd nicht einbürgern können. Man ist wieder zu dem einfacheren alten Apparate zurückgekehrt.

### 13. Zink und Zinn.

Die Elektrometallurgie des Zinks und Zinns im Jahre 1904 wird in besonderen Artikeln behandelt werden.

### 14. Allgemein verwendbare Apparate und Verfahren.

#### a. Elektrothermisches.

Stromersparnis wollen William und Henry Sinne, Robert Storey und John Shattleworth-Sellers<sup>30)</sup> dadurch erzielen, daß sie quer durch den Raum aus feuerfesten Ziegeln gehende horizontale Elektroden abwechselnd parallel schalten. Zwischen ihnen liegt eine Packung aus Kohle und Kieselsäure (2 : 1 Raumteil.)

Da die Benutzung von Wechselstrom wirtschaftlich vorteilhafter als die von Gleichstrom ist, wendet man ersteren im allgemeinen dort an, wo es nur auf thermische Wirkungen ankommt. Soll gleichzeitig eine elektrolytische Arbeit verrichtet werden, so muß natürlich auch Gleichstrom vorhanden sein. Unter diesem Gesichtspunkt macht Dr. Walter von Seemann<sup>31)</sup> beide Stromarten nutzbar.

Drei Elektroden sind unter einem bestimmten, durch Versuche zu ermittelnden Winkel gegen einen Punkt des Schmelzraumes gerichtet und mit den drei Klemmen der Mehrphasenstrommaschine verbunden. In ihrer Mitte ist eine ebenfalls nach jenem Punkte gerichtete Elektrode angeordnet und mit dem einen Pol der Gleichstrommaschine verbunden. Eine in die Verbindungsleitung eingeschaltete Drosselspule verhindert die Vermengung des Mehrphasenstroms mit dem Gleichstrom. Der oben erwähnte Punkt steht mit dem anderen Pol der Gleichstrommaschine und mit einem neutralen Punkt in Verbindung. Die Leitung zwischen beiden Punkten ist mit einem Ausschalter versehen, um den Mehrphasenstrom entweder von Elektrode zu Elektrode oder von den Elektroden zum neutralen Punkt gehen zu lassen, und mit einem Kondensator, um wie oben die Vermengung beider Stromarten zu verhindern.

Will man Metallpulver herstellen, so kann man sich dazu der zerstäubenden Wirkung des elektrischen Funkens bedienen, wie es die Tin Electro-Smelting Co.<sup>32)</sup>

tut. Das flüssige Metall läßt man in dünnem Strahl abfließen und schickt durch diesen einen elektrischen Strom, wobei Funkenbildung durch Unterbrechung des Flüssigkeitsstrahles hervorgerufen wird. Um letztere zu erzielen, wird entweder die Ausflußöffnung des das flüssige Metall enthaltenen Behälters durch einen heb- und senkbaren Stempel abwechselnd geöffnet und geschlossen, oder es wird durch den Flüssigkeitsstrahl ein schwingender Stab oder rotierender Stabstern horizontal hindurchbewegt.

#### b) Elektrolyse wässriger Lösungen.

Die Erfahrungstatsachen, die bei der Elektrolyse der verschiedensten Metallsalzlösungen gesammelt worden sind, hat Professor Wilder D. Bancroft in einem vor den letzten internationalen Elektrokongresse in St. Louis gehaltenen Vortrage<sup>33)</sup> zu allgemeineren Regeln zusammenzufassen versucht. Wenn auch diese Schlüsse vielfach als verfrüht und als zu kühn erscheinen, so rechtfertigt sich doch ihre Wiedergabe in den Hauptpunkten schon aus dem Grunde, damit die so notwendigen experimentellen Nachprüfungen von möglichst vielen Seiten veranlaßt werden. Bancroft behauptet im wesentlichen folgendes: Arbeitet man mit mäßigen Stromdichten, so wird ein schlechter Niederschlag praktisch immer dadurch verursacht, daß zusammen mit dem Metall ein nicht-metallischer fester Stoff, in den meisten Fällen eine Sauerstoffverbindung, fällt. Zusätze, die den festen Körper lösen können, verbessern den Metallniederschlag. Wichtiger als die Löslichkeit ist aber der Grad der Lösung. So erhält man Alkalizinkat viel leichter bei 40° als bei 20°. Doch ist eine höhere Temperatur nicht unbedingt vorzuziehen; z. B. wirkt bei 90° Natronlauge stark auf das niedergeschlagene Zink. Bei Kupfersulfatlösungen führt Temperaturerhöhung zur vermehrten Bildung von Cuprosulfat. Die Verbesserung der Niederschläge durch reduzierende Substanzen beruht wahrscheinlich auf der Wegnahme gelösten Sauerstoffs. Sie müßte also im Vakuum oder in einer Stickstoffatmosphäre nicht eintreten. Die wachsende Stromdichte macht den Niederschlag nur dann schlecht, wenn nicht entsprechend stark gerührt wird, z. B. durch Drehen der Kathode. Der bei hoher Stromdichte auftretende Wasserstoff spielt keine ausschlaggebende Rolle. Zudem wird die kritische Stromdichte durch Größe und Gestalt des Gefäßes und der Elektroden sowie durch deren Entfernung von einander sehr stark beeinflusst. Der Niederschlag wird körnig oder schwärzpulvrig, wenn sich an der Kathode eine dünne Lösung bildet. Meistens führt dies zur Fällung eines Oxyds oder basischen Salzes. Weniger wahrscheinlich ist die Erklärung durch pulsierende Fällung von Wasserstoff als Folge der abwechselnden Bildung

<sup>29)</sup> Zeitschr. f. Elektrochem. 1905, Bd. 11, S. 15.

<sup>30)</sup> Brit. P. 4059 vom 18. Febr. 1904.

<sup>31)</sup> D. R. P. 156 262 vom 12. Juni 1903.

<sup>32)</sup> D. R. P. 146 610 vom 4. April 1901.

<sup>33)</sup> Electrochemical Ind 1904, Bd. 2, S. 389.

einer metallärmeren Oberflächenhaut. Wasserstoff kann indirekt die Ursache eines schlechten Niederschlages werden, wenn seine Blasen die Kathodenfläche uneben machen. Dem kann man durch Oxydationsmittel entgegenarbeiten; nur dürfen sie das Metall nicht oxydieren. Deshalb sollte man in einem solchen Falle das Ziel lieber durch Aenderung der anderen Bedingungen zu erreichen suchen, nämlich eine konzentrierte Lösung wählen, um einen guten Niederschlag zu erhalten; durch hohe Temperatur den Absorptionskoeffizienten erniedrigen; durch annähernde Neutralität der Lösung die Zersetzungsspannung des Wasserstoffs erhöhen und durch hohe Stromdichte auf feinkörniges Metall hinarbeiten, ohne durch zu hohe die Wasserstoffabscheidung zu begünstigen. Vorwiegend galvanotechnischer Natur sind folgende Erwägungen. Aehnlich wie bei der Kristallisation wird der Niederschlag um so rauher, je geringer die Stromdichte und je höher die Temperatur ist. Der letztere Einfluß wird aber häufig durch Hydrolyse, wachsende Acidität und Alkalinität, vermehrte lösende Wirkung und Verschiebung des Gleichgewichts verdeckt oder selbst umgekehrt. Mit steigender Konzentration der Lösung wurde der Kathodenüberzug grobkörniger aus Zinksulfat- und Natriumzinkatlösungen, wahrscheinlich wegen des Abnehmens der Potentialdifferenz. Die Niederschläge sind um so feiner kristallinisch, je größer die lösende Wirkung des Elektrolyten ist. Dies ist aber beschränkt durch die Grenzen, innerhalb deren gute Niederschläge entstehen. Reduzierende Körper müßten die Größe der Kristalle vermehren. Bilden sie aber komplexe Salze, so kann deren Wirkung die der ersteren überwiegen. Dienen sie nur zur Entfernung gelöster Gase, so ist ihr Einfluß auf die Größe der Kristalle wahrscheinlich zu vernachlässigen. Zusatz von Leim oder ähnlichen Stoffen ruft das Bestreben nach kolloidaler Ausscheidung hervor, muß also die Größe der Metallkristalle verringern, sobald man sich unter der Menge hält, die infolge chemischer Eigenschaften einen schlechten Niederschlag verursacht. Für das Haften des elektrolytischen Niederschlages gelten dieselben Grundsätze wie beim Schweißen und Gießen. Fett, Luftblasen und eingeschlossene Mutterlauge schwächen die Verbindung. Die Schwierigkeit, elektrolytische Nickelniederschläge zu verstärken, rührt von der Bildung einer dünnen Oxydschicht her. Daß Eisen, wenn es mit Nickel überzogen wird, bei Ausführung des Verfahrens in einem Chloridbade rostet, in einem Sulfatbade aber nicht, beruht jedenfalls auf der Bildung eines unlöslichen basischen Salzes im letzteren Falle.

Im Anschluß an die Mitteilungen Bancrofts

machte A. G. Betts<sup>34)</sup> darauf aufmerksam, daß bei der elektrolytischen Bleifällung beobachtet worden ist, wie gerade eine niedrige Stromdichte das Feinkörnigwerden des Niederschlages begünstigt. Mißerfolge beim elektrolytischen Fällen rühren hauptsächlich vom Schlammigwerden und vom Hinüberwachsen des Niederschlages zur Anode her. Der Schlamm entsteht wahrscheinlich durch das Mitfallen fremder leitender Teilchen infolge der Anwesenheit eines Metalles, das eine geringere chemische Affinität als das eigentliche Niederschlagsmetall hat. Das Hinüberwachsen zur Anode erfolgt um so schneller, je höher ein einzelner Punkt über die Kathodenoberfläche hinausragt, und wird durch die entstehenden Konzentrations-Unterschiede begünstigt. Beim Abscheiden von Antimon aus Trichloridlösung wurde ein wie Glas glatter und glänzender Niederschlag erhalten, wenn durch ständiges Zufügen kleiner Mengen Eisenchlorids die Erhöhungen gleich nach der Bildung wieder entfernt wurden. Die Menge des Eisenchlorids betrug den zehnten bis fünften Teil derjenigen, die zum Wiederauflösen alles abgeschiedenen Antimons notwendig gewesen wäre.

Eine für elektrolytische Apparate geeignete Cirkulationsvorrichtung beschreiben John Henry und Alfred Collis sowie Walter Head<sup>35)</sup>. In einem Bottich befindet sich eine Anzahl mit Löchern versehener, in der Längsrichtung laufender Röhren, die auf hölzernen, auf dem Boden stehenden Untersätzen ruhen. Der Elektrolyt wird durch eine am oberen Ende des Bottichs befindliche Saugvorrichtung, die mit diesen Röhren in Verbindung steht, eingesogen und tritt dann wieder durch die Löcher der Röhren aus. So gelangt auch die gesättigte Lösung am Boden nach oben. Ebenso werden alle sich entwickelnden Gase von den Elektroden fort nach oben getrieben. Der Apparat nimmt keinen besonderen Raum in Anspruch und kann auch als Anode benutzt werden.

Da Kohlenelektroden bei vielen elektrolytischen Arbeiten, namentlich an den Stellen, wo sie aus der Flüssigkeit austreten, stark angegriffen werden, hat man sie mit Paraffin oder Wachs imprägniert. Einen weniger schmelzbaren Schutzüberzug soll man nach George Jones Atkins<sup>36)</sup> erhalten, wenn man sie mit oxydierbarem Oel (Lein- oder Baumwollsamö) sättigt. Um die Imprägnation zu verbessern und gleichzeitig die Leitfähigkeit der Stelle zu erhöhen, wird Lampenruß oder anderer fein verteilter Kohlenstoff zugemischt. Die Oxydation des Oels beginnt an der Luft und wird in der Zelle vollendet.

<sup>34)</sup> a. a. O. S. 400.

<sup>35)</sup> Brit. P. 15317 vom 10. Juli 1903.

<sup>36)</sup> Amer. P. 754114 vom 6. Okt. 1903.



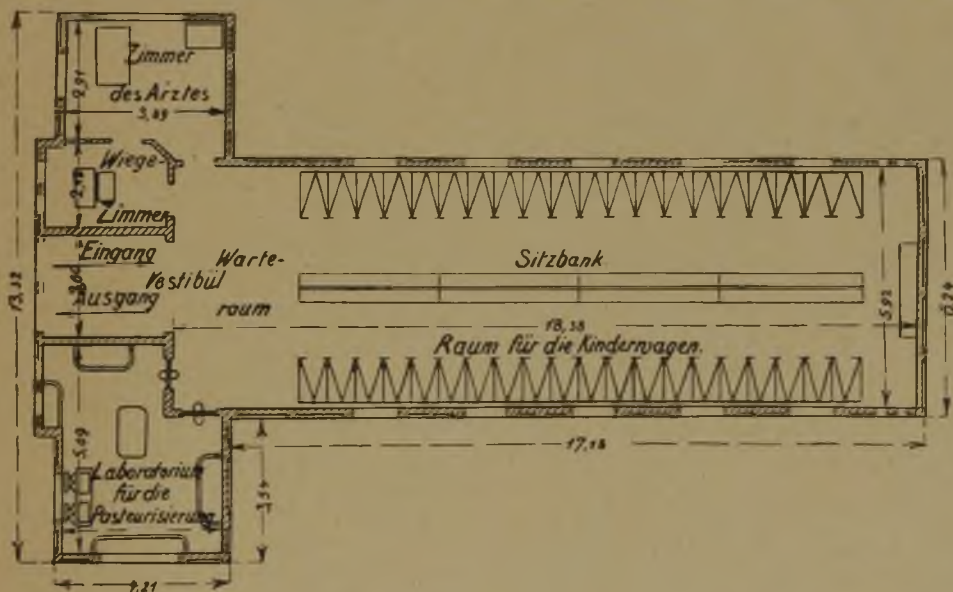
### Eine neue Wohlfahrteinrichtung der Bergwerksgesellschaften im nordfranzösischen Steinkohlenbecken.

In den letzten drei Jahren hat sich in Frankreich, namentlich in den bergbautreibenden Bezirken des Nordens, eine interessante Bewegung vollzogen, die in Anbetracht des geringen, in Frankreich herrschenden Geburtenüberschusses auf eine nachdrücklichere Bekämpfung der übergroßen Kindersterblichkeit gerichtet ist. Im Departement Pas-de-Calais betrug die Zahl der Geburten in dem Zeitraum von 1893—1902 durchschnittlich nur 30 auf 1000 Einwohner. In dem Arrondissement Béthune mit einer stark bergmännischen Bevölkerung war sie jedoch größer und erreichte die Höhe von 36 auf 1000. Für einzelne Gemeinden letzteren Bezirkes stellen sich die entsprechenden Zahlen noch günstiger: für Lens auf 38,66, für Liévin auf 42,76, für Bruay auf 43,17, während andererseits in Arras die Zahl der Geburten nur 18,85 und in Bapaume nur 19,91 auf 1000 Einwohner betrug. Hieraus folgt, daß in Gemeinden mit stark bergmännischer Bevölkerung allerdings zweimal soviel Kinder geboren werden wie in den nichtindustriellen Gemeinden. Dafür ist aber auch andererseits in diesen Bergbauzentren die Kindersterblichkeit während des ersten Lebensjahres recht bedeutend. Während desselben zehnjährigen Zeitraumes von 1893—1902 entfielen für das Departement Pas-de-

Calais auf 1000 Geburten 147 Todesfälle von Kindern im Alter bis zu 1 Jahre. Mehr als 1 Kind unter 7 starb also im Laufe des ersten Lebensjahres. Diese Zahl ist zwar nicht außergewöhnlich hoch, wenn man die Sterblichkeit in anderen Gegenden hiermit vergleicht, aber an und für sich ist sie recht beträchtlich. Im Arrondissement Béthune starben dagegen auf 1000 Geburten 150 Kinder während des ersten Jahres; die Sterblichkeit hier ist deutlich im Steigen begriffen.

Von 1000 während des ersten Lebensjahres verstorbenen Kindern erliegen im Departement Pas-de-Calais, was auch für das Arrondissement Béthune gilt, ungefähr 300 allein infolge von Darmkatarrh (Enteritis) und 176 infolge angeborener Schwäche. Im einzelnen entfällt für Lens beinahe 1 Todesfall unter zweien auf Enteritis (483 auf 1000), in Bruay ist die entsprechende Zahl 475, in Aunchel 350, in Carvin 279, in Hénin Liétard 223. Diese Unterschiede der einzelnen Bergbauzentren lassen sich nicht hinreichend erklären. Die Tatsache bleibt jedoch bestehen, daß die Enteritis in diesen Bergbaubezirken in sehr starkem Maße auftritt.

Der Bekämpfung dieser Kindersterblichkeit sollen nun die in den letzten Jahren von zahlreichen Bergwerks-



gesellschaften getroffen, als „Consultation des nourrissons“ und als „Goutte de lait“ bezeichneten Einrichtungen dienen, die unbestritten unter der bergmännischen Bevölkerung sehr gute Erfolge zeitigen werden und dies auch bereits erreicht haben, da diese Kreise im allgemeinen über Gesundheitspflege sehr wenig unterrichtet sind.

Die genannten Einrichtungen bestehen darin, daß die Kinder der Bergleute im Säuglingsalter regelmäßig durch einen von der Bergwerksgesellschaft angestellten Arzt untersucht werden, der die Mütter über die Pflege der Kinder belehrt und ihnen im Bedarfsfalle, wenn sie nicht selbst stillen können, die notwendige Menge pasteurisierter Milch regelmäßig verabfolgen läßt.

Die Pasteurisierung wird auf Kosten der Gesellschaft bewirkt und geschieht bekanntlich dadurch, daß man die Milch

auf 75° C bringt und dann rasch auf 12—14° abkühlt, wodurch ihr jede etwaige schädliche Wirkung genommen wird. Die Pasteurisierung soll vorteilhafter als die Sterilisation sein, da bei letzterer Methode die Milch auf 120° C gebracht wird, wodurch ihre Eigenschaften verändert werden.

Die nordfranzösischen Bergwerksgesellschaften haben diese sozial-hygienischen Einrichtungen trotz der vielen Schwierigkeiten, die man ihnen bereitet, trotz der vielen Streiks und der zahlreichen Einmischungen des Staates getroffen. Im Herbst 1904 hatte die Bewegung bereits folgende Ausdehnung genommen: die Gesellschaft Béthune hatte an 7 Orten eine „Consultation des nourrissons“ eingerichtet, in denen 759 Bergmannskinder regelmäßig untersucht wurden, die Gesellschaft Noeux besaß 4 Unter-

suchungsstationen, die Gesellschaft Liévin 4 Stationen, die Gesellschaften Bruay und Marles je eine Station, 8 weitere Gesellschaften, deren Namen nicht zu ermitteln waren, hatten die gleiche Einrichtung ebenfalls bereits getroffen.

Die Einrichtungen der Gesellschaft Marles bestehen in der Ortschaft Auchel seit dem 25. November 1903. Es ist hierfür ein eigenes Gebäude im Pavillonstil errichtet, dessen Grundriß in der Figur wiedergegeben ist. Der Warteraum hat 18 m Länge bei 6 m Breite. Er ist der Länge nach durch eine doppelte Sitzreihe geteilt. An den Wänden ist zur Aufnahme der Wagen der nötige Raum vorhanden. Aus dem Warteraum gelangt man links in das Wiegezimmer und dann in das Zimmer des Arztes. Rechts vom Eingange befinden sich das Laboratorium für die Pasteurisierung nach dem Verfahren von Content und der Schalter für die Ausgabe der Milch. Die Räume werden auf 18 oder 20° C geheizt, dauernd mit frischer Luft versorgt und in gut {desinfiziertem Zustande gehalten. Die Untersuchungen der Bergmannskinder finden jeden Mittwoch von 9—12 Uhr statt. Die Unter-

stützungen durch die „Goutte de lait“ sind von einer vorherigen ärztlichen Untersuchung abhängig. Falls der Arzt die Unterstützung für notwendig erachtet, schreibt er die täglich zu verabfolgenden Rationen an Milch in ein Register ein und erteilt der Mutter einen Ausweisschein, auf den hin sie die erforderliche Menge pasteurisierter Milch die ganze Woche hindurch in Flaschen von 150, 200 oder 250 g Inhalt erhält. Die „Goutte de lait“ ist alle Tage von 9—12 Uhr geöffnet.

Am 31. Mai 1904 waren in Auchel bereits 372 Bergmannskinder in der „Consultation des nourrissons“ eingeschrieben, für 79 hiervon wurde pasteurisierte Milch geliefert. Die Zahl der am Tage ausgeteilten Flaschen betrug 517. Im Monat Mai wurden im ganzen 2123 l pasteurisierter Milch abgegeben. Während der ersten 6 Monate kam kein einziger Fall von Enteritis vor. Die eingetretenen 11 Todesfälle erklären sich dadurch, daß kein Kind, selbst wenn es bereits erkrankt war, von der Einschreibung zurückgewiesen worden ist. W.

### Geschäftsbericht des Vorstandes der Sektion 2 der Knappschaftberufsgenossenschaft für das Jahr 1904.

Dem soeben erschienenen Bericht entnehmen wir folgendes:

Im Berichtsjahre kamen 40 355 (37 026 in 1903) Unfälle zur Anzeige, oder bei 300 Arbeitstagen durchschnittlich täglich 134,52 (123,42).

Von den angemeldeten Unfällen waren bezeichnet als:  
leichte 35 761 oder 88,62 pCt. (32 963 oder 89,03 pCt.),  
schwere 4 037 „ 10,00 „ (3 547 „ 9,58 „ ),  
tödliche 557 „ 1,38 „ (516 „ 1,39 „ ).

Von den 15 442 (13 704) erlassenen berufungsfähigen Bescheiden waren:

1. Festsetzungsbescheide . . . . .	8 543	(7 719)
2. Abänderungsbescheide (§§ 88 und 94 G.-U.-V.-G.) . . . . .	5 261	(4 552)
3. Ablehnungsbescheide . . . . .	1 638	(1 433)
Zusammen	15 442	(13 704)

Die Zunahme im Jahre 1904 beträgt mithin 1738 Bescheide = 12,68 pCt., im Jahre 1903 1962 Bescheide = 16,71 pCt.

Nach dem letzten Geschäftsbericht des Reichs-Versicherungsamts sind von den im Jahre 1904 von sämtlichen gewerblichen Berufsgenossenschaften erlassenen berufungsfähigen Bescheiden 21,73 pCt. durch Berufung angefochten worden. Der Prozentsatz (19,86) bei der Sektion 2 ist im Berichtsjahre wiederum hinter dieser Durchschnittsziffer zurückgeblieben.

Nach einer neueren Bestimmung des Reichs-Versicherungsamts sind vom Jahre 1903 ab die Unfälle zu zählen nach dem Jahre, in welchem eine Entschädigung erstmalig gezahlt worden ist, während bis zum Jahre 1902 die Unfälle demjenigen Jahre zugezählt worden sind, in welchem eine Entschädigung erstmalig festgesetzt worden ist.

Die Tabellen, bei welchen auf frühere Jahre zurückgegriffen ist, sind bezüglich des Jahres 1903 entsprechend dieser neueren Bestimmung des Reichs-Versicherungsamts umgerechnet.

Es sind im Berichtsjahre im Betrieb gewesen:

Bezeichnung der Betriebe	1904		1903	
	Zahl der Betriebe	Zahl der durchschnittlich beschäftigten versichert. Personen	Zahl der Betriebe	Zahl der durchschnittlich beschäftigten versichert. Personen
Steinkohlengruben . . . . .	183	263 804	190	249 633
Dampfziegeleien . . . . .	1	32	1	25
Eisensteingruben . . . . .	11	775	15	811
Salinen . . . . .	10	457	9	456
Steinbrüche . . . . .	1	848	1	740
zusammen	206	265 916	216	251 665

Von den katastrierten Betrieben der Sektion wurden im Berichtsjahre 2 Steinkohlengruben dauernd eingestellt. In das Kataster neu eingetragen wurden 3 Steinkohlengruben, 1 Eisensteinzeche und 1 Saline. Die Zahl der durchschnittlich beschäftigten versicherten Personen hat sich um 14 251 = 5,66 pCt. gegen das Vorjahr vermehrt.

Nach den §§ 57, 58 und 59 des 3. Genossenschaftsstatuts waren im Berichtsjahre gegen Betriebsunfälle auf Antrag versichert:

253 Betriebsbeamte mit einer Lohnsumme von . . . . .	1 829 427,45 M
9 Markscheider . . . . .	62 012,24 „
18 Bureaubeamte mit einer an- rechnungsf. Lohnsumme von	28 014,31 „
im ganzen 280 Personen mit einer Lohn- summe von . . . . .	1 919 454,— M

Genossenschaftsmitglieder des Sektionsbezirks haben von der Berechtigung des § 60 a. a. O., sich selbst gegen die Folgen von Betriebsunfällen zu versichern, keinen Gebrauch gemacht.

Die Gesamtlohnsumme, in der auch die Lohnsumme der vorstehenden 280 Personen enthalten ist, betrug im Jahre 1904:



	Im ganzen	Durchschnittlich auf 1 Versicherten
beim Steinkohlenbergbau	356 417 690 M	1 351,07 M
bei der Dampfziegelei	34 576 "	1 080,50 "
beim Eisensteinbergbau	866 607 "	1 118,20 "
„ Salzbergbau	426 141 "	932,47 "
„ Steinbruchbetrieb	757 050 "	892,75 "
Zusammen	358 502 064 M	1 348,18 M

Hierbei ist zu bemerken, daß entsprechend der Bestimmung im § 36 des 3. Genossenschaftsstatuts für die

Umlegung der Beiträge der Genossenschaftsmitglieder von allen versicherten Arbeitern und Betriebsbeamten die wirklich verdienten Löhne und Gehälter zuzüglich der in Geldwert ausgedrückten Naturalleistungen in Anrechnung gebracht worden sind. Nur bei den versicherten Bureaubeamten ist nach Bestimmung des § 59 des Statuts der Jahresarbeitsverdienst mit einem Viertel in Anrechnung gebracht.

Die Nachweisung der an die versicherungspflichtigen Personen gezahlten Löhne und Gehälter für die Jahre 1902, 1903 und 1904 ergibt folgendes Bild:

Industriezweig	Jahr	Gesamt-Lohnsumme		Geleistete Arbeitstage	Von der Gesamtlohnsumme sind gezahlt an				Es entfallen mithin an Lohn pro Arbeitstag an							
					jugendliche Arbeiter		die übrigen versicherungspflichtigen Personen		jugendl. Arbeiter		die übrigen versicherungspflichtigen Personen					
					M	ct	M	ct	M	ct	M	ct	M	ct		
1	2	3		4	5		6		7		8		9		10	
A. Steinkohlenbergbau	1902	301 133 239	86	69 459 390	2 790 575	96	2 243 632	298 342 663	90	67 215 758	1	24	4	44		
	1903	334 603 910	45	74 553 161	2 976 431	64	2 437 541	331 627 478	81	72 115 620	1	22	4	60		
	1904	354 509 886	—	77 595 555	3 075 057	—	2 482 228	351 434 829	—	75 113 327	1	24	4	68		
B. Braunkohlenbergbau (Dampfziegeleien)	1902	32 524	56	8 263	—	—	—	32 524	56	8 263	—	—	3	94		
	1903	30 760	39	7 454	—	—	—	30 760	39	7 454	—	—	4	13		
	1904	34 576	—	7 621	—	—	—	34 576	—	7 621	—	—	4	54		
C. Erzgruben und Metallhütten	1902	1 328 301	30	357 758	16 816	31	11 254	1 311 484	99	346 504	1	49	3	78		
	1903	880 131	44	234 616	13 626	42	8 458	866 505	02	226 158	1	61	3	83		
	1904	866 607	—	233 712	11 306	—	7 137	855 301	—	226 575	1	58	3	77		
D. Salzbergbau und Salinen	1902	433 488	84	149 083	2 081	55	1 769	431 407	29	147 314	1	18	2	93		
	1903	405 418	—	137 993	1 469	68	1 227	403 948	32	136 766	1	20	2	95		
	1904	414 491	—	141 693	1 138	—	724	413 353	—	140 969	1	57	2	93		
E. Andere Mineralgewinnungen (Steinbrüche)	1902	578 186	46	224 670	17 005	86	11 869	561 180	60	212 801	1	43	2	64		
	1903	640 111	—	224 158	15 070	10	9 891	625 040	90	214 267	1	52	2	92		
	1904	757 050	—	256 037	14 640	—	10 894	742 410	—	245 143	1	34	3	03		
Zusammen	1902	303 505 741	02	70 199 164	2 826 479	68	2 268 524	300 679 261	34	67 930 640	1	25	4	43		
	1903	336 560 331	28	75 157 382	3 006 597	84	2 457 117	333 553 733	44	72 700 265	1	22	4	59		
	1904	356 532 610	—	78 234 618	3 102 141	—	2 500 933	353 480 469	—	75 733 635	1	24	4	67		

Die Zahl der angemeldeten Unfälle betrug:

Jahr	Zunahme gegen das Vorjahr pCt.	auf 1000 ver- sicherte Personen	auf den Arbeitstag
1885/86	7 885	75,88	26,28
1887	8 476	7,50	80,52
1888	9 062	6,93	82,27
1889	9 361	3,29	77,99
1890	10 805	15,43	83,01
1891	13 632	26,18	96,62
1892	13 896	1,93	96,73
1893	15 726	13,18	106,37
1894	16 205	3,05	105,28
1895	16 814	3,75	107,49
1896	18 156	7,99	111,19
1897	19 702	8,52	111,56

1898	20 950	6,33	109,26	69,83
1899	23 964	14,39	116,53	79,88
1900	28 020	16,93	124,48	93,40
1901	33 526	19,65	139,55	111,75
1902	33 633	0,32	139,91	112,11
1903	37 026	10,09	147,12	123,42
1904	40 355	8,99	151,76	134,52

Im Jahre 1904 ereigneten sich 3 Massenunfälle: am 28. September auf Zeche General Blumenthal Schacht V mit 10 Verletzten, am 24. Oktober auf Zeche Sälzer & Neunack mit 24 Verletzten, am 19. Dezember auf Zeche Wilhelmine Viktoria Schacht II/III mit 28 Verletzten.

Im Berichtsjahre gelangten 24 Schlagwetter- bzw. Kohlenstaub-Explosionen zur Anzeige. Die äußeren Veranlassungen und inneren Ursachen der einzelnen Explosionen ergeben sich aus folgender Übersicht:

Veranlassung der Explosionen							Ursache der Explosionen						
Offenes Licht (Grubenbrand)	Schadhaftigkeit der Lampe	Erglühen des Drahtkorbes	Durchschlagen der Flamme	Schießarbeit		unbekannt	zusammen	Gefährlichkeit des Betriebes	Mängel des Betriebes	Schuld der Arbeiter	unbekannt	zusammen	
				beim Anzünden der Zündschnur	bei der Explosion des Schusses								
2	8	1	2	6	2	3	24	7	—	10	7	24	

Betroffen wurden von diesen 24 Explosionen 19 Zechen und zwar haben auf 16 Zechen je 1, auf 1 Zeche 2 und auf 2 Zechen je 3 Explosionen stattgefunden; durch die Explosionen sind 4 Personen getötet und 43 Personen verletzt worden.

Verletzt wurden: in 13 Fällen je 1 Arbeiter,

8	2	
1	Fälle	3
1		6
1		9

Der Zeit nach ereigneten sich 12 Explosionen in der Morgenschicht, 8 in der Nachmittagschicht und 4 in der Nachtschicht. 12 Explosionen traten auf bei den Vorrichtungsarbeiten, 8 beim Abbau und 4 bei sonstigen Vorrichtungen.

Im Berichtsjahre wurden von den 40 355 angemeldeten Unfällen 4594 = 11,38 pCt. entschädigungspflichtig. Von diesen Unfällen ereigneten sich

über Tage 804 = 17,50 pCt.,  
unter „ 3790 = 82,50 „

in der gewöhnlichen Schicht 4571 = 99,50 pCt.,

Überschicht	12	=	0,26
Doppelschicht	3	=	0,07
Nebenschicht	8	=	0,17

Von den 4594 Verletzten befanden sich in einem Lebensalter

unter 16 Jahren	80	=	1,74 pCt.,
über 16 bis 20	549	=	11,95 „
20 „ 30	1414	=	30,78 „
30 „ 40	1363	=	29,67 „
40 „ 50	866	=	18,85 „
50 „ 60	282	=	6,14 „
60 Jahren	40	=	0,87 „

Die äußeren Veranlassungen der zur Anmeldung und Entschädigung gekommenen Unfälle des Jahres 1904 ergeben sich aus der folgenden Tabelle:

Äußere Veranlassungen der Unfälle	Zahl der angemeldeten Unfälle	pCt. zur Gesamtzahl	auf 1000 ver-sich. Personen	Zahl der ent-schädigten Unfälle	pCt. zu Spalte 2
1	2	3	4	5	6
<b>I. Explosion</b>					
a) von Apparaten unt. Druck v. Dämpfen, Gasen (Kessel)	15	0,04	0,06	6	40,00
b) schlagender Wetter . . .	48	0,29	0,18	28	58,33
c) bei der Schießarbeit . . .	116	0,12	0,44	77	66,38
zusammen in 1904	179	0,44	0,67	111	62,01
im Vorjahr	152	0,41	0,60	85	55,92
<b>II. Glühende Metallmassen, heiße und ätzende Flüssigkeiten, giftige Gase.</b>					
a) heiße Massen, ätzende Flüssigkeiten . . . . .	435	1,08	1,63	20	4,60
b) giftige Gase . . . . .	14	0,03	0,05	8	57,14
zusammen in 1904	449	1,11	1,69	28	6,24
im Vorjahre	377	1,02	1,50	23	6,10

	1	2	3	4	5	6
<b>III. Bewegte Maschinenteile, Transmissionen, Motore.</b>						
a) Kraftmaschinen (Dampf, Gas, Wasser) . . . . .		195	0,48	0,73	79	40,51
b) Arbeitsmaschinen, Transmissionen . . . . .		357	0,88	1,34	87	24,37
c) Bremsapparate . . . . .		375	0,93	1,41	134	35,73
zusammen in 1904		927	2,30	3,49	300	32,36
im Vorjahre		851	2,30	3,38	287	33,73
<b>IV. Zusammenbruch, Einsturz, Herabfallen von Gegenständen (Stein- u. Kohlenfall).</b>						
a) plötzlich niedergehende Massen . . . . .	12 151	30,11	45,69	1 569	12,91	
b) Durchbrüche (Wasser u. schwimmendes Gebirge)	3	0,01	0,01	—	—	
zusammen in 1904	12 154	30,12	45,70	1 569	12,91	
im Vorjahre	12 259	33,11	48,71	1 466	11,96	
<b>V. Sturz von Leitern, Treppen, Gallerien, in Vertiefungen, Bassins usw.</b>						
a) in Schächten . . . . .	270	0,67	1,02	88	32,59	
b) in Bremsbergen u. Rolllöchern . . . . .	244	0,60	0,92	98	40,16	
c) in Strecken und bei Gewinnungsarbeiten . . . . .	1061	2,63	3,99	125	11,78	
d) über Tage . . . . .	773	1,92	2,91	110	14,23	
zusammen in 1904	2 348	5,82	8,83	421	17,93	
im Vorjahre	2 069	5,59	8,22	345	16,67	
<b>VI. Fahrzeuge, Beförderung von Lasten, beim Auf- und Abladen usw.</b>						
a) unter Tage . . . . .	14 511	35,96	54,57	1 245	8,58	
b) über Tage . . . . .	3 468	8,59	13,04	427	12,31	
zusammen in 1904	17 979	44,55	67,61	1 672	9,30	
im Vorjahre	15 866	42,85	63,04	1 454	9,16	
<b>VII. Sonstige.</b>						
(beim Gebrauch von einfachem Handwerkszeug)	6 319	15,66	23,76	493	7,80	
im Vorjahre	5 452	14,72	21,66	403	7,39	
Überhaupt in 1904	40 355	100,00	151,76	4 594	11,38	
im Vorjahre	37 026	100,00	147,12	4 063	10,97	

Die inneren Ursachen der entschädigungspflichtigen Unfälle waren:

	1903	1904
A. Gefährlichkeit des Betriebes an sich . . . . .	3380	3851
B. Mängel des Betriebs im besonderen . . . . .	11	12
C. Schuld der Mitarbeiter . . . . .	91	100
D. Schuld der Verletzten selbst . . . . .	581	631

Von den 631 Personen, welche im Jahre 1904 den Unfall durch eigenes Verschulden herbeigeführt haben, waren im Bergbau beschäftigt:

noch kein volles Jahr	146	=	23,14 pCt.,
1 „	56	=	8,88 „
2 Jahre	41	=	6,50 „
3 „	44	=	6,97 „
4 „	48	=	7,61 „
5 „	24	=	3,80 „
6 „	37	=	5,86 „
7 „	18	=	2,85 „
8 „	17	=	2,69 „
9 „	6	=	0,95 „
über 10 „	194	=	30,75 „



Am Schlusse des Berichtsjahres waren 30 559 Rentenempfänger vorhanden und zwar

19 493 Verletzte,	7 780 Waisen,
2 734 Witwen,	266 Ascendenten,

außerdem befanden sich 214 Verletzte am Schlusse des Jahres in Krankenhauspfl ege und bei 72 Rentenempfängern ruhten auf Grund des § 94 G.-U.-V.-G. die Renten.

Auf jeden Verletzten entfiel im Durchschnitt eine Rente von 30,44 pCt. mit 248,33 *M.* Im ganzen wurden 593 416 <sup>7</sup>/<sub>9</sub> Rentenprocente oder 5934,16 Vollrenten mit

4 840 714,71 *M.* gezahlt; es ergibt dies für jede Vollrente eine jährliche Belastung von 815,74 *M.*

Die 2734 Witwen bezogen eine Gesamt-Jahresrente von 627 380,40 *M.*, die 7780 Waisen von 1 528 939,80 *M.*, die 266 Ascendenten von 60 444,00 *M.*

Die Jahresrente beträgt hiernach für 1 Witwe durchschnittlich 229,47 *M.*, für 1 Waise 196,52 *M.* und für 1 Ascendenten 227,23 *M.*

An Unfallentschädigungen sind im Berichtsjahre insgesamt gezahlt worden 7 982 957,08 *M.*; diese verteilen sich, wie aus nachstehender Tabelle ersichtlich:

	Im Jahre 1904			Im Vorjahre		
	Personen	Betrag		Personen	Betrag	
		<i>M.</i>	3		<i>M.</i>	3
Kosten des Heilverfahrens . . . . .	3 102	53 810	61	3 273	64 586	05
Renten an Verletzte . . . . .	21 671	5 005 997	18	19 439	4 457 118	05
Abfindungen an Inländer . . . . .	88	22 922	54	84	21 288	02
„ „ Ausländer . . . . .	16	13 865	72	13	10 426	67
Sterbegeld . . . . .	620	53 397	78	619	53 588	73
Renten an Witwen Getöteter . . . . .	2 908	629 373	76	2 792	688 704	68
„ „ Kinder und Enkel Getöteter . . . . .	8 512	1 520 853	63	8 121	1 478 194	96
„ „ Verwandte aufsteigender Linie Getöteter . . . . .	279	63 071	98	268	58 072	43
Abfindungen an Witwen Getöteter im Falle der Wiederverheiratung . . . . .	170	143 298	39	177	147 041	90
Abfindungen an ausländische Hinterbliebene Getöteter bei Aufgabe ihres Wohnsitzes im Deutschen Reich . . . . .	2	1 879	62	—	—	—
Renten an die Angehörigen der in Heilanstalten untergebrachten Verletzten und zwar:						
an Ehefrauen (Ehemänner) . . . . .	1 012	38 228	01	835	29 182	41
„ Kinder und Enkel . . . . .	2 811	90 820	46	1 949	64 066	20
„ Verwandte aufsteigender Linie . . . . .	16	1 665	17	13	762	42
Kur- und Verpflegungskosten . . . . .	1 662	338 772	23	1 421	239 996	67
Zusammen	42 869	7 982 957	08	39 004	7 313 029	19

Die Verwaltungskosten betragen in 1904 426 885,22 *M.* und haben sich gegen das Vorjahr, in welchem sie sich auf 444 277,57 *M.* beliefen, um 17 392,35 *M.* = 3,91 pCt. vermindert.

Im ganzen sind die Ausgaben (Unfallentschädigungen und Verwaltungskosten) von 7 757 306,76 *M.* im Vorjahre auf 8 409 842,30 *M.*, also um 652 535,54 *M.* = 8,41 pCt. gestiegen.

Es entfallen von den	auf 1 Versicherten in			auf 1000 <i>M.</i> der anrechnungsfähigen bzw. Gesamt-Lohnsumme in			auf 100 <i>M.</i> Unfallentschädigungen in			auf 100 <i>M.</i> der Gesamtumlage in		
	1902	1903	1904	1902	1903	1904	1902	1903	1904	1902	1903	1904
	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>	<i>M.</i>
I. Kosten der Unfalluntersuchungen und Feststellung der Entschädigungen . . . . .	0,27	0,34	0,38	0,21	0,25	0,28	1,06	1,17	1,27	0,87	0,97	1,07
II. Schiedsgerichtskosten . . . . .	0,18	0,19	0,21	0,14	0,14	0,15	0,71	0,67	0,69	0,59	0,56	0,58
IIIa. Unfallverhütungskost. u. Aufwendungen innerhalb der ersten dreizehn Wochen nach dem Unfälle für diejenigen Verletzten, welche von der Krankenversicherungspflicht befreit sind (§ 12 <sup>c</sup> G.-U.-V.-G.) . . . . .	0,18	0,24	0,03	0,14	0,18	0,02	0,71	0,82	0,09	0,59	0,68	0,07
IIIb. Kosten der Fürsorge für Verletzte innerhalb der Wartezeit (§ 76c Krankenversicherungsgesetz) . . . . .	—	—	0,18	—	—	0,13	—	—	0,60	—	—	0,50
IV. Allgemeinen Verwaltungskosten . . . . .	0,88	0,99	1,00	0,70	0,74	0,74	3,48	3,42	3,33	2,87	2,84	2,82
Zusammen	1,51	1,76	1,79	1,19	1,31	1,33	5,96	6,08	5,98	4,92	5,05	5,05

Die Gesamtumlage der Sektion 2 für 1904 beträgt 9 452 623,80 *M.* = 53,05 pCt. (53,81 pCt.) der Gesamtumlage der Genossenschaft.

Von der Umlage entfallen auf den Steinkohlenbergbau . . . . . 99,73 (99,73) pCt.

auf den Braunkohlenbergbau (Dampfziegelei) . . . . .	0,01	(0,01) pCt.
„ „ Erzbergbau . . . . .	0,15	(0,15) „
„ „ Salzbergbau . . . . .	0,04	(0,04) „
„ andere Mineralgewinnungen . . . . .	0,07	(0,07) „

Die Umlage beträgt:

	pCt. der Lohnsumme		auf den Kopf d. Versicherten	
	1904	1903	1904	1903
<b>A. Beim Steinkohlenbergbau</b>				
in Gefahrenklasse A1 . . . .	1,53	1,51	18,04	17,59
A2 . . . .	2,12	2,09	23,08	27,44
A3 . . . .	2,33	2,79	38,52	38,11
beim gesamt. Steinkohlenbergb.	2,64	2,60	35,73	35,15
<b>B. Beim Braunkohlenbergbau (Dampfziegeleien)</b>				
in Gefahrenklasse B2 . . . .	1,70	1,67	18,34	20,61
<b>C. Beim Eisenerzbergbau</b>				
in Gefahrenklasse C2 . . . .	1,05	1,03	13,44	13,10
C3 . . . .	1,64	1,62	18,22	17,18
beim gesamten Eisenerzbergbau	1,61	1,53	18,01	16,63
<b>D. Beim Salzbergbau</b>				
in Gefahrenklasse D1 . . . .	0,91	0,89	8,44	8,20
<b>E. Bei anderen Mineralgewinnungen, Steinbrüchen u. selbständigen Tiefbohrbetrieben</b>				
in Gefahrenklasse E1 . . . .	0,99	0,98	8,84	8,47
bei der Sektion überhaupt . .	2,64	2,60	35,55	34,96

Auf eine versicherte Person betrug die Umlage in 1904: 35,55 *M* gegen 34,96 *M* im Vorjahre oder 0,59 *M* mehr.

Im Jahre 1904 sind für die Zwecke der gesamten Arbeiter-Versicherung innerhalb des Sektionsbezirks (Kranken-, Unfall-, Alters- und Invaliditäts-Versicherung sowie knappschaftliche Leistungen) von den Arbeitgebern 23 241 532,11 *M* (21 699 420,15 *M*) aufgewandt worden. Diese Gesamtsumme setzt sich wie folgt zusammen:

	<i>M</i>	<i>M</i>
a) Beiträge für Kranken- und Pensionskasse . . . . .	11 130 025,66	(10 424 008,23)
b) Beiträge für Alters- und Invaliditäts-Versicherung . . . . .	2 443 838,90	(2 304 656,90)
c) Erhöhtes Unfall-Krankengeld auf Grund des § 12 des G.-U.-V.-G. . . . .	215 043,75	(171 733,30)
d) Kosten der Unfall-Versicherung . . . . .	9 452 623,80	(8 799 021,72)
<b>Zusammen</b>	<b>23 241 532,11</b>	<b>(21 699 420,15)</b>

Seitens der Berufsgenossen sind hiernach im Berichtsjahre pro Kopf der durchschnittlich versicherten Personen 87,40 *M* (86,22 *M*) für Zwecke der gesamten Arbeiter-Versicherung aufgebracht worden.

### Die Geschäftsergebnisse der rheinisch-westfälischen Bergwerks-Aktien-Gesellschaften im Jahre 1904.

Nach der starken Steigerung, welche die Produktion der rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergwerke im letzten Jahre erfahren hat — es stieg die Förderung der Zechen im Oberbergamtsbezirk Dortmund in 1904 gegen 1903 von 64 690 000 t auf 67 534 000 t —, hätte man annehmen sollen, daß der Geschäftsgang der Werke ein günstiger

gewesen wäre. Dies gilt jedoch nur mit starker Einschränkung, da sich infolge des neuen Syndikats-Vertrages der Zuwachs der Förderung, wie die nachstehende Tabelle erkennen läßt, höchst ungleich auf die einzelnen Zechengruppen verteilte.

	1903		1904		Zuwachs	pCt.
	Produktion					
	t	t	t	t		
1. neue reine Zechen	3 339 536	3 808 733	469 197	14,05		
2. Hüttenzechen . . . .	12 362 976	13 644 395	1 281 419	10,36		
3. alte reine Zechen	49 076 655	49 802 773	726 118	1,48		
	64 779 167	67 255 901	2 476 734	3,82		

Die Besserung der Geschäftslage, welche im abgelaufenen Jahr wohl für den rheinisch-westfälischen Kohlenbergbau in seiner Gesamtheit festzustellen ist, trat mithin für die alten reinen Zechen nicht in Erscheinung. Zu diesen gehören auch die 16 Aktiengesellschaften, welche in der nachfolgenden Tabelle behandelt sind, darunter auch die Gelsenkirchener Bergwerks-Aktien-Gesellschaft, die durch ihren Zusammenschluß mit dem Schalker Gruben- und Hüttenverein und dem Aachener Hütten-Aktienverein keineswegs die Vorrechte einer Hüttenzeche erlangt hat. Es dürfte nicht ohne Interesse sein, die Geschäftsergebnisse dieser 16 Gesellschaften, deren Geschäftsjahr sich mit dem Kalenderjahr deckt, in dem ersten Jahre, das unter dem vollen Einfluß des neuen Syndikats-Vertrages gestanden hat, des Näheren zu erörtern. Außer diesen 16 Aktiengesellschaften, welche im letzten Jahre ein Aktienkapital von 249 769 000 *M* aufweisen [für Hibernia ist dabei das in der letzten Bilanz figurierende Aktienkapital von 60 Mill. *M* eingesetzt, während an der Dividende für 1904 in Höhe von 11 pCt. nur 41 Mill. *M* voll teilnahmen und weitere 11 Mill. sich mit einer Dividende von 4 pCt. begnügen mußten] bei einer Anleihe- und Hypothekenschuld von 67 226 000 *M* und einer gleichzeitigen Rücklage von 71 334 000 *M* bestehen im Ruhrkohlenbergbau noch vier weitere Aktiengesellschaften — Harpener Bergbau - Aktien - Gesellschaft, Dortmunder Steinkohlenbergwerk, Louise Tiefbau, Rheinische Anthrazit-Kohlenwerke und Bergbau-Aktien-Gesellschaft Mark —, welche in unserer Zusammenstellung der Vollständigkeit halber aufgeführt sind, bei der Berechnung der Durchschnittsziffern aber außer Betracht gelassen werden mußten, da sie ihr Geschäftsjahr mit dem 30. Juni abschließen. Im ganzen belief sich das von den 20 Aktiengesellschaften im Ruhrkohlenbergbau investierte Aktienkapital bei einer Anleihe und Hypothekenschuld von 87 703 000 *M* und einer Rücklage von 98 188 000 *M* auf 322 222 000 *M* in 1904.

Von der Kohlenförderung der alten reinen Zechen in Höhe von 49,8 Mill. t entfällt auf die in der Tabelle zusammengefaßten Werke mit 24 452 000 t im letzten Jahre rund die Hälfte. Es darf daher mit einem hohen Grad von Wahrscheinlichkeit angenommen werden, daß die bei ihnen festgestellte Rückwirkung des neuen Syndikatsvertrages auf das Geschäftsergebnis auch bei den übrigen reinen Werken in ähnlicher Weise eingetreten ist.

Bei der Verschiedenheit der in den Geschäftsberichten angewandten Bezeichnungen war eine gleichmäßige Rubrizierung der sich entsprechenden Positionen sehr erschwert, es ließ sich daher auch nicht mit Sicherheit erreichen, daß sich hinsichtlich der einzelnen Gesellschaften die Rubriken „Rücklage“ oder „Rohgewinn“ decken.



Namen der Gesellschaft	Aktienkapital		Anleihschuld und Hypotheken		Rücklage		Beteiligungs-Ziffer beim Kohlen-Syndikat in 1000 t		Kohlenförderung in 1000 t		Koksproduktion in 1000 t		Rohgewinn in 1000 M		Abschreibungen u. Rückstellungen für Bergschäd. i. 1000 M		Dividenden		Auf je 1 t Kohlenförderung entfällt ein Rohgewinn von		Auf je 1 t Kohlenförderung entfällt pro 1904 ein Kapital (Aktienkap. u. Anleihe) von M			
	in 1000 M		in 1000 M		in 1000 M		in 1000 t		in 1000 t		in 1000 t		in 1000 M		in 1000 M		pCt.		M		M			
	1904	1905	1. Januar	1904	1905	1. Januar	1904	1905	1. Januar	1904	1905	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904	
Gelsenkirchener Bergw.-A.-G.	69 000	12 981	19 753	7698	1079	1295	5864	6499	1005	1003	14361	14861	6015	6333	11	10	2,45	2,29	2,45	2,29	12,61	12,61		
Bergwerks-Gesellschaft Hibernia	60 000	23 021	16 263	4 030	5417	521	749	3739	4807	611	9095	9116	3750	3750	11	4	2,43	1,90	2,43	1,90	17,06	17,06		
Steinkohlen-Bergw. Nordstern	20 000	7 936	7 678	2740	492	492	2393	2283	313	363	6137	5467	1850	1738	16	14	2,57	2,39	2,57	2,39	12,24	12,24		
Consolidation	16 000	—	5 065	1740	338	396	1488	1430	292	306	6409	5968	1472	1351	28	26	4,31	4,17	4,31	4,17	11,19	11,19		
Mülheimer Bergwerks-Verein	14 000	7 676	400	1380	95	95	1200	1293	86	72	3693	2478	2095	1033	8	9	3,00	1,92	3,00	1,92	16,76	16,76		
Dahlbusch	12 000	—	3 554	1 210	90	165	1034	994	86	83	3293	3170	900	900	16	14	3,18	3,19	3,18	3,19	12,07	12,07		
Königsborn	11 000	5 061	2 192	1 005	1125	346	356	863	807	323	278	1793	1587	750	750	9	7	2,08	1,97	2,08	1,97	19,90	19,90	
Concordia	9 000	2 687	4 927	1 526	227	227	1085	1216	206	183	2640	2637	651	632	18	10	2,43	1,68	2,43	1,68	9,61	9,61		
Arenbergische A.-G.	7 200	646	6 409	1 570	1873	229	287	1334	1401	200	202	3476	3623	490	738	40	35	2,61	2,59	2,61	2,59	5,60	5,60	
Essen. Bgw.-Ver. König Wilhelm	6 900	2 032	1 449	1 040	1040	81	181	876	883	76	110	2074	2030	532	496	12	17	2,37	2,30	2,37	2,30	10,12	10,12	
Köln. Bergwerks-Verein	6 000	—	2 112	904	904	149	238	773	729	129	159	2471	2083	699	474	27,5	25	3,20	2,86	3,20	2,86	8,23	8,23	
Bergbau-A.-G. Massen	5 500	3 472	249	600	600	165	165	538	506	138	127	623	597	306	289	4	4	1,16	1,18	1,16	1,18	17,73	17,73	
Böchumer Bergw. A.-G.	4 769	1 621	100	406	406	136	136	298	308	121	105	277	215	227	215	0	0	0,93	0,70	0,93	0,70	20,75	20,75	
Bergbau-Ges. Neussen	3 000	—	450	770	—	—	—	627	615	—	—	—	1569	1446	262	237	30	30	2,50	2,35	2,50	2,35	4,88	4,88
Magdeburger Bergw.-Gesellsch.	3 000	—	480	550	550	—	—	400	440	—	—	—	1498	1190	381	335	35	28	3,26	2,70	3,26	2,70	6,82	6,82
Aplerbecker Aktien-Verein	2 400	1 093	253	300	300	—	—	213	241	—	—	—	367	475	244	254	4	8	1,72	1,97	1,72	1,97	14,49	14,49
Se. bezw. Durchschnitt	249 769	67 226	71 334	29 279	3948	4782	22 785	24 452	3477	3601	59706	56343	20621	19443	13,3	11,5	2,62	2,30	2,62	2,30	12,96	12,96		
		316 995																						
		78,79%	21,21%																					
		64,32%	17,31%	18,37%																				
Harpener Bergb.-A.-G.	60 000	14 783	25 598	6 650	7 240	1485	1550	5 229	5 602	1128	1294	13581	13282	6992	6050	10	11	2,60	2,37	2,60	2,37	13,35	13,35	
Dortm. Steink.-Bergw. L. Tfb.	7 723	2 059	740	503	503	95	170	581	593	73	107	230	147	230	147	0	0	0,40	0,25	0,40	0,25	16,55	16,55	
Rh. Anthrazit Kohl.-Werke	3 900	3 540	423	360	360	—	—	281	307	—	—	641	797	497	447	6	8	2,28	2,60	2,28	2,60	24,23	24,23	
Bergbau-A.-G. Mark	830	65	93	150	150	—	—	103	117	—	—	137	152	65	68	6	6	1,33	1,30	1,33	1,30	7,65	7,65	
Se. bezw. Durchschnitt	72 453	20 477	26 854	7 663	8 253	1580	1720	6 194	6 619	1201	1301	14589	14378	7784	6712	8,67	9,61	2,36	2,17	2,36	2,17	14,04	14,04	

\*) Abstr.



Die 16 Aktiengesellschaften, welche mit dem 31. Dez. abschließen, erzielten in 1904 einen Rohgewinn von 56 343 000 *M*, mithin 3 363 000 *M* = 5,63 pCt. weniger als in 1903. Die Abschreibungen erfuhren gleichzeitig eine entsprechende Verminderung, indem sie von 20 624 000 auf 19 443 000 *M*, also um 1 181 000 *M* = 5,72 pCt. zurückgingen. Der zu Dividendenausschüttungen verwendete Reingewinn stellte sich auf 28 814 000 *M* gegen 30 240 000 *M* im Vorjahre, so daß bei einer Steigerung des Gesamt-Aktienkapitals von 227 569 000 *M* im Jahre 1903 auf 249 769 000 *M* im Jahre 1904 eine Durchschnittsdividende von 11,5 gegen 13,3 pCt. im Vorjahre verteilt werden konnte. 9 von den 16 Gesellschaften schütteten eine geringere Dividende als im Vorjahre aus, bei fünf hielt sie sich auf der alten Höhe, zwei konnten eine Erhöhung eintreten lassen, die jedoch nur 1 bzw. 4 pCt. betrug, während andererseits Herabsetzungen um 7, 8 und 10 pCt. erfolgten. Der Rückgang der Durchschnittsdividende erklärt sich aus der Abnahme des Rohgewinnes auf die Tonne Förderung, der sich von 2,62 *M* in 1903 auf 2,30 *M* in 1904 verminderte. Demgegenüber genügte die Zunahme der Förderung nicht, einen Rückgang des finanziellen Gesamtergebnisses hintanzuhalten.

Wenn man bei den einzelnen Werken den auf die Tonne entfallenden Rohgewinn feststellt, so bietet Consolidation mit einem Rohgewinn von 4,17 *M* auf die Tonne das Bild der am günstigsten arbeitenden Zeche, am nächsten kommen ihm Dahlbusch (3,19 *M*), Kölner Bergwerks-Verein (2,86 *M*) und Magdeburger Bergwerks-Gesellschaft (2,70 *M*). Bei Gelsenkirchen deckt sich der Gewinn pro t fast genau mit dem Durchschnittsergebnis der 16 Gesellschaften. Über dem Durchschnitt stehen noch Arenbergsche Aktien-Gesellschaft (2,59 *M*), Steinkohlenbergwerk Nordstern (2,39 *M*), Bergbau-Gesellschaft Neussen (2,35 *M*) Essener Bergwerksverein König Wilhelm (2,30 *M*). Unter dem Durchschnitt bleiben Aplerbecker Aktien-Verein (1,97 *M*), Königsborn (1,97 *M*), Mülheimer Bergwerks-Verein (1,92 *M*), Bergwerks-Gesellschaft Hibernia (1,90 *M*), Concordia (1,68 *M*), Bergbau-Aktien-Gesellschaft Massen (1,18 *M*) und vor allem die am ungünstigsten arbeitende Bochumer-Bergwerks-Gesellschaft (0,70 *M*).

Aus der letzten Spalte ist zu ersehen, welches Kapital (Aktienkapital, Anleihe- und Hypothekenschuld zusammengefaßt) auf die Tonne Förderung entfällt. Im Durchschnitt ergibt sich in 1904 hierfür ein Betrag von 12,96 *M*. 6 Gesellschaften stehen über diesem Durchschnitt, dem Gelsenkirchen mit 12,61 *M* am nächsten kommt. Auch hier arbeitet die Bochumer Bergwerks-Aktien-Gesellschaft mit einem Kapital von 20,75 *M* auf die Tonne Förderung am ungünstigsten. Dagegen beläuft sich bei der Bergbau-Gesellschaft Neussen der betreffende Kapitalbetrag nur auf 4,88 *M*. Ähnlich günstige Verhältnisse weisen auf die Arenbergsche Aktien-Gesellschaft mit 5,60 *M*, die Magdeburger Bergwerks-Gesellschaft mit 6,82 *M* und der Kölner Bergwerksverein mit 8,23 *M*.

## Technik.

**Ein neues Speisewasser - Reinigungsverfahren.**  
Im Kesselhause der Lütticher Ausstellung hat ein Wasser-reiniger, Patent Reiser, Aufstellung gefunden, der das zu Speisezwecken benötigte Wasser von 15 cbm in der Stunde liefert und nach dem neuen Baryt-Verfahren der Firma Hans Reiser, G. m. H., Köln, arbeitet.

Bei den bisher gebräuchlichen Verfahren unter Anwendung von kalzinierter oder kaustischer Soda, von beiden zusammen oder in Verbindung mit von Ätzkalk gelangen die in Lösung bleibenden Salze zum größten Teile in den Kessel. Damit sie keinen zu starken Kondensationsgrad erreichen, muß ein Teil des Kesselwassers hin und wieder abgelassen und durch frisches ersetzt werden. Die Ausschüttungen schwefelsauren Natrons an den Armaturen und Kesselnietstellen sind eine unangenehme Beigabe, die man bisher in Kauf nehmen mußte.

Ein wesentlicher Fortschritt auf dem Gebiete der Wasserreinigungstechnik war deshalb kaum zu erwarten, solange man sich darauf beschränkte, die Apparate in ihrer Bauart zu ändern oder auch zu verbessern, im übrigen aber das bisherige Verfahren beibehielt.

Bei dem genannten neuen Verfahren werden diese Übelstände vermieden. Es beruht darauf, daß sich der fein pulverisierte kohlen saure Baryt sehr energisch mit dem im Wasser enthaltenen schwefelsauren Kalk umsetzt. Diese Umsetzung erfolgt in der Weise, daß sich schwefelsaurer Baryt und kohlen saurer Kalk bilden, die beide in Wasser unlöslich sind und deshalb als Schlamm ausfallen. Es tritt also die wichtige Erscheinung ein, daß nicht nur der vor der Reinigung im Wasser gelöste schwefelsaure Kalk, der im Kessel als Steinbildner auftritt, ausgefällt wird, sondern auch die zu seiner Fällung dienenden Chemikalien. Hierbei ist es erforderlich, daß eine entsprechende, genügend große Menge kohlen sauren Baryts vorhanden ist, durch den das zu reinigende Wasser geleitet wird und der in pulverförmigem Zustand sowie in bedeutendem, meist für mehrere Monate ausreichenden Überschuß, also ohne Dosierung, zugesetzt wird.

Die Einwirkung erfolgt in dem Reaktions- und Klärbehälter des Apparates, in dessen unteren konischen Teil das zu reinigende Wasser stoßweise eintritt. Hierdurch wird eine immer wieder erneute Aufwirbelung des Baryts bewirkt, der die in dem Wasser enthaltene Schwefelsäure bindet. Im oberen Teile des Reiners durchströmt das Wasser ein Filter, in dem alle Schlammteilchen, welche etwa noch mitgerissen sein sollten, zurückgehalten werden. Sie werden von Zeit zu Zeit in das Barytbad zurückgespült, um einerseits einen Barytverlust zu vermeiden, andererseits um das Filter zu reinigen. Zur Befreiung des Wassers von kohlen sauren Salzen wird Ätzkalk angewandt, der in einem kontinuierlich arbeitenden Dervauxschen Kalksättiger gelöst und dem Reaktionsbehälter zugeführt wird. Bei den bereits ausgeführten Anlagen, die zum Teil schon zwei Jahre in Betrieb sind, hat es sich herausgestellt, daß eine Nachbeschickung kohlen sauren Baryts, je nach der Härte des Wassers, nur einmal in Zwischenräumen von 1—4 Wochen nötig war. Das Ablassen des Schlammes braucht dagegen meistens nur nach einem vierteljährlichen Betriebe zu erfolgen. Die laufenden Kosten sind zuweilen niedriger, in der Regel aber nicht oder nur unwesentlich höher, als beim Soda-Kalk-Verfahren. Gegegenüber den Vorteilen des



neuen Verfahrens fallen aber diese Mehrkosten kaum ins Gewicht. Denn da bei der Umsetzung der schwefelsauren Salze keine in Lösung zurückbleiben, so fällt auch das lästige Ausschwitzen schwefelsauren Natrons fort, das nicht nur die Armaturen angreift, sondern auch andere Übelstände, wie z. B. Erhöhung des spezifischen Gewichtes des Kesselwassers, der Siedetemperatur und daher einen erhöhten Kohlenverbrauch im Gefolge hat. In Sonderheit ist sehr hartes Wasser durch die Behandlung mit kohlenurem

Natron ohne Überschuß und sehr starker Vorwärmung nicht so weit zu enthärten, daß nicht noch eine Nachreaktion im Kessel und auf dem Wege zu diesem vor sich geht und Ablagerungen in der Rohrleitung, im Vorwärmer und Injektor entstehen. Diese können bei der Reinigung mittels Baryts nicht entstehen, ebensowenig ein Schäumen des Kesselwassers, was besonders bei den Lokomotiven wegen des sogenannten Spuckens wichtig ist.

**Volkswirtschaft und Statistik.**

**Versand des Stahlwerks-Verbandes in Produkten A im Monat Mai 1905.** Der Versand des Stahlwerks-Verbandes in Produkten A betrug im Mai insgesamt 494 878 t, er übersteigt demnach den April-Versand (429 142 t) um 65 736 t und die um 5 pCt. erhöhte Beteiligungsziffer für einen Monat um 21 pCt.; er übertrifft den Mai-Versand des Vorjahres um 70 848 t. An Halbzeug wurden im Mai versandt 170 767 t gegen 157 758 t im April d. J. und 137 275 t im Mai vor. J., an Eisenbahn-Oberbaumaterial 152 159 t gegen 120 762 t im April d. J. und 124 217 t im Mai vor. J. und an Formeisen 171 952 t gegen 150 622 t

im April d. J. und 162 538 t im Mai vor. J. Der Mai-Versand in Halbzeug weist also gegenüber dem Vormonat ein Mehr von 13 009 t auf, der von Eisenbahnmaterial ein Mehr von 31 397 t und der von Formeisen ein solches von 21 330 t. Der Gesamtversand von April und Mai in Produkten A betrug 924 020 t. Davon entfallen auf Halbzeug 328 525 t (Inland 74,1 pCt., Ausland 25,9 pCt.), auf Eisenbahnmaterial 272 921 t (Inland 71,9 pCt., Ausland 28,1 pCt.) und Formeisen 322 574 t (Inland 79,4 pCt., Ausland 20,6 pCt.).

**Bergarbeiterlöhne in den Hauptbergbaubezirken Preussens im I. Vierteljahre 1905.**

Mit Ausschluß der fest besoldeten Beamten und Aufseher.

Tabelle I. Durchschnittslöhne sämtlicher Arbeiter.

Art und Bezirk des Bergbaues	Gesamtbelegschaft im			Verfahrenre Arbeitsschichten auf 1 Arbeiter im		Verdiente reine Löhne (nach Abzug aller Arbeitskosten, sowie der Knappschafts- und Invalidenversicherungsbeiträge)						
	I. V.-J. 1905	IV. V.-J. 1904	Jahresmittel 1904	I. V.-J. 1905 (abgerundet auf ganze Zahlen)	IV. V.-J. 1904	insgesamt im		auf 1 Arbeiter und 1 Schicht im			auf 1 Arbeiter im	
						I. V.-J. 1905	IV. V.-J. 1904	I. V.-J. 1905	IV. V.-J. 1904	Jahresmittel 1904	I. V.-J. 1905	IV. V.-J. 1904
a. Steinkohlenbergbau in Oberschlesien . . . . .	86 152	84 359	83 391	70	70	18 516 820	17 750 325	3,05	2,98	2,98	215	210
in Niederschlesien . . . . .	25 113	25 516	25 282	76	75	5 532 497	5 413 902	2,92	2,83	2,79	220	212
im Oberbergamtsbezirk Dortmund:												
a. Nördliche Reviere <sup>1)</sup> . . . . .	191 925	197 513	193 519	60	76	45 574 821	61 054 389	3,99	4,05	4,03	237	309
b. Südliche Reviere <sup>2)</sup> . . . . .	61 652	65 858	66 183	61	77	14 290 405	19 478 204	3,82	3,85	3,82	232	296
Summe O.-B.-A. Dortmund (a, b und Revier Hamm) . . . . .	256 214	265 943	262 037	60	76	60 501 126	81 244 597	3,94	4,00	3,98	236	305
bei Saarbrücken (Staatswerke) . . . . .	45 475	45 238	44 949	73	74	12 651 339	12 645 343	3,80	3,76	3,71	278	280
bei Aachen . . . . .	15 502	15 431	14 688	74	75	4 617 409	4 590 318	4,02	3,98	3,89	298	297
b. Braunkohlenbergbau im Oberbergamtsbezirk Halle linksrheinischer . . . . .	32 943	33 336	32 763	77	77	7 713 932	7 939 855	3,04	3,09	3,05	234	238
linksrheinischer . . . . .	5 393	5 359	5 035	72	73	1 268 713	1 276 112	3,27	3,27	3,25	235	238
c. Salzbergbau im Oberbergamtsbezirk Halle im " Clausthal . . . . .	6 141	6 001	6 172	76	75	1 725 460	1 617 712	3,68	3,60	3,59	281	270
im " Clausthal . . . . .	4 392	—	—	76	—	1 202 405	—	3,61	—	—	274	—
d. Erzbergbau in Mansfeld (Kupferschiefer) . . . . .	15 408	15 160	14 945	77	77	3 895 640	3 614 923	3,28	3,09	3,08	253	238
im Oberharz . . . . .	2 977	3 014	3 064	75	76	<sup>3)</sup> 528 739	<sup>3)</sup> 535 368	<sup>3)</sup> 2,37	<sup>3)</sup> 2,34	<sup>3)</sup> 2,33	<sup>3)</sup> 178	<sup>3)</sup> 178
in Siegen-Nassau . . . . .	18 160	17 874	17 848	72	72	3 937 958	3 848 300	3,02	2,97	2,97	217	215
sonstiger rechtsrheinischer . . . . .	7 519	7 492	7 477	70	72	1 518 413	1 526 994	2,87	2,84	2,83	202	204
linksrheinischer . . . . .	4 041	3 986	3 878	72	73	732 836	736 589	2,52	2,55	2,49	181	185

<sup>1)</sup> und <sup>2)</sup> Siehe Anmerkung <sup>5)</sup> und <sup>6)</sup> der folgenden Nachweisung. <sup>3)</sup> Hinzu tritt der Wert der Brotkornzulage für 1 Schicht im I. V.-J. 1905 = 0,12 *M.*, im IV. V.-J. 1904 = 0,05 *M.*, im Jahresmittel 1904 = 0,06 *M.*

Tabelle II. Zahl und Durchschnittslöhne der einzelnen Arbeiterklassen auf 1 Schicht.

Art und Bezirk des Bergbaues	Dauer einer Schicht der unterirdisch beschäft. eigentl. Bergarbeiter <sup>1)</sup> Std. n.	Unterirdisch beschäftigte eigentl. Bergarbeiter			Sonstige unterirdisch beschäftigte Arbeiter			Über Tage beschäft. erwachs. männliche Arbeiter			Jugendliche männliche Arbeiter (unter 16 Jahren)			Weibliche Arbeiter		
		reines Lohn		von der Gesamtbelegsch.	reines Lohn		von der Gesamtbelegsch.	reines Lohn		von der Gesamtbelegsch.	reines Lohn		von der Gesamtbelegsch.	reines Lohn		von der Gesamtbelegsch.
		im I. V.-J. 1905	im Jahresmittel 1904		im I. V.-J. 1905	im Jahresmittel 1904		im I. V.-J. 1905	im Jahresmittel 1904		im I. V.-J. 1905	im Jahresmittel 1904		im I. V.-J. 1905	im Jahresmittel 1904	
		0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	0/0 <sup>2)</sup>	M	
a. Steinkohlenbergbau in Oberschlesien . . . . .	3) 8-12	54,6	3,48	3,39	14,8	3,19	3,09	22,7	2,66	2,64	2,5	0,99	1,00	5,4	1,12	1,11
in Niederschlesien . . . . .	4) 8-10	49,6	3,14	3,00	19,3	2,99	2,87	27,2	2,70	2,62	2,6	1,08	1,02	1,3	1,52	1,45
im O.-B.-A. Dortmund:																
a. Nördliche Reviere <sup>5)</sup> . . . . .	6-8	49,5	4,84	4,86	28,9	3,38	3,37	18,6	3,43	3,38	3,0	1,23	1,21	—	—	—
b. Südliche Reviere <sup>6)</sup> . . . . .	6-8	50,1	4,59	4,55	28,0	3,29	3,24	18,4	3,35	3,29	3,5	1,19	1,16	—	—	—
Summe O.-B.-A. Dortmund (a, b und Revier Hamm) bei Saarbrücken (Staatswerke) . . . . .	6-8	49,7	4,77	4,78	28,6	3,36	3,34	18,6	3,41	3,35	3,1	1,22	1,20	—	—	—
bei Aachen . . . . .	8	60,4	4,31	4,22	23,7	3,12	3,05	13,6	3,23	3,16	2,3	1,29	1,21	—	—	—
b. Braunkohlenbergbau im Oberbergamtsbez. Halle linksrheinischer . . . . .	10,3 12	29,5 51,6	3,52 3,59	3,50 3,55	7,8 0,6	2,97 3,50	2,98 3,50	59,7 42,8	2,89 3,10	2,93 3,07	1,2 5,0	1,50 1,62	1,51 1,60	1,8 —	1,51 —	1,67 1,38
c. Salzbergbau im Oberbergamtsbez. Halle im „ Clausthal . . . . .	7,7 8,2	41,3 41,9	4,01 4,16	3,90 —	21,4 6,9	3,61 3,70	3,48 —	35,9 49,6	3,45 3,20	3,40 —	1,4 1,6	1,13 1,34	1,11 —	— 0,05	— 1,93	1,51 —
d. Erzbergbau in Mansfeld (Kupferschiefer) im Oberharz . . . . .	8,3 9,4	69,8 44,7	3,46 2,70	3,26 2,65	4,8 14,1	3,45 2,68	3,42 2,67	20,1 35,2	3,13 2,10	3,00 2,08	5,3 6,0	1,37 0,85	1,17 0,81	— —	— —	— —
in Siegen-Nassau . . . . .	7,9	69,5	3,23	3,18	4,4	3,11	3,10	18,7	2,81	2,78	6,2	1,44	1,39	1,2	1,42	1,39
sonstiger rechtsrheinischer linksrheinischer . . . . .	7,8 8,2	62,9 44,8	3,16 2,82	3,11 2,79	5,8 4,4	2,75 2,69	2,78 2,66	24,3 44,8	2,60 2,39	2,60 2,35	4,8 3,8	1,38 1,13	1,35 1,12	2,2 2,2	1,41 1,34	1,32 1,38

1) Ausschließlich der Ein- und Ausfahrt, aber einschließlich der Pausen. 2) Gesamtbelegschaft vergl. Spalte 2 von I. 3) Für 11,5 0/0: 8 Stunden; für 60,9 0/0: 10 Stunden; für 27,6 0/0: 12 Stunden, einschließlich Ein- und Ausfahrt. 4) Für 95,5 0/0: 8 Stunden; für 4,5 0/0: 10 Stunden, einschließlich Ein- und Ausfahrt. 5) Nördliche Reviere: Ost-Recklinghausen, West-Recklinghausen, Dortmund II, Dortmund III, Nord-Bochum, Herne, Gelsenkirchen, Wattenscheid, Ost-Essen, West-Essen, Oberhausen. 6) Südliche Reviere: Dortmund I, Witten, Hattingen, Süd-Bochum, Süd-Essen, Werden. 7) Siehe Anmerkung 3) bei I.

Die Vierteljahrlöhne der Bergarbeiter zeigen im 1. Quartal des laufenden Jahres in den einzelnen preußischen Bergbaubezirken eine ungleiche Entwicklung. In Oberschlesien, Niederschlesien, bei Saarbrücken, Aachen, im Salzbergbau des Oberbergamtsbezirks Halle und im Erzbergbau mit Ausnahme des linksrheinischen sind sie gegen das Vorquartal gestiegen, in den andern Bezirken unverändert geblieben bzw. gefallen. Am stärksten ist naturgemäß der Rückgang infolge des Streiks im Oberbergamtsbezirk Dortmund. Die gesamte Lohnsumme verzeichnet hier eine Abnahme um rd. 20<sup>3</sup>/<sub>4</sub> Mill. M, woraus sich auf den einzelnen Arbeiter für das 1. Vierteljahr 1905 ein Lohnausfall von 69 M ergibt, für die südlichen Reviere des Bezirks beträgt er 64 M, für die nördlichen 72 M. Zu Vergleichszwecken sind bei der Betrachtung der Lohnentwicklung im Oberbergamtsbezirk Dortmund die Vierteljahrlöhne im Hinblick auf die durch den Streik geschaffenen abnormalen Verhältnisse nicht verwendbar; hält man sich an den Schichtlohn, so ergibt sich für die Gesamtbelegschaft des Ruhrreviers ein Rückgang von 4 M im Vorquartal auf 3,94 im 1. Vierteljahr 1905. Diese Abnahme des Schichtlohnes der Gesamtbelegschaft, dem in den einzelnen Arbeiterklassen keine entsprechende Verminderung des Schichtlohnes gegenübersteht, dürfte sich aus der Verschiebung in der Besetzung der verschiedenen Arbeiterklassen während des Streiks erklären. Während sich in normalen Zeiten das Zahlenverhältnis der höher gelohnten unterirdischen Belegschaft zu der Belegschaft

über Tage, welche einen geringeren Lohn bezieht, etwa wie 78 zu 22 stellt, entfielen während des Generalstreiks von 100 Arbeitenden auf die Belegschaft unter Tage nur 48 gegen 52 auf die Arbeiter über Tage. Daraus mußte sich naturgemäß ein Rückgang des durchschnittlichen Schichtlohnes ergeben, dem die Entwicklung des Lohnes in den einzelnen Arbeiterklassen nicht in entsprechendem Maße gefolgt ist. So hat der Schichtlohn der unterirdisch beschäftigten eigentlichen Bergarbeiter nur um 2 Pfg. (M 4,77 gegen 4,79 im letzten Quartal 1904) und der der sonstigen unterirdisch beschäftigten Arbeiter um 1 Pfg. (3,36 M gegen 3,37 M) abgenommen, während der Schichtlohn der über Tage beschäftigten erwachsenen männlichen und der jugendlichen Arbeiter (von 3,37 M auf 3,41 M bzw. von 1,20 auf 1,22 M) gestiegen ist.

**Die Kohlenproduktion der Vereinigten Staaten im Jahre 1904.** Nach der Zusammenstellung von Edward Parker, dem Statistiker der United States Geological Survey, belief sich die Kohlenförderung der Union im letzten Jahre auf 351 196 953 sh. tons im Werte von 445 643 528 Doll. gegen 357 356 416 t im Werte von 503 724 381 Doll. im Vorjahre. Das bedeutet einen Rückgang um 6 159 463 t bzw. 58 Mill. Doll. Diese starke Abnahme war weiter nichts als der naturgemäße Rückschlag auf die außerordentliche Produktivität des Jahres 1903 im Gefolge der völligen Erschöpfung der Lager durch den großen Streik im Anthrazitrevier und stellt sich keineswegs als eine Unterbrechung der bis-



herigen günstigen wirtschaftlichen Entwicklung des Landes dar. Zur Wiederauffüllung der Lager und zur Beschaffung von Brennstoff für den unmittelbaren Bedarf waren die Gruben in 1903 bis zur äußersten Leistungsfähigkeit angestrengt, sodaß ihre Produktion auf die bis dahin nicht erreichte Höhe von 357 Mill. t stieg. Ebenso lagen auch die Preise im Jahre 1903 unter Nachwirkung des Streiks mit 1,41 Doll. pro Tonne sehr hoch, ihr Rückgang auf 1,27 Doll. in 1904 hatte mithin nichts Überraschendes.

Wie aus der nachstehenden Tabelle, welche die Verteilung der Produktion auf die einzelnen Staaten der Union in 1904 angibt, ersichtlich ist, betrug die Gewinnung von Weichkohle:

	1903	1904
	short tons	short tons
Alabama . . . . .	11 654 324	11 163 194
Arkansas . . . . .	2 229 172	2 009 451
Californien und Alaska . . . . .	105 420	75 388
Colorado . . . . .	7 423 602	6 594 295
Georgien und Nord-Carolina . . . . .	434 260	400 191
Idaho . . . . .	4 250	3 330
Illinois . . . . .	36 957 104	35 990 796
Indiana . . . . .	10 794 692	10 929 908
Indian Territory . . . . .	3 517 388	3 011 972
Iowa . . . . .	6 419 811	6 542 005
Kansas . . . . .	5 839 976	6 322 875
Kentucky . . . . .	7 538 032	7 559 940
Maryland . . . . .	4 846 165	4 819 171
Michigan . . . . .	1 367 619	1 338 447
Missouri . . . . .	4 238 586	4 187 197
Montana . . . . .	1 488 810	1 359 409
Nevada . . . . .	—	150
Neu-Mexiko . . . . .	1 541 781	1 452 183
Nord-Dakota . . . . .	278 645	269 297
Ohio . . . . .	24 838 103	24 415 054
Oregon . . . . .	91 144	111 540
Pennsylvanien . . . . .	103 117 178	97 916 733
Tennessee . . . . .	4 798 004	4 782 302
Texas . . . . .	926 759	1 072 194
Utah . . . . .	1 681 409	1 491 607
Virginien . . . . .	3 451 307	3 576 092
Washington . . . . .	3 193 273	3 135 757
West-Virginien . . . . .	29 337 241	32 332 385
Wyoming . . . . .	4 635 293	5 177 381
Zusammen Weichkohle . . . . .	282 749 348	278 040 244
Anthrazit . . . . .	74 607 068	73 156 709
Insgesamt . . . . .	357 356 416	351 196 953

einschließlich des außerhalb Pennsylvaniens geförderten Anthrazits, von Cannel-, Splint-, Braunkohle usw. 278 Mill. t im Werte von 306 669 508 Doll. gegen 282,7 Mill. t im Werte von 351 687 933 Doll. in 1903. Die Abnahme

belief sich mithin auf 4,709 Mill. t im Werte von 45 Mill. Doll. Von den 31 für die Weichkohlegewinnung in Betracht kommenden Staaten zeigen 21 eine Abnahme und 10 eine Zunahme der Kohlenförderung. Den beträchtlichsten Rückgang weisen Pennsylvanien (5,2 Mill. t), Illinois (966 000 t) und Colorado (829 000 t) auf, während West-Virginien, dessen Kohlenbergbau im Vorjahre unter Arbeiterunruhen zu leiden hatte, die bemerkenswerte Zunahme um fast 3 Mill. t verzeichnet.

Die Anthrazitproduktion Pennsylvaniens war in 1904 mit 73,157 Mill. sh. t um 1,450 Mill. t kleiner als im Vorjahre, ebenso ging ihr Wert von 152 Mill. auf 139 Mill. Doll. zurück. Von der Hartkohlenproduktion Pennsylvaniens von insgesamt 65 318 490 long tons kamen 57,73 Mill. t an den Markt, 1,4 Mill. t wurden im Landdebit abgesetzt; der Selbst-Verbrauch der Gruben erforderte 6,181 Mill. l. t. Der Marktpreis stellte sich pro Tonne auf 2,35 Doll. gegen 2,50 Doll. in 1903. Bemerkenswert ist die ständige Abnahme der zum Verkauf gelangenden größeren Kohlen-sorten. Noch in 1890 bestanden 77 pCt. des Absatzes aus Größen, die über die „pea coal“ hinausgingen, dagegen in 1904 nur noch 62 pCt. Zu einem gewissen Teile hängt diese Erscheinung mit der zunehmenden Verwertung der Bergehalden durch den Waschprozeß zusammen, wodurch in den letzten 4 Jahren durchschnittlich jährlich 2 1/2 Mill. l. t Kohlen gewonnen worden sind.

Die Petroleumindustrie Russlands im Jahre 1904. Nach einem Berichte der Zeitschrift „Naphta“ bezifferte sich die russische Gesamtproduktion an Rohöl in Meterzentnern in den Jahren 1903 und 1904 auf folgende Mengen in den einzelnen Bezirken:

	1903		1904	
	insgesamt	davon aus selbsttätig sprudelnden Quellen	insgesamt	davon aus selbsttätig sprudelnden Quellen
Balachany . . . . .	14 520 893	—	13 437 728	—
Sabuntschy . . . . .	37 746 063	493 710	35 515 554	879 606
Romany . . . . .	19 646 706	2 151 218	21 917 995	1 392 284
Bibi Eibat . . . . .	25 764 023	6 120 829	29 670 958	3 661 782
Binagady . . . . .	42 309	—	49 875	—
Zusammen . . . . .	97 719 993	8 765 757	100 592 110	5 933 671

Die Rohölvorräte bezifferten sich am 1. Dezember 1904 auf 7 269 982 Meterzentner und fielen zum 1. Januar 1905 auf 7 123 747 Meterzentner. Zum Vergleich sei hier angeführt, daß sie am 1. Dezember 1903 6 323 030 Meterzentner und am 1. Januar 1904 6 417 150 Meterzentner betragen.

Nach dem Stande vom 1. Dezember 1903 und vom 1. Januar 1904 waren auf den Petroleumfeldern von Baku folgende Bohrlöcher vorhanden:

	Produktive Bohrlöcher		Im Niederbringen befindlich		Es wurden tiefer gebohrt		In Reparatur befindlich		Verlassen		Insgesamt	
	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904	1903	1904
Balachany . . . . .	635	616	45	34	12	5	68	65	439	481	1199	1201
Sabuntschy . . . . .	586	562	121	100	24	22	195	181	676	743	1602	1608
Romany . . . . .	205	193	61	62	13	17	57	59	140	151	476	482
Bibi Eibat . . . . .	176	172	103	83	28	22	39	51	46	64	392	392
Binagady . . . . .	12	12	—	—	—	—	2	2	4	4	16	16
Zusammen . . . . .	1614	1555	330	279	77	66	361	368	1305	1443	3685	3799

Während des ganzen Jahres 1904 wurde Rohöl aus 2066 produktiven Bohrlöchern gewonnen gegenüber 1877 im Vorjahre. An neuen Bohrlöchern wurden 1904 258 fertiggestellt, während für 1903 nur 193 neue Brunnen gezählt wurden. An selbsttätig springenden Petroleumbrunnen waren in 1904 26, in 1903 33 vorhanden. Während der letzten drei Jahre verteilte sich das Rohöl, welches auf der Apscheron-Halbinsel gewonnen wurde, in folgender Weise auf die beiden Brunnenarten:

Es ergaben nämlich in Meterzentnern:

die selbsttätigen	1902	1903	1904
Springbrunnen	15 537 672	8 772 951	5 938 541
die Bohrlöcher mit Pumpbetrieb	88 811 378	89 072 239	94 736 122
zusammen	104 349 000	97 800 189	100 674 663

Parallel mit der teilweisen Erschöpfung einzelner Bezirke der russischen Petroleumfelder wächst die Tiefe der Bohrlöcher, während in früheren Jahren gerade ihre geringe Tiefe einen beträchtlichen Vorzug der russischen Petroleumindustrie bildete. Heute gehören so niedrige Bohrschächte, wie sie früher existierten, bereits längst der Vergangenheit an, und die Unternehmer sind gezwungen, von Jahr zu Jahr die Tiefe ihrer Bohrlöcher zu vergrößern. Nach dem Berichte für das Jahr 1903 überstieg die Teufe der meisten Bohrlöcher nicht mehr als 260 Faden (à 2,1 m) und nur 48 Bohrlöcher wurden damals gezählt, welche diese Teufe überschritten. Heute, im Jahre 1904, sind es bereits 92 Bohrlöcher, welche tiefer als 260 Faden, einige sogar tiefer als 300 Faden reichen.

Für die abnehmende Leistungsfähigkeit der russischen Petroleumfelder scheint der Umstand zu sprechen, daß die Produktion des Jahres 1904 aus 1555 Brunnen stammt, während für 1903 nur 1420 in Betracht kamen; man erzielte zwar eine Produktionsteigerung von 3% im Jahre 1904, aber nur durch Erhöhung der Zahl der Bohrlöcher um 8,6%. Wie die Statistik erkennen läßt, haben sämtliche Petroleumquellen der Apscheron-Halbinsel — mit Ausnahme des Grosny-Bezirktes, dessen Produktion gleichmäßig blieb — keinerlei Weiterentwicklung ihrer Förderung zu verzeichnen gehabt, und es scheint fast, als ob die Grenze der Leistungsfähigkeit der russischen Petroleumgewinnung bereits erreicht sei. Man kann heute schon mit einem langsamen Abnehmen der Produktion rechnen, falls nicht unvorhergesehene Aufschlüsse neuer Petroleumfundstätten gemacht werden sollten.

Insgesamt führte Rußland an Petroleum und Petroleumdestillaten in Meterzentnern in den Jahren 1903 und 1904 folgende Mengen aus:

	1903	1904
Petroleum . . . . .	11 029 740	11 477 153
Petroleumdestillate . . . . .	958 653	1 559 665
Solaröl und Destillate . . . . .	1 099 717	1 038 660
Ligroin . . . . .	175 149	137 477
Benzindestillate . . . . .	—	9 036
Schmieröle . . . . .	1 722 345	1 672 929
Rückstände (Astatki) . . . . .	790 647	432 968
Rohöl . . . . .	481	—
Andere Produkte . . . . .	12 544	—
zusammen	15 789 276	16 327 888

**Die Asbestproduktion des Jahres 1904.** In dem Jahrbuche der geologischen Landesanstalt der Vereinigten

Staaten von Amerika berichtet Dr. Joseph Hyde Pratt über die Entwicklung der Asbestproduktion im Jahre 1904. Danach traten im letzten Jahre in der amerikanischen Asbestindustrie die folgenden drei Momente bestimmend hervor: Zunächst ein starkes Anwachsen der Produktion von Hornblendeasbest, ferner die Entwicklung der Chrysotil-Asbestlager des Grand Canon und schließlich eine gesteigerte Nachfrage nach eben dieser Chrysotil-Varietät. Die vielfachen neuen Verwendungszwecke dieses Chrysotil-Asbests haben eine derartige Nachfrage nach diesem Rohmaterial erzeugt, daß sie heute noch bei weitem das Angebot übersteigt. Der hohe Preis, welchen diese Varietät erzielt, sobald sie in Fasern von genügender Länge an den Markt gebracht wird, um spinnfähig zu sein, gestattet heute den bergmännischen Betrieb zur Gewinnung dieses Materials selbst an solchen Plätzen, die sehr hohe Gewinnungskosten haben.

Fast aller Asbest, welcher in den Vereinigten Staaten gewonnen wird, ist Hornblendeasbest und stammt aus den Gruben nahe bei New Hartford in Connecticut, Sall Mountain in Georgia und aus der Nähe von Bedford City in Virginia. Geringe Mengen von Chrysotil-Asbest werden bei Dalton in Massachusetts und in Grand Canon in Arizona gewonnen. Hauptsächlich sind es die Lager in Georgia und Virginia, welche für das Jahr 1904 eine erhebliche Produktionsteigerung aufweisen. Die Gesamtförderung bezifferte sich auf 1480 sh. t im Werte von 25 740 Doll., bei einem Durchschnittswerte von 17,40 Doll. für die Tonne. Gegenüber dem Jahre 1903 zeigt die Produktion eine Erhöhung um 593 Tonnen und eine Wertzunahme um 8980 Doll. In 1903 betrug die Förderung 887 sh. t, im Wert von 16 760 Doll.

Von Interesse in dem erwähnten Berichte sind auch die Mitteilungen über Versuche behufs Verwendung von Asbest zu Bauzwecken und auch bei der Konstruktion von Straßenbahn- und Eisenbahnwagen, deren Feuersicherheit dadurch nicht unerheblich erhöht wird. Die Versuche wurden im Auftrage der Keasbey & Mattison Company in New York ausgeführt. Diese Gesellschaft stellt auch neue Dachschildeln her, welche aus Asbestfaser und Zement bestehen und leichter sind als die bisher verwandten Schieferplatten.

Neben der Asbestgewinnung Nordamerikas kommt noch die Produktion Italiens und Rußlands in Betracht. Die Asbestproduktion Italiens betrug im Jahre 1902 243 Tonnen, während für Rußland genaue Angaben nicht erhältlich sind. Auch die Kapkolonie erscheint zuweilen mit geringen Produktionsmengen von Asbest am Markte. Jedoch beherrscht die amerikanische Produktion in diesem Artikel unbestritten den Weltmarkt.

**Verkehrswesen.**

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



1905		Ruhr-Kohlenrevier		Davon Zufuhr aus den Dir.-Bez. Essen u. Elberfeld nach den Rheinhäfen (8.—15. Juni 1905)	
Monat	Tag	gestellt	gefehlt		
Juni	8.	19 066	1 425	Essen	Ruhrort 10 864
"	9.	19 436	1 374		Duisburg 6 947
"	10.	19 279	371		(Hochfeld 1 109
"	11.	2 239	—	Elberfeld	(Ruhrort 183
"	12.	2 366	106		(Duisburg 62
"	13.	17 545	—		(Hochfeld —
"	14.	19 225	—		
"	15.	19 699	—		
Zusammen		118 855	3 276	Zusammen 19 165	
Durchschnittl. f. d. Arbeitstag					
1905		19 809	546		
1904		19 230	81		

Zum Dortmunder Hafen wurden aus dem Dir.-Bez. Essen im gleichen Zeitraum 35 Wagen gestellt, die in der Übersicht mit enthalten sind.

Der Versand an Kohlen, Koks und Briketts betrug in Mengen von 10 t (D.-W.):

Zeitraum	Ruhr-Kohlenrevier	Ober-schles. Kohlenrevier	Saar-Kohlenrevier*)	Zu-sammen
1. bis 15. Juni 1905	220 198	62 150	36 403	318 751
+ geg. d. gl. (in abs. Zahl.)	- 15 034	- 8 360	- 551	- 23 945
Zeitr. d. Vorj. (in Prozenten)	- 6,4	- 11,9	- 1,5	- 7,0
1. Jan. bis 15. Juni 1905	2 286 898	870 986	452 626	3 610 510
+ geg. d. gl. (in abs. Zahl.)	- 297 661	+ 100 377	+ 31 398	- 165 886
Zeitr. d. Vorj. (in Prozenten)	- 11,5	+ 13,0	+ 7,5	- 4,4

\*) Gestellung des Dir.-Bez. St. Johann-Saarbrücken und der Reichs-Eisenbahnen in Elsaß-Lothringen.

**Kohlen- und Koksbelegung in den Rheinhäfen zu Ruhrort, Duisburg und Hochfeld.**

	Mai		Jan. bis Mai	
	1904	1905	1904	1905
	in Tonnen			
A. Bahnzufuhr:				
nach Ruhrort	441 289	556 367	2 153 886	1 887 448
" Duisburg	383 978	490 390	1 720 914	1 434 199
" Hochfeld	84 085	85 953	376 304	285 818
B. Abfuhr zu Schiff:				
überhaupt von Ruhrort	447 002	535 212	2 127 232	1 913 989
" Duisburg	380 916	475 938	1 724 150	1 427 666
" Hochfeld	81 501	79 036	384 456	281 098
davon n. Coblenz und oberhalb				
" Ruhrort	274 225	308 351	1 285 637	1 067 992
" Duisburg	265 171	328 380	1 148 682	922 419
" Hochfeld	67 794	72 860	336 633	249 045
bis Coblenz (ausschl.)				
" Ruhrort	5 833	6 404	29 234	37 927
" Duisburg	25	1 330	3 787	10 310
" Hochfeld	—	—	2 233	1 350
nach Holland				
" Ruhrort	88 147	150 699	452 243	523 504
" Duisburg	86 874	127 933	419 104	377 999
" Hochfeld	11 179	4 128	30 351	17 344
nach Belgien				
" Ruhrort	76 819	67 059	346 814	263 554
" Duisburg	26 867	16 856	144 972	97 672
" Hochfeld	1 058	—	8 721	8 506

**Amtliche Tarifveränderungen.** Mit Gültigkeit vom 15. 6. ab ist die Stat. Mors des Dir.-Bez. Cöln als Versand-

stat. in die Abteilung IIb für Koks zum Hochofenbetrieb usw. des Ausnahmetarifs vom 10. 8. 1902 für Eisenerz usw. aus dem Lahn-, Dill- und Sieggebiet usw. einbezogen worden.

Die am 1. 7. auf den deutschen Bahnen in Kraft tretenden Änderungen in den Leitungswegen und den Verhältnissen der Gemeinschaftsstat., u. a. die erhöhten Schnittsätze für Zeitz (S. St. B.) werden mit Wirkung vom 1. 7. auch in den Ausnahmetarifen für Steinkohlen usw. des deutsch-ital. Eisenbahnverbandes im Verfügungswege durchgeführt. Für die Gemeinschaftsstat. Aschaffenburg, Görlitz, Mengen, Pfullendorf, Ritschenhausen, Sigmaringen, Wertheim und Würzburg bestehen künftig nicht mehr doppelte Schnittsätze und Leitungswegen für jeweils 2 deutsche Verwaltungen, sondern nur noch solche für die deutsche Verwaltung, über deren unmittelbar anschließende Linien die Tarifbildung liegt. Die Gotthardschnittsätze für Brothen (W. St. B.) werden auf Bretten (Bad. St. B.) übertragen.

**Marktberichte.**

**Essener Börse.** Amtlicher Bericht vom 19. Juni 1905. Notierungen für Kohlen, Koks und Briketts ohne Änderung. Marktlage fest. Nächste Börsenversammlung Montag, den 26. Juni 1905, nachm. 3 1/2 bis 5 Uhr im „Berliner Hof“, Hotel Hartmann.

**Vom ausländischen Eisenmarkt.** Der schottische Markt war in den letzten Wochen im ganzen still. Der Roheisenmarkt zeigt nicht mehr dieselbe Regsamkeit wie vor einigen Monaten, und die Verschiffungen sind unbedeutender als im Vorjahre. Die lokale Nachfrage hat sich sehr verlangsamt, und für die nächste Zeit ist kaum neues Leben zu erwarten. Die Preise waren zuletzt ziemlich stetig. Im Stahlgeschäft ist wenig Geschäftsverkehr; die Werke sind meist auf Grund früherer Aufträge beschäftigt, und neue kommen nur spärlich hinzu. In Stahlschienen ist man allmählich auf neue Bestellungen angewiesen; schwere erzielen 5 L. 5 s., leichte Profile sind schon länger vernachlässigt. Die Blechwalzwerke klagen ebenfalls über den langsamen Eingang von Aufträgen. Schiffplatten in Stahl notierten zuletzt unverändert 6 L., Kesselbleche 7 L. In Fertigeisen sind die Werke durchweg noch regelmäßig beschäftigt, die Preise haben sich behaupten lassen, und eine Abwärtsbewegung ist anscheinend für die nächste Zeit nicht zu erwarten. Für gewöhnliches Handeisen und Winkeleisen wird 6 L. verlangt und durchgesetzt. Einen neuen Impuls für fast alle Zweige verspricht man sich erst von einer Neubelebung des Schiffbaues am Clyde, die bislang noch immer hat auf sich warten lassen.

In England blieb nach den Berichten aus Middlesbrough der Roheisenmarkt sehr still. Abgesehen von den Feiertagen wirkten namentlich die ungewissen Verhältnisse auf dem Warrantmarkte, und das Geschäft wird einstweilen noch unter dem Einflusse der letzten künstlichen Manöver bleiben, die inzwischen ihr Ende gefunden haben. In den öffentlichen Warrantlagern befindet sich nunmehr nahezu eine halbe Million Tonnen Clevelandeisen, und mit diesen wird künftig zu rechnen sein. Natürlich fehlt das Vertrauen in die Situation, und es wird nur von der Hand zum Munde gekauft.





**Patentbericht.**

(Die fettgedruckte Ziffer bezeichnet die Patentklasse.)

**Anmeldungen.**

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

Vom 13. 6. 05 an.

1 a. R. 19936. Vorrichtung zum Klassieren von gewaschenen, bereits vorklassierten Nußkohlen u. dgl. unter gleichzeitiger Entwässerung; Zus. z. Pat. 144 839. Wilhelm Rath, Heissen b. Mülheim a. d. Ruhr. 19. 7. 04.

5 a. D. 14 680. Stoßbohrkrone mit feststehendem Kernrohr für Tiefbohrapparate. Deutsche Tiefbohr-Akt.-Ges., Nordhausen. 6. 5. 04.

20 a. H. 34 562. An ein Kettenglied gelenkter, quer zum Gleis drehbarer Mitnehmer für Kettenförderungen. Ernst Heckel, St. Johann-Saarbrücken. 23. 1. 05.

20 a. H. 34 684. Aufhaltvorrichtung von Förderwagen bei Kettenbahnen; Zus. z. Pat. 150 260. Ernst Heckel, St. Johann-Saarbrücken. 10. 2. 05.

24 h. M. 26 332. Prall- oder Bodenplatte für Beschickungsvorrichtungen mit Wurfschaufel. Münckner & Comp., Bautzen. 28. 10. 04.

40 a. E. 34 735. Metallurgischer Ofen mit geneigtem Röst- und Reduktionsberd. Martin Prior Boß, San-Francisco; Vertr.: C. von Ossowski, Pat.-Anw., Berlin W. 9. 30. 6. 05.

59 a. Sch. 21 742 Förderpumpe für hohe Kolbengeschwindigkeiten. Louis Schwarz & Co., Dortmund. 4. 3. 04.

81 e. M. 26 808. Kurvenführung für die mehrachsigen Wagengestelle endloser Becherwerke. Maschinenbau-Anstalt Humboldt u. Ernst Wegner, Kalk b. Köln a. Rh. 25. 1. 05.

Vom 15. 6. 05 an.

1 a. C. 12 609. Verfahren, Erze von ihrer Gangart zu trennen unter Verwendung von Fettsäure u. dgl. und Wasser, wobei die Fettsäure die Erzteilechen überzieht. Arthur Edward Cattermole, Henry Livingstone Sulman u. Hugh Fitzalis Kirkpatrick Picard, London; Vertr.: Pat.-Anwälte Dr. R. Wirth, Frankfurt a. M. 1, u. W. Dame, Berlin NW. 6. 26. 3. 04.

5 d. W. 20 150. Verfahren zur Beseitigung der Endlängen der Kalifabrikation durch Verwendung zum Bergeversatz. Anton Wagner, Sehnde b. Hannover, u. Dr. G. Hondius Loldingh, Amsterdam; Vertr.: Dr. J. Ephraim, Pat.-Anw., Berlin NW. 7. 23. 1. 03.

10 b. K. 27 397. Bindemittel für die Brikettierung von Koks, Steinkohle, für sich nicht brikettierbarer Braunkohle u. dgl. auf kaltem Wege. C. Kulmiz, G. m. b. H., Ida- und Marienhütte b. Saarau i. Schl. 19. 5. 04.

18 a. T. 9635. Verfahren zur Schonung der Innenwandungen von Schachtföfen für Reduktions-, Schmelz-, Sinterungs- u. dgl. Vorgänge, insbesondere bei Anwendung von mit Sauerstoff angereicherter Gebläseluft. Friedrich C. W. Timm, Hamburg, Elisenstr. 15. 2. 5. 04.

40 a. St. 8621. Verfahren zum Vorwärmen der Beschickung eines mit abwärts gerichtetem Zuge arbeitenden Schachtofens unter Ausnutzung der Abhitze eines an den Schachtofen angeschlossenen Schmelzofens. Le Roy Wright Stevens und Bernhard Timmerman, Chicago; Vertr.: Dr. L. Gottscho, Pat.-Anw., Berlin W. 8. 11. 1. 04.

61 a. S. 19 689. Tragbare Atmungsapparatur. Sauerstoff-Fabrik Berlin, G. m. b. H., Berlin. 18. 6. 04.

78 e. K. 27 447. Wasserdichter Zünder. E. W. Keith u. A. H. Boyd, Denver, V. St. A.; Vertr.: J. Leman, Pat.-Anw., Berlin SO. 26. 28. 5. 04.

**Gebrauchsmuster-Eintragungen.**

Bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 13. Juni 05.

35 a. 252 485 Aufsatz- und bei Seilbruch automatisch wirkende, aus mehreren Fangriegeln bestehende Fangvorrichtung für an vier Seilen aufgehängte Förderbrücken. Fa. A. Seif, Kaufbeuren. 17. 4. 05.

50 e. 252 540. Kollergang mit vier untereinander unabhängigen Läufern. Richard Bechstein, Düsseldorf, Neanderstr. 28. 27. 3. 05.

59 a. 252 517. Entleerungsvorrichtung für Pumpen, bei der beim Heben des Saugventils gleichzeitig auch das Druckventil gehoben wird. Peter Müller, Ramsen, Pfalz 8. 5. 05.

61 a. 252 244. Sauerstoffatmungsapparat mit durch ein Rückschlagventil abgeschlossenem und durch ein Abblaseventil

mit der Atmosphäre verbundenem Ausatmungsraum. Sauerstoff-Fabrik Berlin, G. m. b. H., Berlin. 4. 5. 05.

78 e. 252 740. Zündschnuranzünder mit Sicherung. Roburit-fabrik Witten a. d. Ruhr G. m. b. H., Witten a. Ruhr. 18. 4. 05.

**Deutsche Patente.**

1 a. 161 300, vom 27. September 1903. Arthur Edward Cattermole in Highgate (London). *Verfahren zum Trennen verschiedener Erze, nachdem sich die Erzteilechen in Wasser durch Oelzusatz unter Abscheidung von der Gangart zu zusammenhängenden Klumpen geballt haben.*

Das Verfahren betrifft die Trennung der vom Gestein in Form von Klumpen abgeschiedenen Erzsorten voneinander und zwar besteht dasselbe darin, daß die aus verschiedenartigen Erzteilechen bestehenden Erzklumpen zur Absonderung der verschiedenen Erzsorten mit alkalischen Emulsionsmitteln verschiedener Stärke nacheinander behandelt und die ausgeschiedenen Erzsorten in Stromapparten o. dgl. mechanisch von den übrig bleibenden Erzbällen getrennt werden. Während der aufeinander folgenden Stufen des Verfahrens wird zweckmäßig Oel oder Oelemulsion in solchen Mengen zugesetzt, daß die jedesmal übrig bleibenden bzw. nach dem Verrühren sich wieder bildenden Erzbälle die für die mechanische Trennung von den ausgesonderten Erzteilechen notwendige Größe und Festigkeit erhalten. Als Emulsionsmittel werden z. B. lösliche Seifen, alkalische Oleate usw. und als Alkali vornehmlich Aetzkali oder kaustische Soda verwendet. Die Oel-Erzklumpen werden mit diesen Lösungen verrührt.

40 a. 161 428, vom 8. April 1903. J. Malovich & Cie in Wien. *Verfahren zur Darstellung von Alkali-, Erdalkali-, Erd- und Schwermetallen oder Legierungen dieser Metalle.* Zusatz zum Patente 159 632. Längste Dauer: 13. August 1917.

Das durch das Hauptpatent geschützte Verfahren wird nach vorliegender Erfindung dahin abgeändert, daß man an Stelle des Sulfats oder Sulfits eines anderen als des zu reduzierenden Metalles das Sulfat oder Sulfit des zu reduzierenden Metalles selbst benutzt.

Bei Ausführung dieses Verfahrens kann man in der Weise vorgehen, daß man das Oxyd oder Salz des zu reduzierenden Metalles in einen Tiegel und den Schwefel nebst dem Sulfat oder Sulfit dieses Metalles in einen anderen Tiegel bringt und die in letzterem Tiegel entwickelten Gase und Dämpfe durch den Inhalt des ersten Tiegels streichen läßt. Unter dem „Salz“ des zu reduzierenden Metalles ist auch das Sulfat oder Sulfit desselben mit inbegriffen, sodaß die Beschickung lediglich aus dem Sulfat oder Sulfit des zu reduzierenden Metalles und Schwefel bestehen kann.

40 a. 161 559, vom 23. März 1904. Eustace W. Hopkins in Berlin. *Verfahren zur Darstellung möglichst kohlenstofffreier Metalle, Metalloide oder deren Verbindungen auf schmelzflüssigem Wege.* Zusatz zum Patente 138 808. Längste Dauer: 10. November 1915.

Das Verfahren des Hauptpatentes besteht im wesentlichen darin, daß man das unreine Metall oder Metalloid auf das entsprechende Oxyd einwirken läßt, indem man es durch eine hoherhitze Schicht dieses Oxydes führt, um es danach in irgend einer Weise zu sammeln.

Dieses Verfahren ist nach der Erfindung derart weiter ausgebildet, daß man die hoherhitzen, verunreinigten Metalle eine Oxydschicht durchstreichen läßt, welche nicht aus Oxyden derselben Metalle, sondern aus beliebigen anderen Oxyden besteht.

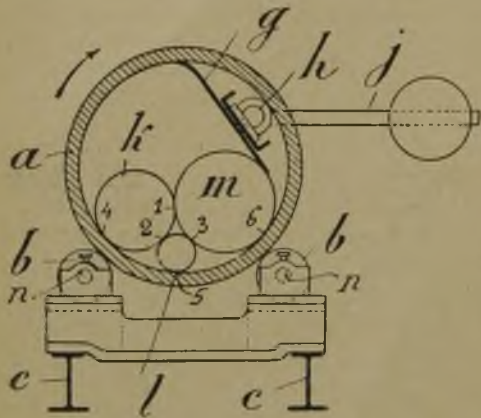
Ferner werden gemäß der Erfindung solche Metall- oder Metalloid-Verbindungen, von denen der eine Bestandteil bei den praktisch erzielbaren Temperaturen noch nicht oder nicht genügend rasch flüchtig ist, dadurch hergestellt, daß dieser Stoff als Oxyd, Karbonat oder dergl. vorschaltet und durch den Kohlenstoff des durchgetriebenen Metalles oder Metalloides reduziert wird, wobei sich letzteres mit dem reduzierten Stoff verbindet.

50 e. 161 286, vom 22. Nov. 1903. Philibert Bonvillain in Paris. *Trommelmühle mit Rollwalzen von verschiedenem Durchmesser.*

Die Trommelmühle besteht in bekannter Weise aus einem



schwach geneigten Hohlzylinder a, der über einem Gestell c auf mehreren Paaren von Rollen b ruht und durch in geeigneter Weise angeordnete Rollen am Herabgleiten von den Rollen b verhindert wird. Im Zylinder befinden sich drei Reihen von Walzen k m l, die infolge ihres Eigengewichtes beständig im unteren Teile des Zylinders a verbleiben. Die Walzen sind derart verschiedenen Durchmessers, daß sie sich



gegenseitig berühren. Wenn sich die Trommel im Sinne des Pfeiles dreht, so werden die Walzen k l m in der Trommel nicht einfach rollen, sondern infolge der sechs Berührungspunkte (1, 2, 3, 4, 5, 6) zugleich auch gleiten. Hierdurch entsteht eine starke Reibung an den Berührungspunkten, unter deren Wirkung sich die Mahlarbeit vollzieht. Innerhalb des Zylinders a ist ein Abstreicher g angeordnet, der aus einer Blechplatte besteht und an den Enden mit zwei Zapfen h versehen ist, die in Lagern ruhen. An dem einen Ende des Abstreichers ist ein Gewichtshebel j befestigt, dessen Gewicht den oberen Rand des Abstreichers beständig gegen die Innenwand des Zylinders anpreßt.

**50c.** 161384, vom 30. März 1904. Rudolf Kaumann in Orbachsmühle b. Brohl a. Rh. *Vorrichtung zum Zerkleinern bzw. Pulverisieren, bei welcher ein unter Federdruck stehender Mahlkörper auf einer gewölbten Mahlbahn hin- und herbewegt wird.*

Bei der Vorrichtung wird der Mahlkörper in den Endstellungen durch an der Unterlage angeordnete drehbare Klinken derart selbsttätig von der Bahn abgehoben, daß das Mahlgut bei Aenderung der Bewegungsrichtung des Mahlkörpers wieder vor demselben zu liegen kommt. Der Mahlkörper wird durch unter Federdruck stehende, drehbar gelagerte Kolben auf die Mahlbahn gepreßt, wobei die Mahlbahn zweckmäßig so gewölbt wird, daß der Druck des pendelnd aufgehängten Mahlkörpers auf ihr in den Endstellungen am schwächsten ist, so daß sich der Mahlkörper durch die Klinken leicht von der Mahlbahn abheben läßt.

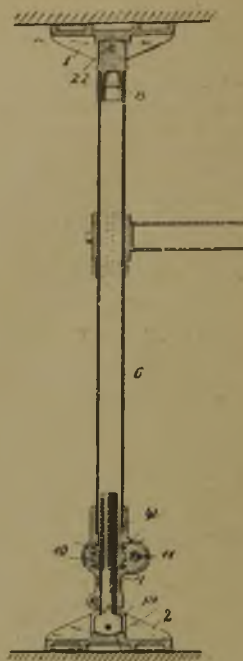
**81c.** 161299, vom 9. August 1904. Paul Illig in Stuttgart-Gaisburg. *Selbsttätige Entladevorrichtung für Hängebahnwagen u. dgl.*

Bei der Vorrichtung werden die einzelnen Fördergefäße dadurch zur Entleerung gebracht, daß ein mit dem Fördergefäße verbundenes Zahnrad oder Reibrad an der Entladestelle mit einer Zahn- oder Reibstange in Eingriff kommt und durch seine Drehung das Fördergefäß in die Entleerungsstellung bringt.

Die Erfindung besteht darin, daß mit dem am Fördergefäße gelagerten Zahnrad eine Windevorrichtung verbunden ist, die beim Auflaufen des Zahnrades auf die Zahnstange ein mit dem Fördergefäße oder dessen Verschlussgliede in Verbindung stehendes Zugorgan, wie Kette, Seil, Zahnstange o. dgl., bewegt, welches eine die Entleerung herbeiführende Lagenänderung des Gefäßes selbst oder seines Verschlussgliedes, wie Schieber o. dgl., bewirkt. Hierdurch wird insbesondere die Entladevorrichtung von dem Wagengewicht und den Schwankungen des Fördergefäßes vollständig unabhängig gemacht.

**Patente der Ver. Staaten Amerikas.**

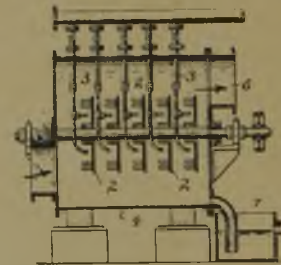
**776 881**, vom 6. Dez. 1904. Robert L. Ambrose in Tarrytown, New York. *Spannsäule.*



Ein Rohr 6 ist einerseits mit einem Kopfstück 8 mit abgeplatteten Seiten versehen, andererseits in eine Bohrung eines Gehäuses 5 eingeführt. In letzterem ist eine Schnecke 11 gelagert, deren Achse einen Bund besitzt, der zwecks Aufnahme eines winkelförmig gebogenen Rundeisens, welches die Stelle einer Kurbel vertritt, mit einer Bohrung versehen ist. Die Schnecke 11 greift in ein als Mutter ausgebildetes Schneckenrad 10, welches zur Führung einer Schraubenspindel 4 dient, die ihrerseits mit einem seitlich abgeplatteten Kopf 19 zwischen zwei Augen einer Fußplatte 2 greift. Durch einen Bolzen sind Fußplatte 2 und Spindel 4 derart miteinander verbunden, daß sie eine axiale Verschiebung gegen einander ausführen können, und das Fußstück sich um den Bolzen drehen kann. Die anliegenden Flächen der beiden Teile sind nach einem gemeinsamen Radius gekrümmt. Das Kopfstück 8 greift zwischen zwei Augen einer Kopfplatte 1 und ist mit dieser Kopfplatte durch einen Bolzen 22 verbunden, welcher eine axiale Verschiebung der beiden Teile gegen einander und ein Drehen der Kopfplatte gestattet. Die anliegenden Flächen von Kopfstück und Kopfplatte sind nach dem gleichen Radius gekrümmt.

**777 112**, vom 13. Dezember 1904. Emil Kratochvil in Králův Dvůr (Österreich-Ungarn). *Vorrichtung zum Reinigen von Hochofen-Gasen u. dgl.*

In den Stirnwänden eines zylindrischen Gehäuses 4, welches eine Eintritts- und eine Austrittsöffnung besitzt, ist eine mit Scheiben 2 versehene Welle 1 gelagert, welche durch eine Riemenscheibe in Drehung versetzt wird. Vor den Scheiben, welche senkrechte Stifte tragen, münden zu beiden Seiten der Welle 1 Rohre 3, durch welche Wasser gegen die Oberfläche



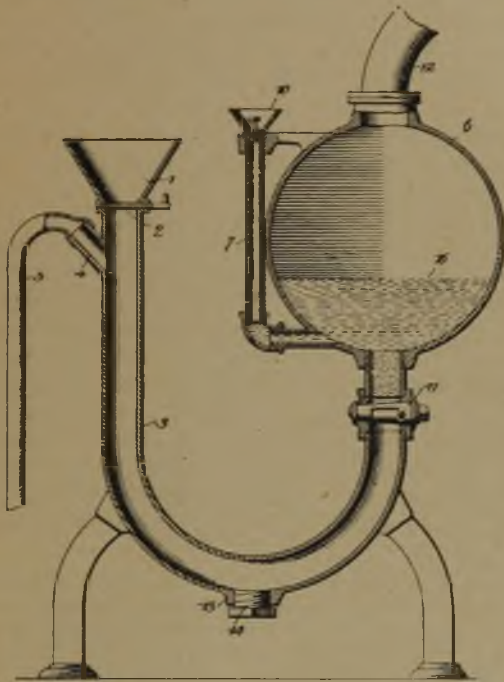
der Scheiben gespritzt wird. Das Wasser wird infolge der Drehbewegung der Scheiben nach außen geschleudert und bildet in dem Gehäuse so viele Wasserschleier, wie Scheiben vorhanden sind. Beim Durchströmen dieser Wasserschleier gibt das zu reinigende Gas die Unreinigkeiten an das Wasser ab. Das sich unten im Gehäuse 4 ansammelnde schmutzige Wasser wird durch ein in Wasser tauchendes Rohr 7 aus dem Behälter entfernt.

**777 803**, vom 20. Dezember 1904. Thomas Pollock in Santa Barbara, Kalifornien. *Gold-Separator.*

In den unteren Teil eines kugelförmigen Behälters 6 mündet ein U-förmiges Rohr 3, welches mit einem Trichter 1 und einem Stutzen 4 versehen ist. Zwischen dem Trichter 1 und dem Rohr 3 sowie zwischen dem Rohr 3 und dem Behälter 6 sind Absperrungen 2 bzw. 11 angeordnet und das Rohr 3 ist an seinem tiefsten Punkt mit einer durch eine Schraube 14 verschiebbaren Oeffnung 13 versehen. Der Behälter 6 besitzt ferner ein Glasrohr 7, welches mit einem Trichter 10 versehen ist und mit dem Inneren des Behälters in Verbindung steht. Außerdem ist der Behälter mit einem Abflußrohr 12 versehen. Der Betrieb stellt sich mit der Vorrichtung wie folgt: Nachdem das Absperrorgan (Hahn) 11 geschlossen ist, wird durch das



Rohr 7 Quecksilber bis zu der gezeichneten Höhe in den Behälter 6 eingeführt. An dem Stand des Quecksilbers in dem Rohr 7 kann dabei der Stand des Quecksilbers im Behälter 6 ersehen werden. Hat das Quecksilber im Behälter die gewünschte Höhe erreicht, so wird der Hahn 11 geöffnet und das Quecksilber strömt in das Rohr 3. Alsdann wird der goldhaltige Sand in den Trichter 1 eingeführt und das Absperrorgan 2 geöffnet. Gleichzeitig wird durch den Stutzen 4 mittels eines Schlauches 5 Druckwasser in das Rohr 3 geleitet. Der Sand wird alsdann durch das Wasser durch das in dem Rohr befindliche Quecksilber gedrückt; letzteres amalgamiert das in dem Sand ent-



haltene Gold, während der Sand mit dem Wasser durch den Behälter 6 und das Rohr 12 abfließt. Sobald angenommen werden kann, daß das Quecksilber sich zum größten Teil in Amalgam umgesetzt hat, wird der Schieber 2 geschlossen und der Wasserstrom abgestellt. Alsdann wird die Schraube 14 geöffnet und das Amalgam mit dem etwa noch vorhandenen Quecksilber aus dem Rohr 3 und dem Behälter 6 abgelassen. Ist dieses geschehen, so beginnt der Prozeß von neuem. Aus dem Amalgam wird das Gold wie üblich gewonnen.

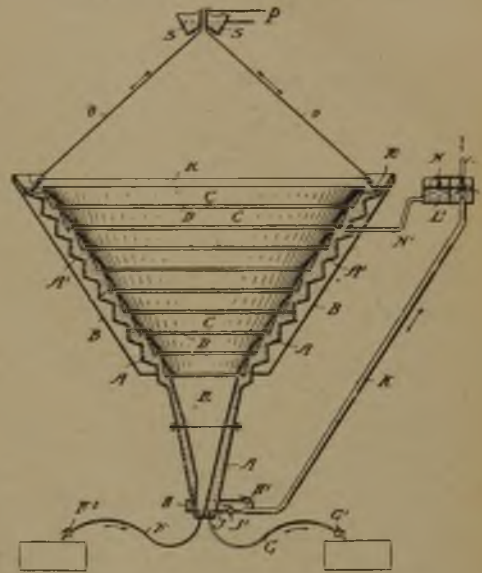
778 096, vom 20. Dez. 1904. John W. Barnes in Philadelphia, Pennsylvania. *Verfahren zur Herstellung von Briketts.*

Auf etwa  $\frac{1}{8}$  Korngröße zerkleinerte Kohle (beispielsweise 2000 Pfd.) wird mit Syrup (36 Pfd.) bzw. einer ähnlichen zuckerartigen Masse und Paraffin ( $\frac{1}{2}$  Pfd.) unter Zusatz einer geeigneten Menge heißen Wassers innig gemischt. Die Mischung wird in Briketts geformt und die fertigen Briketts werden einer Hitze von 140–150° C ausgesetzt, alsdann mit einer Mischung von Paraffin und heißem Wasser bespritzt und getrocknet.

778 747, vom 27. Dezember 1904. James Hyndes Gillies in Melbourne, Victoria (Australien). *Vorrichtung zum Trennen der Sulfide von ihren Erzen.*

In einem konischen Gehäuse A, dessen Wandungen, mit Ausnahme des unteren Teils, zickzackförmig ausgebildet sind, und welches von einem konischen Mantel B umgeben ist, sind mittels geeigneter Stützen konische, im Querschnitt ein rechtwinkliges Dreieck bildende Ringe C derart angeordnet, daß zwischen den einzelnen Ringen, deren Durchmesser nach unten hin allmählich abnimmt, ein Zwischenraum D verbleibt. An den untersten Ring C schließt sich ein konischer Behälter E, welcher größere Konizität hat als der untere Teil des Behälters A und einen freien Raum zwischen sich und der Wandung des Behälters A läßt. Oberhalb des obersten Ringes C ist eine konische Haube O angeordnet, welche in ein Rohr P ausläuft. Um letzteres herum ist ein trichterförmiger Behälter S angebracht,

dessen konischer Boden Oeffnungen besitzt. Zwischen der Haube O und dem obersten Ring C ist ein konischer Ring R angeordnet. In die Böden der Behälter E bzw. A münden Rohre F bzw. G, welche mit Hähnen F<sup>2</sup> bzw. G<sup>2</sup> versehen sind und über deren Mündungen mit Hähnen J<sup>1</sup> bzw. H<sup>1</sup> versehene Rohre J bzw. H münden, welche ihrerseits mit einem Rohr K verbunden sind,



welches in einen Behälter L<sup>1</sup> hineinreicht, der durch ein Rohr N<sup>1</sup> mit dem Inneren des Behälters A in Verbindung steht. Das Rohr K ist durch ein mit einem Schwimmer N verbundenes Ventil verschlossen. Die Wirkungsweise der Vorrichtung ist folgende: Nachdem der Behälter A mit der erforderlichen sauren Lösung gefüllt ist, wird in den Trichter S das zu behandelnde Gut aufgegeben. Dieses gelangt durch die Bodenöffnungen des Trichters auf die Haube O, rutscht auf dieser hinab und wird durch den Ring R auf die oberste schräge Fläche der Wandung des Behälters A geleitet. In diesem gleitet das Gut, während die in dem Behälter befindliche Lösung auf dasselbe einwirkt, von Stufe zu Stufe abwärts. Die sich infolge der Einwirkung bildenden Gasbläschen haften sich an die Sulfide und bewirken, daß diese in der Lösung hoch steigen. Hierbei werden sie von den konischen Flächen der Ringe C geführt, stoßen gegen die unteren Flächen der Ringe und gelangen durch die Spalten D in den von den Ringen gebildeten Raum. In diesem steigen sie an die Oberfläche der Lösung, an der die Gasbläschen platzen. Die Sulfide sinken alsdann in den Behälter E hinab, aus dem sie durch das Rohr F entfernt werden, während die Gase durch das Rohr P entweichen. Die von den Sulfiden befreiten Rückstände gelangen in den unteren Teil des Behälters A und werden aus diesem durch das Rohr G entfernt.

Um die Wirkung der Lösung zu erhöhen, wird diese dadurch erhitzt, daß in den von den Behältern A und B gebildeten Raum Dampf geleitet wird. Durch die Rohre J und H wird so viel Lösung unmittelbar in die Rohre G und F geleitet, wie zur Abführung der Rückstände bzw. der Sulfide erforderlich ist. Dadurch wird vermieden, daß der Flüssigkeitsspiegel in den Behälter sinkt und eine Abkühlung der in dem Behälter befindlichen warmen Flüssigkeit durch die eintretende Flüssigkeit stattfindet.

### Bücherschau.

The investigation of mine air. An account edited by Sir Clement Le Neve Foster, late professor of mining at the royal school of mines, London, and J. S. Haldane, fellow of new college and lecturer in physiology and mining hygiene, university of Oxford. With a frontispiece and 43 illustrations. London 1905, Charles Griffin & Comp., Ltd.



Das vorliegende, 191 Seiten starke Werk besteht aus 3 Teilen und einem Anhang.

Die beiden ersten Teile sind Übersetzungsarbeiten des erstgenannten Verfassers: Teil I gibt eine von Professor Dr. O. Brunck (Freiberg) verfaßte Abhandlung über Eigenschaften, Herkunft und chemische Bestimmung (nach den Verfahren von Winkler, Hempel, Heße u. a.) der für den Bergmann wichtigsten Gase wieder, während Teil II eine von L. Poussigüe gegebene Beschreibung der Einrichtungen zur Überwachung der Wetterführung und zur Bestimmung des Grubengasgehaltes der Wetter auf den Ronchamp-Gruben bringt. Diese Bestimmung erfolgt nach Le Châtelier nicht auf chemischem Wege, sondern unter Benutzung der Entflammungsgrenze von Schlagwettern.

Der III. Teil, von dem rühmlichst bekannten Forscher und Universitätslehrer Dr. J. S. Haldane verfaßt, der nach dem Tode Le Neve Fosters das Buch herausgegeben hat, behandelt zum großen Teil denselben Gegenstand wie der I. Teil, ergänzt diesen jedoch durch die Beschreibung anderer, von dem Verfasser selbst angegebener Ausführungsformen der Gasanalyse, sowie durch die Berücksichtigung der Luftfeuchtigkeit und -wärme und befaßt sich außerdem ausführlicher mit den Verhältnissen auf Erzbergwerken. Bemerkenswert sind die eingehenden Betrachtungen Haldanes über die verschiedenen Gasgemenge und die Auslegung der Analysen-Ergebnisse, welche nicht bei der einfachen Zerlegung in die einzelnen Gase stehen bleibt, sondern diese noch zu den Gruppen „Luft“, „Stickgas (blackdamp)“ und „Grubengas“ bzw. „Kohlenoxyd“ zusammenfaßt.

Die eingehende und gründliche Behandlung des Gegenstandes und die bis in die Beschreibung der kleinsten Handgriffe sich vertiefende Darstellung der einzelnen Untersuchungsarten entspricht dem nach dem Vorwort angestrebten Zweck. Studenten und nicht wissenschaftlich vorgebildete Grubenbeamte werden durch diese Beschreibung in leicht verständlicher Weise mit der Materie bekannt gemacht. Auch der anspruchsvolle Leser wird manche willkommenen Angaben, namentlich im dritten Teile finden, wiewohl ihm andererseits das Fehlen einer Sichtung und übersichtlichen Darstellung des ganzen, in eine Reihe von Einzelbeschreibungen zerplitterten Stoffes eine kritische Vergleichung der verschiedenen Untersuchungsarten sowie die aus der Behandlung in drei selbständigen Aufsätzen sich ergebende überflüssige Wiederholung verschiedener Abschnitte auffallen wird.

Nicht unerwähnt darf bleiben, daß die ausschlaggebende Bedeutung, die Haldane dem Schwefelkies auch in Kohlengruben beimißt, — er leitet nicht nur die Verminderung des Sauerstoffgehaltes der Grubenwetter und die Wärme-Entwicklung in den Grubenbauen zum größten Teil von der Oxydation der Pyrite her, (S. 138/9), sondern erklärt sogar die Bildung von Kohlensäure auf dem Umwege der Wechselwirkung von Schwefelsäure (aus den Pyriten) auf kohlensauren Kalk (S. 130) anstatt durch die Oxydation des Kohlenstoffs — zu den Ergebnissen der neueren deutschen Forschung bezüglich der Bedeutung der „Verwitterung“ der Kohle für die Kohlensäurebildung in scharfem Gegensatz steht, und daß der Satz „Grubenarbeit müßte eigentlich gesund sein und ist es gewöhnlich auch in den meisten englischen Kohlen- und Eisensteingruben“ (S. 142) auch für einen milden Beurteiler

der Einwirkung der Grubenluft auf den menschlichen Organismus etwas zu weit geht.

Ein sehr beachtenswerter Anhang ist dem im Jahre 1897 eingetretenen Grubenunglück auf der Snaefell-Grube, einer kleinen Bleierzgrube auf der Insel Man, gewidmet, wo infolge der eigenartigen Verhältnisse ein Grubenbrand eine starke CO-Entwicklung zur Folge hatte. Es wird der amtliche Bericht\*) des damaligen Revierbeamten Le Neve Foster über das Unglück wiedergegeben und die verhängnisvolle Wirkung des Kohlenoxyds auf den menschlichen Körper sehr anschaulich durch die angeschlossenen Erzählungen der Beteiligten vor Augen geführt.

Ht.

**Grundzüge der Siderologie.** III. Teil, zweite Abt. Von Hanns Freiherrn v. Jüptner. Leipzig, 1904. Verlag von Arthur Felix. Preis 9 *M.*

Der Verfasser sucht in verdienstvoller Weise die Ansichten und Forschungen auf dem Gebiete der physikalischen Chemie Studierenden und Ingenieuren zugänglich zu machen.

Der vorliegende Band behandelt die „Hüttenmännischen Prozesse“ in kurzer Darstellung, die bei vielen Lesern ein besonderes Lehrbuch der Eisenhüttenkunde erübrigen wird. Die Hochofenvorgänge sind ausführlicher behandelt und über einige Forschungsarbeiten u. a. von Bondonard, Oscar Hahn, Bauer und Gläßner wird berichtet. Außerdem ist versuchsweise die Berechnung einiger Hochofenvorgänge, gestützt auf Arbeiten von Nernst, Bodländer u. a., geführt, ausgehend von der Ermittlung der frei werdenden Energiemengen.

Mag auch manche Berechnung nicht unmittelbaren Nutzen erkennen lassen oder auch in eine Sackgasse führen, wie dies bei einer jungen wissenschaftlichen Disziplin nicht anders zu erwarten ist, so lehren allein die oben genannten Forschungsarbeiten, daß Erfolge erzielt sind, die mit den bisherigen Mitteln nicht zu erreichen waren. O.

#### Zur Besprechung eingegangene Bücher:

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

Elsaesser, Dr.: Über die sogenannten Bergmannskrankheiten. Abzehrung und Wurmkrankheit unter den Bergleuten, auch mit Rücksicht auf ihre Gefahren für die Allgemeinheit. Arnsberg i. W. 1905. F. W. Becker, Kgl. Hofbuchdruckerei, 0,60 *M.*

Lueger, Otto: Lexikon der gesamten Technik und ihrer Hilfswissenschaften. 800 S. mit zahlreichen Abbildungen. 2. vollständig umgearbeitete Auflage. 2. Band. Stuttgart und Leipzig. Deutsche Verlagsanstalt. 30 *M.* geb.

Venator, Maximiliano: Diccionario de las industrias minera y metalúrgica español - alemán - francés - inglés. Leipzig, 1905. Verlag von A. Twietmeyer. 5,60 *M.* geb.

Vianello, Luigi: Der Eisenbau. Ein Handbuch für den Brückenbauer und den Eisenkonstrukteur. Mit einem Anhang: Zusammenstellung aller von deutschen Walzwerken hergestellten I- und [-Eisen. Von Gustav Schimpff. München und Berlin, 1905. Verlag von R. Oldenbourg. 17,50 *M.* geb.

Wagenbach, Wilhelm: Neuere Turbinenanlagen. Auf Veranlassung von Professor E. Reichel und unter Benutzung seines Berichtes „Der Turbinenbau auf der Weltausstellung in Paris 1900“. 127 S. mit 48 Textfig.

\*) vgl. ds. Ztschft., Jahrgang 1898, S. 621 ff.



und 54 Tafeln, Berlin 1905. Verlag von Julius Springer. 15 *M* geb.

Wilda, H.: Diagramm- und Flächenmesser. Vollständiger Ersatz für das Planimeter zum schnellen und genauen Ausmessen beliebig begrenzter Flächen, Dampfdiagramme usw. Hannover, 1905. Verlag von Gebrüder Jänecke. 2 *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.)

#### Mineralogie, Geologie.

Über Wirkungen des Gebirgsdruckes im Untergrunde in tiefen Salzbergwerken. Von v. Koenen. *Z. f. pr. Geol.* Mai. S. 157/67. 7 Textfig. Nach Aufschlüssen aus den Bohrlöchern und Schächten bei Klein-Freden, Hercynia bei Vienenburg, bei Othfresen, Salzgitter, Justus I bei Volpriehausen usw.

Übereinstimmung der geologischen und chemischen Bildungsverhältnisse in unseren Kalilagern. Von Ochsenius. *Z. f. pr. Geol.* Mai. S. 167/79. 4 Diagramme. Einleitung. Geologisch-salinisches. Lakenwärme. Chemismus. Eindringen von Wasser in die Kalilager. Mutmaßliche Temperaturen in den Salzbetten. Schlußfolgerung.

#### Bergbautechnik (einschl. Aufbereitung pp.).

Über mein hydraulisches Bohrsystem. Von Wolski. *Oestr. Ch. T. Ztg.* (Org. Bohrt) 15 Juni. S. 3/4. Wiedergabe eines vom Verfasser im berg- und hüttenmännischen Verein in Mährisch-Ostrau gehaltenen Vortrages über das von ihm erfundene Widerbohrsystem, bei welchem vollständige Unabhängigkeit des eigentlichen Bohrwerkzeuges von dem Hohlgestänge erstrebt wird.

The mechanical engineering of collieries. Von Futers. (Forts.) *Coll. G.* 16. Juni. S. 956/7. 5 Textfig. Die elektrische Fördermaschine der Zeche Preußen II der Harpener Gesellschaft.

Electrostatic concentration. Von Blake. *Eng. Min. J.* 1. Juni. S. 1036/7. 3 Textf. Erklärung des Prinzips der elektrostatischen Aufbereitung, welche auf der Verschiedenheit der Zeitdauer beruht, welche bei Leitern und Nichtleitern erforderlich ist, um sie auf das Potential eines geladenen Körpers zu bringen, auf welchen die Partikel fallen. Praktische Anwendung in einem von dem Verfasser in Gemeinschaft mit W. G. Swart konstruierten Apparat. (Forts. folgt.)

Bericht über zwei bergmännische Studienreisen. Von Schreyer. (Forts.) *Oest. Z.* 17. Juni. S. 318/20. Der Bergbau bei Gottesberg in Niederschlesien.

#### Maschinen-, Dampfkesselwesen, Elektrotechnik.

Indicator inertia. Von Rose u. Savory. *Am. Man.* 1. Juni. S. 653/6. 4 Textfig. Über die bei Indikator-messungen auftretenden Fehler und ihre Vermeidung.

The design and operation of the suction-gas-producer. Von Mathot. *Eng. Mag.* Mai. S. 185/95. 11 Abb. Beschreibung von zweckmäßigen Sauggasanlagen. Allgemeine Anordnung. Konstruktion der Gasmaschinenfabrik Deutz, der Swift Cycle Co., Birmingham. Generator

der Power & Mining Machinery Co. 12 PS-Sauggasmaschinenanlage der Maschinenfabrik Kappel, Chemnitz-Kappel. 18 PS-Anlage von Crossley Bros., Ltd., Manchester.

Die Gasmaschine, Bauart Mees, mit vereiniger Mischungs- und Füllungsregelung. Von Freitag. *Z. D. Ing.* 17. Juni. S. 994/1001. 23 Abb. Der Motor saugt bei normaler Belastung ein verhältnismäßig schwaches, aber gut entzündbares und kräftige Explosionen ergebendes Gemisch an, arbeitet also bei normaler Belastung unter den vorteilhaftesten Bedingungen.

Neuere Festigkeits-Probiermaschinen. Von M. Rudeloff. *Dingl. P. J.* 17. Juni. S. 375/9. 11 Abb. Beschreibung einer neueren Festigkeits-Probiermaschine der Firma Amsler-Laffon u. Sohn.

16 000-HP three-cylinder rolling-mill engines for the Britannia works of messrs. Dorman, Long and Co. Ltd. Middlesbrough. *Engg.* 9. Juni. S. 735. 1 Tafel. 16 000 PS-Walzenzugmaschine mit 120 Umdreh. in der Min. Eine nähere Beschreibung folgt.

Some types of centrifugal pumps. Von Webber. *Ir. Age.* 8. Juni. S. 1813/21. 5 Textfig. Entwicklungsgeschichte der Zentrifugalpumpen und Angaben über die verschiedenen Systeme.

Neuere Duplex-Pumpmaschinen, Schwungrad-Pumpmaschinen und Turbinenpumpen. Von Müller. *Z. D. Ing.* 17. Juni. S. 981/9. 19 Abb. Allgemeines über die neueren Fortschritte; liegende Dreifach-Expansionsmaschine mit Ausgleichern der Budapester Wasserwerke; Pumpstation Kanonenweg der Stuttgarter Wasserwerke; Maschinen des Wasserwerkes Chicago.

Die Wasserkraftmaschinen der Sillwerke bei Innsbruck. Von Stamm. *Z. D. Ing.* 17. Juni. S. 989/94. 11 Abb. Die Zuführung der Kraftwasser, das Maschinenhaus, die Turbinen.

The effects of vacuum on steam-engine economy. Von Neilson. *Eng. Mag.* Mai. S. 230/7. Betrachtungen über den Nutzen der Kondensation bei Dampfmaschinen. Der Einfluß der Höhe des Vakuums.

Utilization of the exhaust steam from turbines. Von Koester. *El. world.* 3. Juni. S. 1028/29. 3 Abb. Bei der beschriebenen Anlage kann der ausströmende Dampf in den Kondensator strömen oder zur Erwärmung von Wasser verwendet werden.

Zusammenhang zwischen Kohlensäuregehalt und Abgangstemperatur der Kesselgase. Von Dosch. (Schluß) *Dingl. P. J.* 10. Juli. S. 363/6. 5 Fig. 3 Tabellen.

Das Versuchskesselhaus des Oberschlesischen Berg- und Hüttenmännischen Vereins. Von Heidepriem. *Z. Oberschl. V.* Mai. S. 161/3. 2 Taf. Beschreibung der Versuchsanlage und der Arbeitsmethoden.

Boilers at the Liège exhibition. *Engg.* 9. Juni. S. 738. S. 732/3. 7 Abb. Verschiedene neue Kesseltypen auf der Lütticher Ausstellung.

Boiler waters and their treatment. Von Booth. (Forts. u. Schluß.) *Am. Man.* 1. u. 8. Juni. S. 659/61, 690/3. Bekämpfung des Kesselsteins. Schlußbetrachtungen.

Die Blitzgefahr in Deutschland. Von Steffens. *E. T. Z.* 8. Juni. S. 546/50. 2 Abb.

Über elektrische und mechanische Kraftsammler und Kraftausgleicher. Von Jakobi. *El. Anz.* 18. Juni. S. 589/91. 2 Fig. Vergleich zwischen elek-

trischen Akkumulatoren und dem Druitt Halpinschen Wärmespeicher. (Forts. folgt.)

Elektrizitätswerk der Stadt Drammen. Von Thue. E. T. Z. 8. Juni. S. 529/33. 15. Juni. S. 563/9. 22 Abb. Beschreibung der 4400 PS Wasserkraftanlage und der 5000/20 000/220voltigen elektrischen Anlage (35 km Entfernung).

#### Hüttenwesen, Chemische Technologie, Chemie, Physik.

Die Kleinbessemerei in Verbindung mit Martinofenbetrieb. Von Wedding. Ver. Bef. Gew. Mai. S. 259/80. 3 Tafeln. Beschreibung der Benutzung der Kleinbessemerei für diejenigen Waren, welche im Verkehr als Stahlformgußwaren, auch als Tempergußwaren bezeichnet werden, welche aber entweder verbesserte Ofengußwaren oder Flußwaren sind. Das Otto-Gruson-Werk.

Melting steel with cast iron. Von Cunningham. Ir. Age. 8. Juni. S. 1803/4. Angaben über die Art der Beschickung und das Ergebnis des Prozesses.

An automatic stock-line recorder for blast furnaces. Von Johnson. Am. Man. 1. Juni. S. 663/9. 4 Textfig.

Über einen Gasflam- und Muffelofen mit Wärmespeichern für Lehr- und Versuchszwecke. Von Friedrich. Metallurgie. 8. Juni. S. 259/63. 9 Abb. Der Ofen bietet günstige Gelegenheit zur Anstellung gasanalytischer Untersuchungen und pyrometrischer Messungen, kann aber auch zu Schmelz- und Röstversuchen Verwendung finden.

Über die Farbe künstlicher Lichtquellen und über den Lichteffect der Strahlung. J. Gas Bel. 10. Juni. S. 513/6. 1 Abb. Beschreibung verschiedener Methoden von Untersuchungen von Lichtquellen.

Einige Beiträge zu Biegungs-, Torsions- und Stoßversuchen mit Seildrähten. Von Divis. (Forts. f.) Öst. Z. 17. Juni. S. 311/5. Angabe der Resultate der Versuche, die Verfasser ausgeführt hat, um den Einfluß der Biegung und Verdrehung von Drähten auf deren Zugfestigkeit klarzustellen.

#### Volkswirtschaft und Statistik.

Kurze Betrachtung über die Entwicklung der Brikettfabrikation im Oberbergamtsbezirke Halle. Von Scheele. Brkl. 20. Juni. S. 157/9. Die Brikettfabrikation ist von 24 752 t im Jahre 1874 auf 5 544 924 t im Jahre 1903 gestiegen. Die durchschnittliche Leistungsfähigkeit einer Presse hat im Jahre 1903 11 456 t betragen.

Die Erdölindustrie von Wietze-Steinförde und ihre volkswirtschaftliche Bedeutung. Oest. Ch. Ztg. (Org. Bohrt.) 15. Juni. S. 9/10.

#### Gesetzgebung und Verwaltung.

Weitere Erfahrungen über die neunstündige Schicht, mit besonderer Berücksichtigung der Verhältnisse im Ostrau-Karwiner Reviere. Von Mayer. (Schluß). Öst. Z. 17. Juni. S. 315/8. Verfasser kommt zu dem Schluß, daß die vorzeitige Einführung

der kurzen Schichtzeit mit wirtschaftlichen Nachteilen für die Bergwerksbesitzer und den Staat verbunden war.

#### Verschiedenes.

Ausrüstung von Werkstätten mit Rettungsmitteln und der Unterricht über die erste Hilfe und die Grundsätze der Unfallverhütung. Von Rambousek. Gewerb. techn. Ratgeber. 15. Juni. S. 446/51. Schema der Hilfeleistung; Verteilung der Unfälle auf die Betriebsarten; Inhalt der Rettungsapparate; Gebrauch der Rettungskasten.

#### 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.—28. März, 18., 19., 22., 26., 27. und 29. Mai d. J. betreffend die Novellen zum Berggesetz (erste bis dritte Lesung) betr. Abänderung der Arbeitsbedingungen usw. und Zechenstilllegungen 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.*

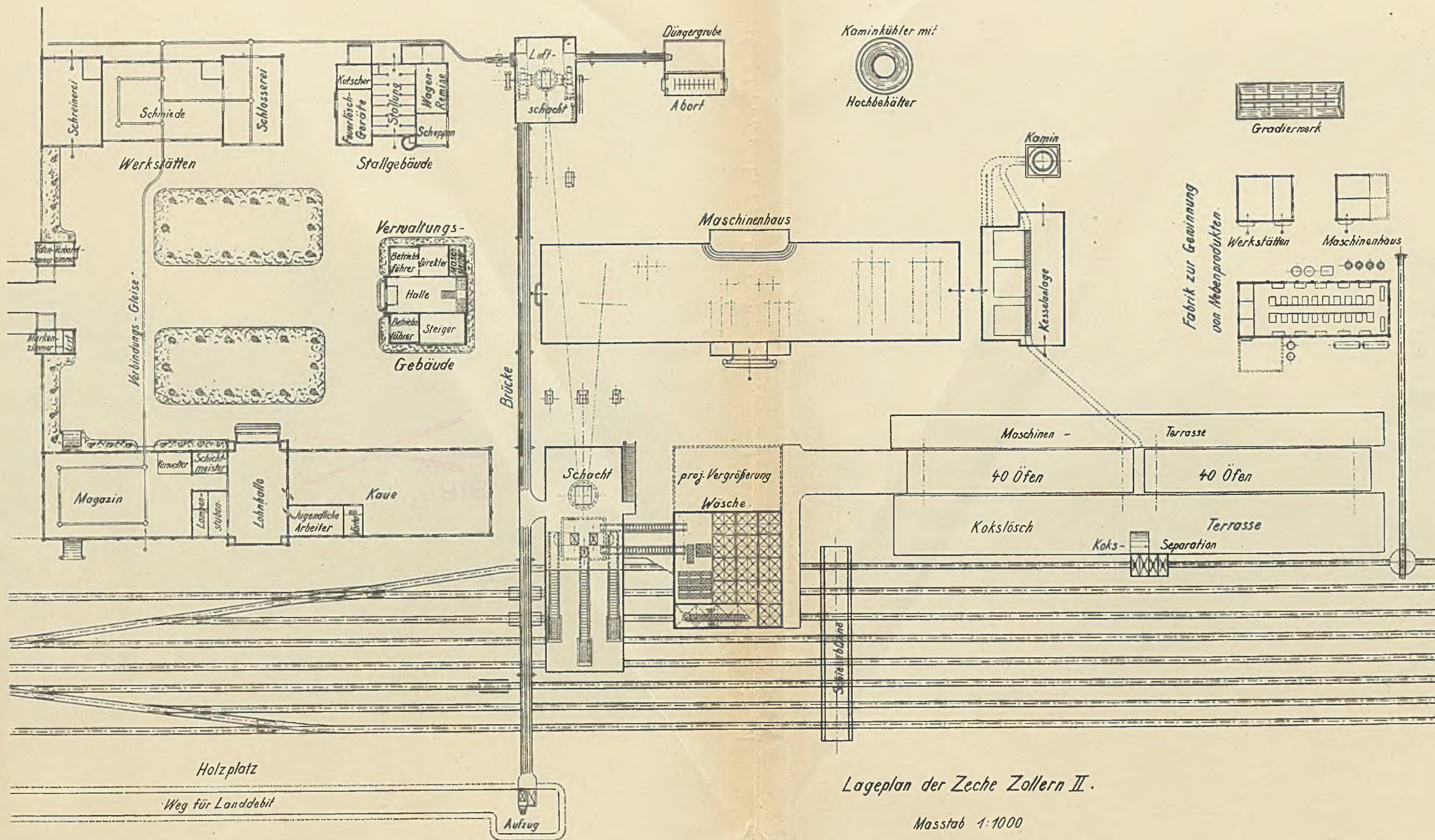
3. Bericht der 37. Kommission des Abgeordnetenhauses vom 23. Mai d. J. betr. Abänderung der §§ 65, 156—162, 207a des Allgemeinen Berggesetzes vom 24. Juni  $\frac{1865}{1892}$  usw. (Betriebszwang). Preis 0,30 *M.*

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  $\frac{1865}{1892}$  (Mutungssperre) 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 Berggesetz (Allgemeine Beratung) 1. betr. Abänderung der Arbeitsbedingungen usw., 2. betr. Zechenstilllegungen 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 68 und 69 des Anzeigenteiles.

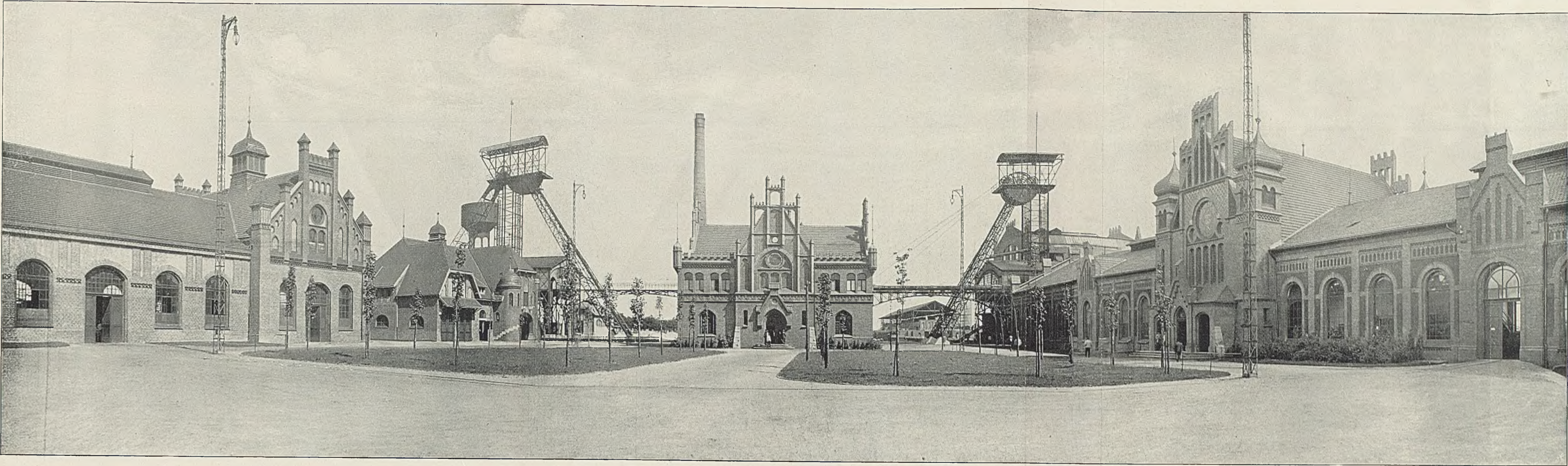




Lageplan der Zeche Zollern II.

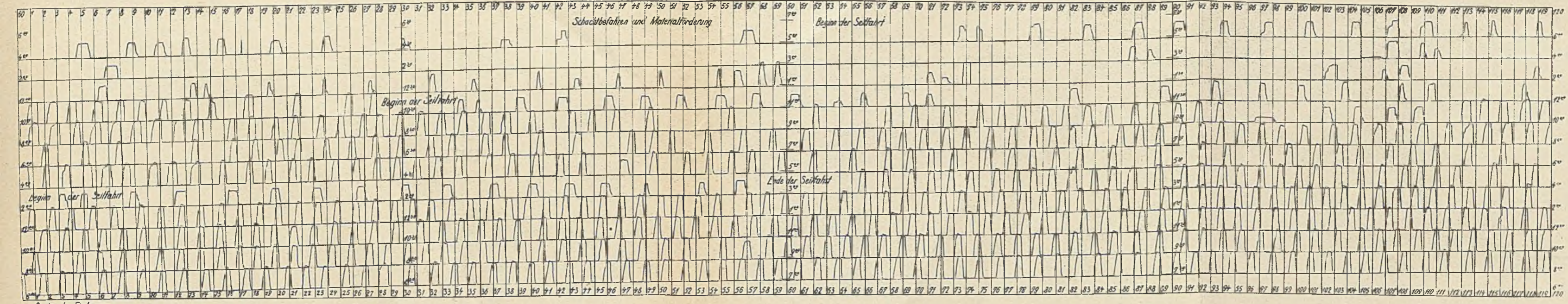
Masstab 1:1000



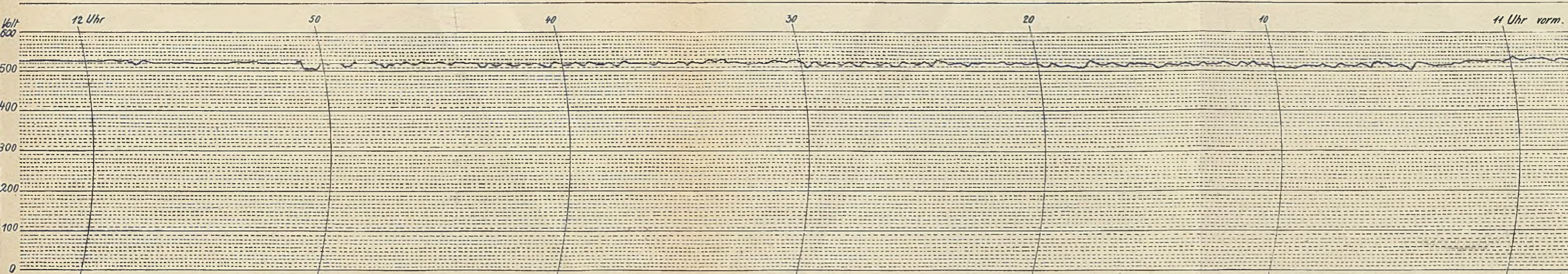


Ansicht der Zeche Zollern, Schachanlage II bei Merklind vom Eingangstore aus.

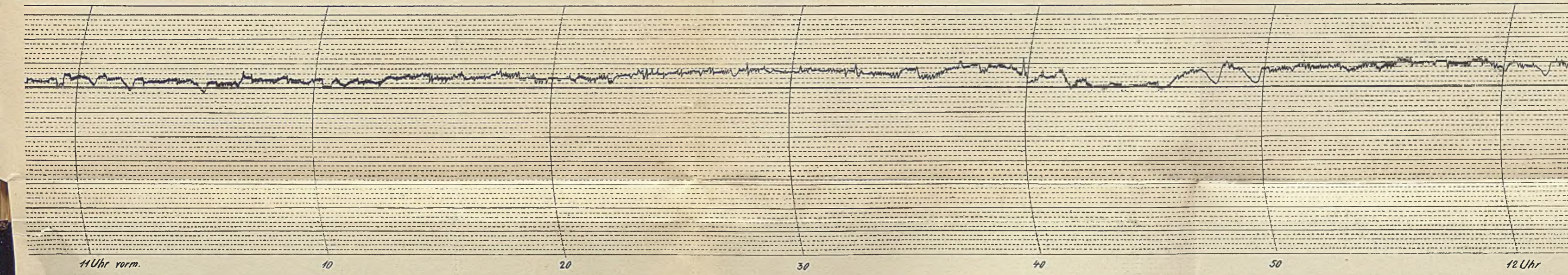




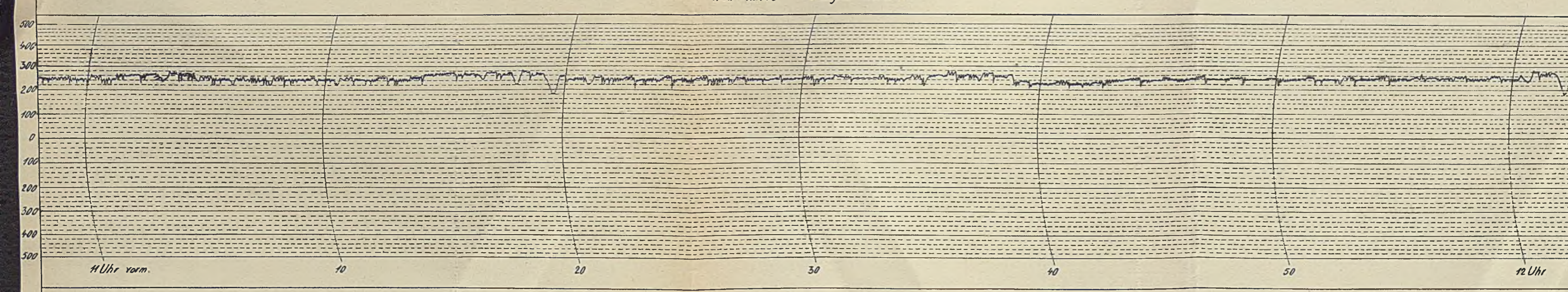
Volt-Kurve - Generator -



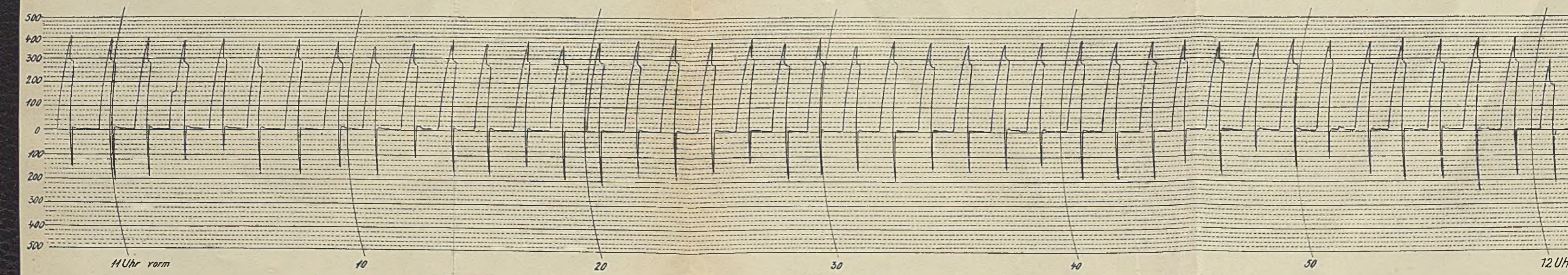
Ampère-Kurve - Generator -



Watt-Kurve - Ilgner-Motor -



Watt-Kurve - Ilgner-Dynamo -



Kurven-Aufzeichnungen der elektrisch betriebenen Fördermaschine mit Ilgner-Umformer, sowie der Dampfmaschine auf Zeche Zollern II.