

**Bezugspreis**

vierteljährlich:  
 bei Abholung in der Druckerei  
 5 M.; bei Bezug durch die Post  
 und den Buchhandel 6 M.;  
 unter Streifband für Deutsch-  
 land, Österreich-Ungarn und  
 Luxemburg 8 M.;  
 unter Streifband im Weltpost-  
 verein 9 M.

# Glückauf

## Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

**Anzeigenpreis:**

für die 4 mal gespaltene Nonp-  
 Zelle oder deren Raum 25 Pf.

Näheres über Preis-  
 ermäßigungen bei wiederholter  
 Aufnahme ergibt der  
 auf Wunsch zur Verfügung  
 stehende Tarif.

Einzelnummern werden nur in  
 Ausnahmefällen abgegeben.

Nr. 5

4. Februar 1911

47. Jahrgang

**Inhalt:**

Seite	Seite
Vorkommen und Gewinnung der an Durchbruchgesteine gebundenen Kupfererze in den Wüstengebieten des südwestlichen Nordamerikas. Reisebericht von Bergassessor Rose, Berlin (Schluß) . . . . .	181
Die Gewinnung von schwefelsaurem Ammoniak aus Steinkohlengasen und deren Reinigung nach dem Verfahren von Burkheiser, Bericht von Bergassessor O. Dobbelstein, technischem Dezernten beim Verein für die bergbaulichen Interessen im Oberbergamtsbezirk Dortmund, Essen . . . . .	194
Die Versorgung der niederrheinisch-westfälischen Hochofenwerke mit Eisenerz und die schwedische Eisenerzfrage. Von Bergassessor Dr. Krupp, Dortmund (Schluß) . . . . .	201
Markscheidewesen: Beobachtungen der Erdbebenstation der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in der Zeit vom 23.—30. Januar 1911 . . . . .	206
Gesetzgebung und Verwaltung: Schadenersatzanspruch wegen Beschädigung des Grundstücks infolge des Bergbaubetriebes auch ohne ein dingliches Recht am Grundstück, § 148 ABG. . . . .	206
Widerruflichkeit einer Kündigung, § 609 BGB. Recht des Dienstverpflichteten auf Beschäftigung § 661 BGB . . . . .	206
Volkswirtschaft und Statistik: Steinkohlenförderung im Oberbergamtsbezirk Dortmund im 4. Vierteljahr 1910. Der Versand der Werke des Stahlwerks-Verbandes an Produkten B im Dezember 1910 . . . . .	207
Verkehrswesen: Wagengestellung zu den Zechen, Kokereien und Brikettwerken in verschiedenen preußischen Bergbaubezirken. Amtliche Tarifveränderungen . . . . .	208
Marktberichte: Ruhrkohlenmarkt. Essener Börse. Vom belgischen Kohlenmarkt. Zinkmarkt. Marktnotizen über Nebenprodukte. Metallmarkt (London). Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt . . . . .	209
Patentbericht . . . . .	212
Bücherschau . . . . .	215
Zeitschriftenschau . . . . .	219
Personalien . . . . .	220

### Vorkommen und Gewinnung der an Durchbruchgesteine gebundenen Kupfererze in den Wüstengebieten des südwestlichen Nordamerikas.

Reisebericht von Bergassessor Rose, Berlin.

(Schluß)

#### 6. Der Jérôme-Bezirk in Arizona.

Geographische und geologische Verhältnisse. Nordwestlich vom Globe-Kelvin-Bezirk treten im Yavapai-Kreise bei dem Orte Jérôme weitere Kupfererz-lagerstätten von großer wirtschaftlicher Bedeutung auf, die schon seit 3 Jahrzehnten Gegenstand der Ausbeutung sind. Jérôme liegt etwa unter 112° westlicher Länge und 35° nördlicher Breite am östlichen Steilhange der die allgemeine Streichrichtung der arizonischen Gebirge einhaltenden Black Hills in 5600 Fuß = 1700 m Seehöhe und 1800 Fuß über dem breiten Tal des Verde Rivers, einem Nebenflusse des Salt Rivers. Der Ort ist durch die United Verde & Pacific-Bahn mit der Station Jérôme Junction der Santa Fé, Phönix & Prescott-

Bahn verbunden und liegt an der Nebenlinie der Santa-Fé-Hauptbahn.

Das Vorkommen ist außergewöhnlich reich und wird allein von der United Verde Copper Co., die 13 Felder von 230 acr. Größe besitzt, ausgebeutet. Die Anteile sind fast vollständig in den Händen des bekanntesten Kapitalisten aus Butte (Montana), des Senators Clark. Auf seine Anordnung werden weder Jahresberichte noch andere ausführliche Mitteilungen der Öffentlichkeit übergeben, noch wird im allgemeinen einem Außenstehenden, selbst nicht den Beamten der geologischen Landesanstalt in Washington, die Befahrung der Grube gestattet. Es war daher auch dem Verfasser bei seinem Besuche nicht möglich, die

Lagerstätte selbst in Augenschein zu nehmen; ebenso wenig waren in der Literatur durchaus zuverlässige Angaben zu finden, die über Einzelheiten des Vorkommens unterrichten könnten. Die mündlichen Angaben der Beamten waren recht unsicher, namentlich bezüglich des geologischen Verbandes, und es zeigte sich hierbei wieder die oft beobachtete Tatsache, daß sich der normale Amerikaner nur für Dinge interessiert, die in der Gegenwart und in dem engen Bereiche seines besondern Wirkungskreises liegen, um allerdings dank seiner großen Energie auf diesem Sondergebiete dann meist sehr Tüchtiges zu leisten; solange die Aufsuchung neuer Erzvorräte nicht eine drückende Notwendigkeit ist, erscheinen ihm geologischer Verband und genetische Fragen als müßige Spielerei.

Immerhin gelang es, aus mündlichen Angaben und aus eignen flüchtigen Beobachtungen das folgende allgemeine Bild der Lagerstätten zu gewinnen, das sich durch die Angaben des Copper Handbooks im wesentlichen bestätigt fand. Das Grundgebirge der »Schwarzen Berge« besteht aus Granit und kristallinem Schiefer (vermutlich identisch mit den Pinal-Schiefern der andern Erzbezirke Arizonas), denen diskordant Sedimente, namentlich Kalke unbekanntes Alters, sowie jüngere Lavadecken aufliegen. Bei Jérôme setzt eine große Verwerfung durch, die vermutlich im Zusammenhang mit einem Durchbruch dioritischen Gesteins steht, der den um etwa 1000 Fuß höher liegenden südöstlichen Schiefer in der Nähe jener Störung in zahlreichen Ästen durchtrümmert hat, ohne die darüber liegenden kalkigen Sedimente zu beeinflussen, die danach offenbar jüngeren Alters sind. In diesem bald aus Schiefer, bald aus Diorit bestehenden Gebirge treten die Erze als unregelmäßige Linsen auf, die sich insgesamt über eine Fläche von 1900 Fuß Länge und 600 Fuß Breite ausdehnen, so daß diese ganze Zone, die seitlich am Hange ausbeißt, mit geringen Unterbrechungen als mehr oder weniger vererzt betrachtet werden kann. In dem eisernen Hut dieser Zone, dessen Höhe auf 160 Fuß angegeben wurde, fanden sich an nutzbaren Metallen Gold und Silber in beträchtlichen Mengen, angeblich bis zu 18 \$ Au und 10—20 \$ Ag in 1 t Haufwerk. In dem untern Teil der Auslaugungszone stellten sich reiche Karbonate ein, die bisweilen auch in dem Ausbiß selbst auftraten; diese Karbonate führten bis zu 20 oder 30% Cu und bildeten den Übergang zu der eigentlichen Anreicherungszone, die anfangs Kupferglanz (auch Kupferindig), in größern Teufen jedoch reichlich Kupfer und derben Schwefelkies enthielt, vorübergehend auch Buntkupfererz führte. Der jetzige Bergbau bewegt sich in Teufen von 500 bis 800 Fuß unter Tage und fördert namentlich einen Schwefelkies, der oft in derben Massen auftritt und neben Kupfer auch verhältnismäßig viel Gold und Silber enthält. Der Eisen- wie der Schwefelgehalt dieser Erze ist im allgemeinen hoch und erreicht stellenweise 40% Fe bzw. S. Neben diesem Haupterz, dem sogen. »iron ore«, fördert man noch »slaty ore«, das aus Kupferkieseinsprenglingen und verkieseltem Schiefer besteht und wesentlich reicher ist als jenes. Der Zusammenhang beider Erzarten ist in der Regel so, daß der aus derbem Schwefelkies bestehende Kern einer Erzlinse von einer

Hülle von Kupferkies umgeben wird, wobei sich die Übergänge allmählich vollziehen. Das »iron ore« stellt demnach vermutlich vollkommen verkieste Dioritaufläufer dar, deren derbe Massen sekundären Anreicherungsvorgängen weniger zugänglich waren als der zertrümmerte imprägnierte Schiefer in der Nachbarschaft. Andererseits ließe sich diese Erscheinung auch ohne die Mitwirkung sekundärer Prozesse durch die Annahme erklären, daß sich die kupferreicheren Verbindungen, deren große Flüchtigkeit ja bekannt ist, früher aus dem empordringenden Magma freimachten und so in erster Linie die Imprägnationszonen bildeten, während der kupferärmere Rest der metallischen Lösungen in den Ausläufern des Magmas selbst als Schwefelkies erstarrte. Die Kupferkieseinsprenglinge im Schiefer wären dann auch als primär anzusehen, und im Vergleich zu andern Lagerstätten Arizonas müßte dann hier mit einem sehr kupfer- und edelmetallreichen Magma gerechnet werden.

Der mittlere Gehalt des »slaty ore« wurde auf der Grube mit 11 bis 12% Cu, 1 uz Ag und 40 c Au auf 1 t Erz angegeben. Der Durchschnittsgehalt der ganzen Förderung soll vor einigen Jahren nach dem Copper Handbook 5,6% Cu nebst den entsprechenden Edelmetallwerten betragen haben, liegt jetzt aber wohl noch niedriger. Durch Bohrungen soll das Niedersetzen der Erzführung auf 1800 bis 2000 Fuß Teufe, d. i. noch etwas unterhalb der Sohle des Verde-Flusses, nachgewiesen sein, mit angeblich nur langsam abnehmendem Durchschnittsgehalt an Kupfer. Es war nicht festzustellen, ob die Bohrungen hier aus technischen Gründen gestundet wurden, oder weil die Erze in dieser Teufe verarmt sind bzw. gänzlich ausgingen. Das auffällige Zusammentreffen der Stundungsteufe mit der wahrscheinlichen Lage des jetzigen Grundwasserspiegels legt die letztere Vermutung nahe. Wenn diese Vermutung richtig ist, so wäre darin ein Beweis zu erblicken, daß bei der Bildung des Kupferkieses sekundäre Vorgänge, wenn auch nicht allein die Ursache waren, so doch in einer für den wirtschaftlichen Wert des Vorkommens ausschlaggebenden Weise mitwirkten. Ich möchte die verhältnismäßig geringe Höhe der Kupferglanzzone und die starke Beteiligung des Kupferkieses an dem Aufbau der Lagerstätte in Jérôme sowie die ungewöhnliche Höhe der ganzen bauwürdigen Zone im Vergleich zu dem bisher betrachteten verwandten Vorkommen in Arizona damit erklären, daß dank der Überdeckung durch jüngere Sedimente, die an der Erzführung nicht beteiligt sind, der Prozeß der nachträglichen Anreicherung der an sich reicheren Lagerstätten in Jérôme nicht so schnell fortschreitet wie in den bisher betrachteten Bezirken. Die Überlagerung mit erzleeren Kalken schützt einen großen Teil des kupferführenden Gebirges vor der Denudation; die Sickerwasser verrichten ihre Anreicherungsarbeit daher hier unter mehr gleichbleibenden Bedingungen und ziehen tiefere Teile der Lagerstätten nur langsam in den Bereich ihrer Wirksamkeit. Infolgedessen ist die ganze Stufenfolge der sekundären Teufenunterschiede der Reihe nach hier erhalten (Auslaugungs-, Oxydations-, wiederholte Anreicherungs-, einfache Anreicherungs- und primäre Zone), und die Übergänge sind allmählich, während sich auf den bisher

betrachteten Lagerstätten, wo das kupferführende Gebirge selbst der Denudation unterworfen ist und die ursprüngliche Anreicherungszone schnell in den Bereich der Auslaugung kommt, die sekundären Teufenunterschiede im allgemeinen nur in 3 scharf voneinander geschiedene Zonen teilen lassen.

Es sei noch erwähnt, daß die ganze Lagerstätte etwa in der Mitte durch einen Aplitgang von 60 bis 70 Fuß Mächtigkeit durchsetzt wird, der Schwefelkies von 1% Cu und 1 bis 13 oz Au in 1 t führt. Dieser Gang scheint etwas jüngern Alters als der Hauptdioritdurchbruch zu sein; man gewinnt ihn wegen seines hohen Gehaltes an Kieselsäure z. T. zur Ausfütterung der Konverter.

Bergbau. Der Bergbau bei Jérôme geht bis auf das Jahr 1880 zurück. Bis zum Jahre 1885 wurde er jedoch nur auf Gold- und Silbererze im eisernen Hut der Lagerstätte geführt und schließlich wegen mangelnder Rentabilität eingestellt. Erst als Clark, gewitzigt durch Erfahrungen in Butte, wo der ergiebige Kupferbergbau sich auch erst bei zunehmender Teufe der Gruben aus dem anfänglichen Silberbergbau entwickelt hatte, im Jahre 1888 die verlassene Gerechtsame von Jérôme in seine Hand brachte, wurde die kupfererzführende Teufe erschlossen und der Grund zu einem schnell aufblühenden Kupfererzbergbau gelegt. Die United Verde Copper Co., die 13 Felder von 230 acr. Größe und ein Aktienkapital von nur 3 Mill. \$ (Nennwert der Aktien 10 \$) besitzt, soll in der Zeit von 1892 bis Ende 1907 nach dem Copper Handbook über 24 Mill. \$ an Dividende gezahlt haben, davon allein im Jahre 1899, dem Höhepunkt des Unternehmens, über 4,4 Mill. \$, also beinahe 150%.

Die Grube ist durch Stolln und Schächte abgeschlossen und weist bis zur Teufe von 1000 Fuß 10 Sohlen auf. Weitere 1000 Fuß, deren Erzführung durch Bohrungen nachgewiesen sein soll, stehen noch größtenteils unverritz an. Ein im Tal des Verde Rivers angelegter tiefer Stolln von 6600 Fuß Länge entwässert die ganze Grube. Als Abbauart muß wegen des gebräunten Gebirges meist Weitungsbau mit Gerüstzimmerung angewendet werden; jedoch verzichtet man in der Regel auf Versatz. Die Holzkosten sind in Jérôme ungewöhnlich hoch. Man zahlte 1910 für gutes Schneidholz aus Oregon 42 \$, davon 16 bis 17 \$ für Fracht; selbst minderwertiges Rundholz aus Flagstaff (Arizona), das man bei dem außerordentlichen Preise des Oregon-Holzes in den Abbauen verwendet, kostete noch 28 \$ für 1000 Boardfuß. Der technische Betrieb wird wesentlich dadurch beeinflußt, daß Teile der Gruben seit mehr als einem Jahrzehnt brennen. Ob der Brand durch Selbstentzündung des Schwefelkieses unmittelbar oder durch Feuerfängen von Holzteilen entstanden ist und dann erst auf die Erze übergriffen hat, ist zweifelhaft. Jedenfalls fand er, einmal entfacht, in dem hohen Schwefelgehalt der Erze reiche Nahrung und in der Zerklüftung des Gebirges so günstige Bedingungen zur Weiterverbreitung, daß es seitdem nicht gelungen ist, ihn zu löschen. Im Jahre 1902 hatte das Feuer sogar einen solchen Umfang angenommen, daß der Betrieb vorübergehend eingestellt werden mußte. Man wandte das Schlimmste damals dadurch ab, daß

man Kohlensäure, die aus Kalk und Schwefelsäure erzeugt wurde, zur Hängebank des Hauptschachtes leitete und von dort in die Grube fallen ließ. Dadurch wurde das Feuer wenigstens so weit zurückgedrängt, daß man die Brandherde von den übrigen Teilen des Grubengebäudes durch Dämme trennen und den Betrieb wieder eröffnen konnte. Doch auch in der Folge wurde er in einem großen Teile der Grube durch die schwefligsauren Gase und die Hitze sehr erschwert. Auch andere Gefahren blieben nicht aus. So erfolgte im Frühling 1905 nach einem wolkenbruchartigen Gewitterregen, der große Wassermengen in die Feuerzone führte, eine heftige Explosion durch plötzliche Entwicklung von Wasserdämpfen, welche die Feuertämme sprengten und im Verein mit schwefligsauren Gasen, die dadurch in großen Massen befreit wurden, die Belegschaft bedrohte, wobei 5 Bergleute den Tod fanden. Ferner ereigneten sich wiederholt Tagesbrüche, die u. a. auch den Einsturz des Verwaltungsgebäudes herbeiführten, wobei ebenfalls eine Anzahl von Angestellten umkam.

Z. Z. brennt die Grube an verschiedenen Stellen über der 7. Sohle bis zu Tage. Es brennt nur in der Nähe von Klüften, ohne daß eine merkliche Veränderung des Erzes und des Gesamtschwefelgehaltes im Haufwerk stattfindet oder gar eine Flamme zu sehen ist. Die brennenden Erzlinsen werden jetzt mit Hilfe einer regen Bewetterung durch elektrisch angetriebene blasende Ventilatoren von Einzelleistungen bis zu 50 PS, die man in den Zugangsstrecken oder am Stollnmundloch aufstellt, gewonnen; die schädlichen Gase werden dadurch in den Stoß zurückgedrängt. Außerdem besprengt man die Stöße zur Abkühlung mit Wasser und umwickelt das Dynamit in den Bohrlöchern zum Schutze gegen das Feuer mit Asbestpappe. Da trotzdem die Temperatur der Stöße oft 55 bis 60° C beträgt und die Wetter mit Wasserdampf geschwängert sind, so herrscht in diesen Abbauen immer noch eine drückende Hitze, und die Arbeit bleibt anstrengend, ungesund und gefährlich. Die Arbeiter – merkwürdigerweise sind hierbei nur geborene Spanier zu gebrauchen – arbeiten immer nur 10 min hintereinander vor Ort und ziehen sich zwischen durch auf 10 min in die Zugangsstrecken zurück. Während sonst zweimal zehnstündige Schichten üblich sind, werden hier nur achtsündige Schichten verfahren; der Lohn ist im übrigen derselbe, so daß der einzige Vorteil der Leute bei dieser gefährlichen Arbeit in der kürzern Schicht liegt. Z. Z. meiner Anwesenheit arbeitete etwa ein Drittel der 500 Mann betragenden unterirdischen Belegschaft unter diesen Verhältnissen, deren Duldung durch die Behörden nach deutschen Begriffen unverständlich ist. Die Gefährlichkeit des Betriebes ist auch einer der angegebenen Gründe, weshalb man jedem Unbeteiligten das Befahren des Bergwerkes verbietet.

Verhüttung und sonstige Angaben. Eine Aufbereitung der Erze findet nicht statt, das iron und slaty ore geben zusammen unter Zuschlag von Kalk, der in der Nähe gebrochen wird, einen der unmittelbaren Verhüttung günstigen und noch ziemlich reichen Möller. Die Möllierung erfolgt, da nur eigne Erze verhüttet

werden, lediglich nach Erfahrungsgrundsätzen; es werden weder ständige Durchschnittsproben noch genaue Abwägungen der Gemengteile vorgenommen, wie sonst auf den modernen Hütten des Südwestens. Die Lage der Hütte ist recht ungünstig; sie liegt in einem kesselartigen Taleinschnitt am Hange, mitten auf dem Ausbiß der Haupterzzone (s. Abb. 41) und ist daher nicht nur des öftern durch Tagesbrüche in Mitleidenschaft gezogen worden, sondern verhindert auch die Gewinnung des wertvollen Teiles der Lagerstätte, der noch unmittelbar unter der Hütte ansteht. Allerdings kam in der Nähe der alten Grubenöffnungen kein anderer Platz für die Hütte in Frage, da, abgesehen von diesem kesselartigen Einschnitt, das Gebirge überall steil zum Verde-Tal abfällt. Man geht jedoch jetzt mit dem Gedanken um, die Hütte an das Mundloch des Entwässerungstollns ins Tal des Verde-Flusses zu legen und den Stolln allmählich als Hauptförderstolln auszubauen. Die neuen Anlagen im Tale sollen dann wahrscheinlich mit Flagstaff (Station der Santa Fé-Hauptbahn) durch eine neue Grubenbahn verbunden werden.



Abb. 41. Ausbiß der Kupfererzlagerstätte bei Jérôme.

Die jetzige Hütte besteht aus 5 Hochöfen, von denen 4 täglich 500, einer 750 t Schmelzgut durchsetzen können, letzterer bei einem Querschnitt in der Formebene von 48 : 240 Zoll. Die Gesamtsolleistung der Hütte beträgt 2750 t täglich. Man erschmilzt einen armen Stein von etwa 30% Cu. Der Koksverbrauch beträgt nur 8 bis 9%, so daß Schwefel und Eisen offenbar bei der Wärmeentwicklung mitwirken. Die Konverterabteilung hat 6 Stände. Als Konverterfutter benutzt man außer dem Material des Aplitganges wegen seines oft hohen Edelmetallgehaltes solches aus dem eisernen Hut, das man über Tage bricht. Man hat es so in der Hand, durch Wahl des Futters nach der jeweiligen Lage des Kupfermarktes den Edelmetallgehalt des Schwarzkupfers zu regeln, indem man ihn bei niedrigen Kupferpreisen höher hält als in guten Zeiten. Im Vergleich zu andern Kupfersorten Arizonas ist er immer verhältnismäßig hoch.

Der hohe Schwefel- und Eisengehalt der Erze hat zu neuen Versuchen geführt, diese Brennstoffe besser auszunutzen. Dies soll nunmehr endgültig in einem großen Konverter geschehen, der z. Z. meiner Anwesenheit von der Patentinhaberin, der Frankfurter Metallgesellschaft, eingebaut wurde. Man gedenkt, mit einem Dauerfutter (geteerten Magnesiasteinen) Erz unmittelbar auf reichen Stein zu verblasen, der dann in dem bisher gebräuchlichen kleinen Konverter weiter zu Schwarzkupfer verarbeitet werden soll; nur zur Anheizung wird Koks gebraucht, dann dient S, später Fe als Brennstoff; die Windpressung soll dieselbe sein wie in den kleinen Konvertern (15 lb.), während sich der Grad der Anreicherung des Steins (55–75% Cu) noch aus der Praxis ergeben muß. Versuche mit diesen Apparaten liegen noch nicht vor.

Das Grubenwasser wird am Mundloch des Wasserstollns in einem Gefluter von  $\frac{1}{2}$  Meile Länge, 5 Fuß Breite und 10 Fuß Tiefe, das eine Neigung von 0,8% hat und mit einigen Erweiterungen verbunden ist, durch Eisenabfälle entkupert.

Die Kraftanlagen des Werks umfassen etwa 2600 PS, darunter einen Luftkompressor für eine Verdichtung von 6000 Kubikfuß Luft in der Minute und eine Dynamo von 350 PS. Der Betriebsdampf für das Kraftwerk wird in Stirling-Wasserröhrenkesseln erzeugt, die nach dem jeweiligen Preisstande der Brennstoffe mit Kaliforniä-Öl oder minderwertiger Gallup-Kohle aus Neu-Mexiko, die z. Z. meiner Anwesenheit nur 3 bis 4 \$/t kostete, geheizt werden. Hüttenkoks aus Dawson kostete etwa 12,75 \$. Das Betriebswasser wird 2 engl. Meilen weit in einer zehnzölligen Rohrleitung hergeleitet.

Die Erzeugung der United Verde Copper Co. betrug nach dem Copper Handbook:

Jahr	Cu lb.	Ag uz	Au uz
1899	43 995 932	?	?
1904	29 275 503	668 842	23 754
1905	32 683 951	486 041	15 915
1906	38 822 265	428 317	12 913
1907	33 015 457	356 038	11 733
1908	36 000 000	?	?

Daraus ergibt sich ein dauernder Abfall der Edelmetallproduktion bei einer seit 1904 im großen und ganzen gleichmäßigen Höhe der Kupfererzeugung (1910 monatl. 3 Mill. lb.). Diese Abnahme des Edelmetallgehaltes tritt auch in den Gesteinskosten hervor, die nach dem Copper Handbook in den günstigsten Jahren vor 1899 nur 5 c auf 1 lb. Cu nach Abzug des Gold- und Silberwertes betragen haben sollen. Jetzt machen sich die Schwierigkeiten bei der Gewinnung (Brandbekämpfung, Holzverbrauch) in den Selbstkosten immer mehr bemerkbar; auf diese sollen entfallen sein von 1904 bis 1907: 9,17, 9,27, 8,69, 10,54 c und von 1908 bis 1910 etwa 9 bis 10 c mit einer Neigung zum Steigen.

Die Belegschaft des Werkes setzt sich aus einem Völkergemisch zusammen, in dem die verschiedensten Rassen und Nationen vertreten sind. Das entlegene Jérôme galt daher z. Z., als in Arizona das öffentliche Spiel noch erlaubt war, als eines der verrufensten »mining camps« des Westens; durch die Aufhebung der

Spielhöhlen ist auch hier im allgemeinen Ordnung und Ruhe eingekehrt, wenn auch infolge des gefährlichen Betriebes junge und verwegene Gesellen unter der Arbeiterschaft stärker vorwiegen als in andern Plätzen Arizonas. Die Lohnhöhe ist dieselbe wie in Bisbee; der Hauer erhält 3,50 \$. Die Belegschaft ist im ganzen etwa 1000 Mann stark; 150 wohnen in einem großen Schlafhaus, das für 250 Personen eingerichtet ist; sie bezahlen 6 \$ wöchentlich für Mahlzeiten und 5 \$ monatlich für 1 Zimmer, wenn sie es zu zweien, 7½ \$, wenn sie es allein bewohnen.

#### 7. Andere Kupfererzfelder Arizonas.

Abgesehen von den genannten größern Bezirken findet sich in Arizona und Sonora noch eine große Zahl von Kupfererzgewinnungsstätten, namentlich in Arizona. Als wichtigster davon sei noch der Silverbell-Bezirk im Südwesten des Staates, nahe der Station Redrock der Southern Pacific, erwähnt. Erze mit ungefähr 3% Cu und niedrigem Edelmetallgehalt brechen im Porphyry und in Kalken innerhalb des Kontakthofes bei. Die Southern Arizona Smelting Co. (2 Hochöfen) erzeugte 1908 etwa 6,7 Mill. t Kupfer aus diesen Erzen.

Die alten Kupfergruben bei Prescott im Yavapay-Kreis sind zur Bedeutungslosigkeit herabgesunken; verschiedene Vorkommen im Grunde des Grand Cañon de Colorado, im Mohave-Kreis und an andern Orten werden nur vorübergehend, in den Zeiten hoher Kupferpreise, betrieben, wenn die infolge schlechter Bahnverbindung hohen Transportkosten nicht die Rentabilität ausschließen. Namentlich an solchen Bergwerken, die bei Anbruch einer Hochkonjunktur wie Pilze aus der Erde schießen, nach dem Abflauen aber wieder brachliegen, ist gerade Arizona außerordentlich reich.

#### 8. Der Bingham-Bezirk in Utah.

Den Kupfererzbezirken Arizonas und Sonoras ist in den letzten Jahren der Bingham-Bezirk in Utah ebenbürtig an die Seite getreten. Dieser Bezirk gehört dem Oquirrh Range an, einem Gebirge, das sich südöstlich vom Großen Salzsee in nordsüdlicher Richtung erstreckt. Es ist bei geringer Breite etwa 30 engl. Meilen lang und erreicht Höhen von 7000 Fuß und mehr, die sehr steil aus dem Becken des großen Salzsees aufsteigen und von engen Cañons durchschnitten sind, sodaß die Landschaft einen außerordentlich schroffen und wilden Charakter trägt. Das Gebirge wird in der Mitte durch einen tiefen Paß sowie den Butter field Cañon im Osten und den Tooele Cañon im Westen geteilt. Der erzführende Bezirk gehört der nördlichen Hälfte an und wird der Länge nach durch den tiefen Bingham Cañon von Süden nach Norden durchschnitten, an dessen Hängen bzw. in dessen Seitentälern die einzelnen Bergwerke liegen. Die Gruben sind durch eine Zweigbahn der Rio Grande Western Rd. (die mit der Denver & Rio Grande-Eisenbahn identisch ist) über Bingham Junction mit Salt Lake City und der Hauptlinie verbunden.

Das Oquirrh-Gebirge ist aufgebaut<sup>1</sup> von einer über 10 000 Fuß mächtigen paläozoischen Schichtenfolge

<sup>1</sup> vgl. Boutwell: Econ. Geol. of the Bingham mining district (Utah) Prof. paper 38.

von Quarziten und Kalken, die teilweise kambrischen, größtenteils jedoch karbonischen Alters und zu einer Mulde zusammengestaucht sind, die rechts und links von 2 Sätteln begleitet wird und diagonal zum Verlauf des Gebirges von Südosten nach Nordwesten streicht. Charakteristisch bei den Sedimenten ist, daß die Quarzite sehr stark überwiegen und die Kalke nur Zwischenlagen darstellen, die auch im Streichen und Fallen nur wenig aushalten, vielmehr bald in Kalksandstein und schließlich in Quarzite übergehen, eine Erfahrung, die auch in andern Gebieten dieser geographischen Breite bemerkt worden ist und auf ein tiefes, aber wenig ausgedehntes Meeresbecken z. Z. der Ablagerung dieser Schichten schließen läßt. Der nördliche, die Lagerstätten bergende Teil des Gebirges (s. Abb. 42), der sich durch diese Erscheinung besonders auszeichnet, ist ferner in so ausgedehntem Maße von Durchbrüchen betroffen worden, daß die eruptiven Gebilde jetzt einen größern Raum an der Oberfläche einnehmen und stärker an dem Aufbau des Gebirges beteiligt sind als die Sedimente. Man unterscheidet zwei Eruptionsperioden; die erste, zwischen das karbonische und das tertiäre Zeitalter fallend, entwickelte ausgedehnte Stöcke eines granitischen Magmas, vornehmlich von Monzonitporphyry, während die zweite, vermutlich jungtertiäre Periode ausgedehnte Andesitlaven hervorbrachte. Es werden 3 Faltungsperioden unterschieden, von denen die erste der Eruption des Porphyry vorherging, während die beiden letzten ihn nicht betroffen haben.

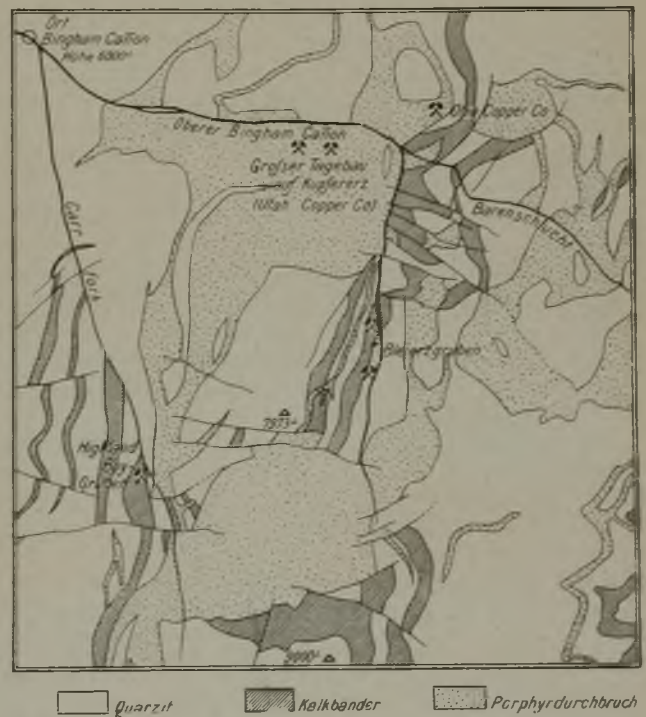


Abb. 42. Geologische Übersicht über den Grubenbezirk am oberen Bingham Cañon und Carr Fork (Utah).

Die Erzlagerstätten treten auch in diesem Bezirk in enger Verbindung mit den Durchbruchgesteinen, u. zw. mit dem Granitporphyry, auf; sie bestehen aus echten Gängen, kontaktmetamorphen Stöcken im Kalk und Imprägnationen des Porphyry selbst. Das primäre

Haupterz ist kupferhaltiger Schwefelkies. Unter den sekundären Erzen sind Kupferkies und Kupferglanz jetzt die wichtigsten Fördererze, während Malachit und Kupferlasur nur in dem Vorkommen im Kalk häufiger auftreten. Buntkupfererz findet sich in Gesellschaft von Kupferkies, Kupferschwärze in der von Kupferglanz; Antimonfahlerz ist ziemlich verbreitet, Rotkupfererz und Enargit sind jedoch ebenso wie Kupferindig und gediegenes Kupfer selten. Der Goldgehalt der Erze ist gering, der Silbergehalt verschwindend. Im Gegensatz zu Arizona und Sonora findet sich aber neben den Kupfererzen nicht nur Zinkblende in beträchtlicher Menge, sondern auch silberhaltiger Bleiglanz. Die näheren Umstände führen jedoch zu der Annahme zweier verschiedener Erzgenerationen, da die Kupfererze enger an den Porphyry gebunden sind und in allen 3 Lagerstättenformen auftreten, während die Silber-Bleierze mit dem größten Teil der Zinkblende fast nur auf echten Gängen auftreten, welche die ganze Schichtenreihe einschließlich des Porphyry durchbrechen, so daß sie jedenfalls später, wahrscheinlich aber nur als Nachwirkung der granitischen Eruptionen entstanden sind. Schon infolge ihrer Beschränkung auf mehr oder weniger schmale Gänge, die nur dort, wo sie Kalk durchbrechen, dank sekundärer Verdrängungsvorgänge auswuchern, treten diese Silber-Bleierze an Menge und Bedeutung völlig hinter den Kupfererzen zurück.

Von den eigentlichen Kupfererzvorkommen spielen die echten Gänge gegenüber den andern Lagerstätten keine Rolle. Die kontaktmetamorphen Bildungen im Kalk wurden hier wie in Arizona früher lediglich oder doch vorwiegend als Verdrängungsbildungen aufgefaßt, während neuere Aufschlüsse und mikroskopische Untersuchungen des benachbarten Kalkes inzwischen gezeigt haben, daß der Kontaktwirkung eine ursächliche Bedeutung bei der Vererzung beizumessen ist; allerdings scheint die Kontaktmetamorphose hier nicht so ausgesprochen zu sein wie in Morenci, Cananea und Bisbee, da sich im Kalk dieser Lagerstätten nur wenig Granat und andere Kontaktminerale fanden; die Umwandlung bestand hier vornehmlich nur in einer Marmorisierung des Kalkes.

Die Bedeutung der metasomatisch weiter gebildeten Kontaktstöcke im Kalk ist durch die Entdeckung der Kupfererzvorkommen im Porphyry selbst neuerdings weit in den Schatten gestellt worden. Diesen porphyrischen Erzen im Bingham Cañon verdankt Utah erst das schnelle Aufblühen seiner Kupfererzeugung seit einigen Jahren. Die Lagerstätten finden ihre Hauptentwicklung in dem großen Porphyry-Lakkolithen, der den mittlern Teil des Bingham Cañons einnimmt, u. zw. zeigen sich die Erze im allgemeinen über die ganze Lakkolithenmasse fein verteilt, derart, daß zwar in Störungszonen eine stärkere Erzansammlung stattfindet, ohne daß jedoch eine gangartige Anordnung hierbei hervorträte, wie das auf den meisten porphyrischen Lagerstätten Arizonas und Sonoras ausgesprochen der Fall ist. Die Erze bilden allerdings neben ganz unregelmäßigen körnigen Einsprenglingen mit Vorliebe Ansätze auf feinen Klüften des Porphyry, doch zeigen letztere

keinerlei gesetzmäßige Anordnung, sondern ziehen sich als wirres Netz durch das Gestein. Während das auffällige Gebundensein der meisten porphyrischen Kupfererze in Arizona und Sonora an Gangschwärme damit erklärt wurde, daß sich in dem erstarrenden Porphyry der obern Regionen Kontraktionsspalten bildeten, die durch kupferführende Emanationen aus dem gleichen noch feurig flüssigen Magma der Teufe gefüllt wurden, weist die regellose Verbreitung der Erze im Bingham-Porphyry darauf hin, hier eine gleichzeitige Entstehung des Erzes mit dem Porphyry durch magmatische Ausscheidung anzunehmen. Boutwell möchte zwar mit Rücksicht darauf, daß sonst so ausgedehnte magmatische Ausscheidungen von Kupfererzen nicht bekannt sind, auch hier nicht an eine solche Entstehung glauben, sondern nimmt an, daß heiße wässrige Lösungen als Nachwirkung der Eruption den bereits erstarrten Porphyry von unten durchdrangen; Schwefelkupfer und Gold, das sie in Lösung führten, sollen dann mit dem Eisen des im Porphyry von Anfang an enthaltenen Magnetitsteins den güldischen kupferhaltigen Schwefel- bzw. Kupferkies gebildet haben. Zu dieser Annahme führt ihn auch die starke Sericitisierung des Porphyry. Der Verfasser möchte demgegenüber doch eine Entstehung der Erzführung durch magmatische Aussonderung für wahrscheinlicher halten, da die heißen Lösungen Boutwells wohl mehr auf dem Wege des geringsten Widerstandes vorgedrungen wären, also zu mehr gangartigen Vorkommen, wie in Arizona, geführt haben würden, anstatt die ganze Masse des Porphyry zu durchdringen. Selbstverständlich haben auch hier sekundäre Anreicherungsvorgänge durch Sickerwasser eine große Rolle gespielt; sie veranlaßten die Bildung der reichen Sulfide und konzentrierten das Erz vorzugsweise auf den Klüften des Gesteins und namentlich dort, wo größere Störungszonen durchsetzen; je gestörter und veränderter der Porphyry, desto besser auch hier die Erzführung.

Der Kupfergehalt der Erze ist im Bingham-Bezirk allgemein sehr niedrig. Die ältern Ganggruben erreichten noch die reichsten Durchschnitte mit etwa 6,5% Cu; die metasomatischen Kontaktlagerstätten im Gestein zeigten von Anfang an verhältnismäßig niedrige Gehalte; Boutwell gibt noch 3,3% Cu als Durchschnitt dieser Erze an, die sich inzwischen nach der Teufe zu noch wesentlich verschlechtert haben, so daß der Durchschnitt für das Jahr 1908 nur noch mit 2,08% Cu und 3,83 \$ Au angegeben wird. Noch geringer ist der Gehalt der magmatischen Ausscheidungen im Porphyry. Die Durchschnittsgehalte schwanken hier zwischen 1½ und 2% Cu nebst wenig Gold und betragen bei den Fördererzen der Utah Copper Co. im Jahre 1910 nur 1,55% Cu. Auch dieser Durchschnittsgehalt der Erze wird nur in der Anreicherungszone erzielt, an deren Zusammensetzung Kupferglanz wesentlich beteiligt ist; diese Zone ist allerdings im allgemeinen über 300 Fuß mächtig, und darin sowie in der großen wagerechten Verbreitung des Erzes in dem Bingham-Lakkolithen liegt die wirtschaftliche Bedeutung dieses Vorkommens und ist ein Ausgleich für den geringen Gehalt der Erze gegeben.



Abb. 43. Das Bergwerkseigentum der Utah Copper Co. im Bingham-Bezirk.

Bergbau. Der Bergbau im Bingham Cañon befindet sich in den Händen einer ganzen Reihe von Gesellschaften. Nachdem jedoch die Utah Copper Co. (s. Abb. 43) mit der Boston Consolidated Copper Co. vereinigt ist, erzeugt diese Gruppe allein etwa 70% der genannten Kupfermenge im Bezirk. Die nächstgrößte Gesellschaft, die Utah Consolidated Copper Co., baut vornehmlich auf kontaktmetamorph-metasomatischen Bildungen im Kalk bzw. Quarzit; da jedoch diese Vorkommen, namentlich die des wichtigsten Bergwerks, der Highland-Boy-Grube, ihrer baldigen Erschöpfung entgegensehen, so gilt die Rolle dieser Gesellschaft als ziemlich ausgespielt, soweit ihre Felder im Bingham Cañon in Frage kommen. Von geringerer Bedeutung sind die Ohio Copper Co. und die Tintic Mining & Smelting Co. mit der Yampa-Grube und -Hütte.

Während die kleinern Gesellschaften ihre Erze durchweg unterirdisch gewinnen und größtenteils mit

erworbenen Felde der Boston Consolidated Copper Co. kommen noch einige weitere hinzu. Diese Gesellschaft war schon im Jahre 1906 als erste im Bingham-Bezirk mit Tagebau vorgegangen, hatte ihn aber, da ihr Feld sich dafür als zu klein erwies, zugunsten des Kammerbruchbaues, dessen Grundzüge gleichfalls schon w. o. auf S. 11 geschildert wurden, wieder aufgegeben. Von diesen Versuchen rühren noch die alten Sohlen her, die oben am Berge zu sehen und jetzt wieder in Betrieb genommen sind. Nunmehr, wo das Feld mit dem der Utah Copper Co. vereinigt ist, ist die Ausdehnung des Tagebaues über den ganzen Berghang natürlich wirtschaftlich, da die Verhältnisse durchweg dieselben sind, im besondern der eiserne Hut, den Oberflächenformen hier ziemlich genau folgend, eine annähernd gleiche Mächtigkeit von 70 Fuß beibehält. Die gesamten Gewinnungskosten im Tagebau sollen nach mündlichen Angaben der Beamten nur 18 c gegenüber 90 c auf

1 t Erz bei dem Kammerbruchbau der Boston-Gesellschaft betragen. Wie sich noch zeigen wird, läßt sich diese Angabe jedoch mit dem des Jahresberichts nicht in Einklang bringen; mindestens sind die Kosten des Abraums und der Untersuchungsarbeit nicht darin enthalten.

Erheblich mächtiger ist die Auslaugungszone jedoch am östlichen Berghange; hier wird daher der unterirdische Betrieb (Blockbruchbau) beibehalten (s. Abb. 44), zumal der Quarzit hier zungenartig von Süden in den Porphyr hineinragt (s. Abb. 43) und die Angriffsfläche für die Bagger sehr verringern würde. Man benutzt diesen Berghang daher jetzt zum Haldensturz, indem der Abraum der einzelnen Sohlen talaufwärts

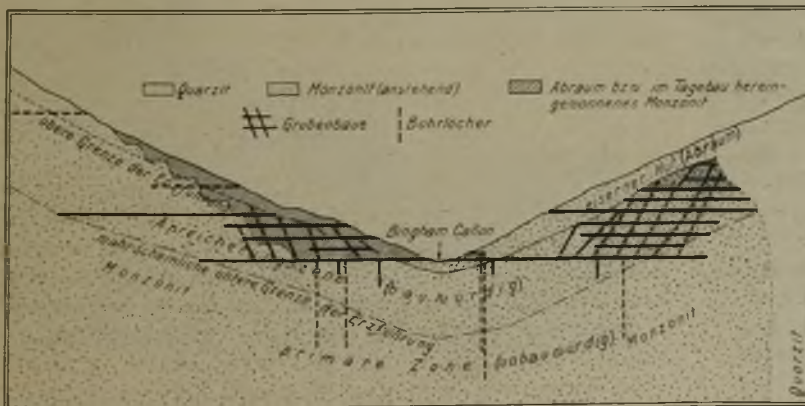


Abb. 44. Abbau der Utah Co.



Abb. 45. Der Tagebau der Utah Copper Co.

auf hohen Holzbrücken von der westlichen auf die östliche Talseite übergeführt wird.

Da dieses Erz in dem östlichen Hange jedoch als Reserve zurückgehalten wird, stammt die ganze Förderung in Höhe von etwa 12 500 t täglich, abgesehen von Untersuchungsarbeiten, z. Z. aus dem Tagebau. Es wurde schon in dem allgemeinen Teil darauf hingewiesen, daß die Steilheit des Berghanges (15–30°) eine große Anzahl von Baggern bedingt, da es zu zeitraubend und kostspielig wäre, die Maschinen von einer Sohle zur andern zu befördern. Z. Z. meiner Anwesenheit im Mai 1910 waren daher in dem alten Tagebau der Utah Copper Co. allein 11 Löffelbagger tätig, in dem der Boston Consolidated Copper Co. 4 weitere. Von diesen 15 Baggern diente die Mehrzahl lediglich zum Abräumen; ihre Größe ist verschieden, vorherrschend ist die Marion-Bauart von 95 t Gewicht (Kohlenverbrauch  $2\frac{1}{2}$  t in 10 st), deren Löffel  $3\frac{1}{2}$  Kubikyard faßt. Auf den untern Sohlen wird das Haufwerk gleich in Eisenbahnwagen von 50 t geladen, auf den obern zunächst in Kippwagen. Letztere werden nördlich vom Tagebau im Carr Creek zu einem Bremsberg gefahren, der an den einzelnen Sohlen mit großen Vorratstaschen

überbaut ist (s. Abb. 46); in diese wird das Haufwerk hineingekippt, um weiterhin von großen Bremswagen zu Tal und schließlich in einen großen Stahlblechbehälter gebracht zu werden, aus dem es die Eisenbahn entnimmt (s. Abb. 47).

Zu Ende des Jahres 1909 waren nach dem Jahresbericht im ganzen 32 eigne Dampflokomotiven in Betrieb, die 291 Kippwagen beförderten, abgesehen von den Lokomotiven und Wagen der Rio Grande Western-Eisenbahn. Im Jahre 1909 wurden 1 526 000 Kubikyards abgeräumt, d. i. über 127 000 in einem Monat. Bis zum Jahresschluß waren insgesamt abgeräumt 3 232 000 Kubikyards, die sich auf 37 acr. verteilten, von denen 16,4 acr. bis auf die Anreicherungszone völlig freigelegt und z. T. schon in Abbau genommen waren. Bei einer Gesamtbelegschaft von etwa 4 000 Mann betrug die tägliche Förderung im Sommer 1910 etwa 12 500 t. Im eigentlichen Felde der Utah Copper Co. waren bis Ende 1909 nach dem Jahresbericht 104 acr. als wahrscheinlich erzführend nachgewiesen. Die Erzreserven in diesen Feldern betrug damals angeblich 90 Mill. t über der Talsohle, davon waren 50 Mill. t sicher durch Aufschlüsse nachgewiesen, deren Durch-



Abb. 46. Überbau mit Vorratstaschen am Bremsberg des Tagebaues der Utah Copper Co.



Abb. 47. Verladung am Fuße des großen Bremsberges im Carr Creek (Bingham Cañon, Utah).





Abb. 48. Die neue »Magna«-Aufbereitungsanlage der Utah Copper Co.

schnittsgehalt  $1\frac{3}{4}\%$  betragen soll. Danach wäre, falls diese Reserven tatsächlich vorhanden und gewinnbar sind, der Baggerbetrieb bei Innehaltung der jetzigen Förderung auf mindestens 15 Jahre gesichert. Diese Zahlen sind jedoch mit Vorsicht aufzunehmen, da sie wahrscheinlich viel zu günstig gegriffen sind. Im besondern gilt dies auch von dem Erzgehalt. Denn jenem im Jahresbericht für die Erzreserven in Ansatz gebrachten Durchschnittsgehalt von  $1\frac{3}{4}\%$  Cu steht ein tatsächlicher Gehalt der Förderung von  $1,55\%$  Cu im Mai 1910 gegenüber. Wenn dieser niedrige Durchschnitt auch damit erklärt wurde, daß infolge des steilen Hanges der eiserne Hut sich nicht rein abräumen lasse, ein beträchtlicher Rest davon also mit in die Förderung gehen müsse — ein Zustand, der sich mit zunehmender Abräumung verbessern werde —, so wird man doch nicht fehlgehen, in dieser Abnahme keine vorübergehende Erscheinung, sondern ein gesetzmäßiges Sinken des Erzgehaltes auch innerhalb der Anreicherungszone zu sehen. Auch ist es ausgeschlossen, alle Erzreserven mit Baggern zu gewinnen, da für die Gleise und Betriebsgebäude Sicherheitspfeiler stehen bleiben müssen und auch in den Böschungen viel Erz verloren geht. Bemerkenswert ist, daß die Utah Copper Co. von verschiedenen Seiten, namentlich von dem Herausgeber der in Salt Lake City erscheinenden Zeitschrift »Mines and Methods«, heftig angegriffen wird, weil man behauptet, der Jahresbericht gäbe zu hohe Zahlen für die gewinnbaren Erzreserven und zu niedrige für die Produktionskosten an, um den Preis der Anteile hinaufzutreiben, so daß die Utah Copper Co. ihre Überschüsse weniger durch Erzverkäufe als durch Kursgewinne bei der Ausgabe noch zurückbehaltener Anteile erziele.

**Aufbereitung.** Die Bingham-Erze sind, soweit sie dem Porphyrtypus entstammen — also jetzt der ganz überwiegende Teil der Förderung — aufbereitungsbedürftig. Die Aufbereitung erfolgt z. T. in der Nähe der Gruben in kleinen altern Wäschen, so in denen der Ohio Copper Co. und der Yampa-Grube sowie in der Copperton-Wäsche der Utah Copper Co. Diese treten jedoch vollständig zurück gegen die beiden neuen gewaltigen Aufbereitungen der Boston Consolidated Copper Co. und der Utah Copper Co., die am Abfall des Oquirrh-Gebirges nach dem Großen Salzsee in der

Nähe der Kolonie Garfield und der Garfield-Hütte der American Smelting & Refining Co. liegen (s. Abb. 48). Die Erze gelangen dorthin mit der Rio Grande Western-Bahn über Bingham Junction. Um diesen Umweg zu sparen und sich von jener Eisenbahngesellschaft unabhängiger zu machen, plant die Utah Copper Co. eine eigne unmittelbare Verbindung der Gruben und Wäschen.

Die neue »Magna«-Wäsche der Utah Copper Co. ist für eine Solleistung von 6000 t in 24 St gebaut, doch ist ihre Leistungsfähigkeit bereits auf 9–10 000 t gesteigert worden, u. zw. ohne Erweiterung der Zerkleinerungsapparate nur durch nachträglichen Einbau von Garfield-Herden. Diese Wäsche kann daher wohl mit Recht als die größte der Welt bezeichnet werden. Wegen der feinen Verteilung der kupferhaltigen Mineralien im Haufwerk wird dieses von vornherein fein zerkleinert und nur auf Sand- und Schlammherden verwaschen. Der Gang der Aufbereitung in seinen Grundzügen ist aus dem Stammbaum in Abb. 49 ersichtlich; erläuternd sei hierzu folgendes bemerkt:

Das Grobbrechwerk ist in Verbindung mit den Hauptvorratsbehältern in einem besondern Gebäude untergebracht und zerfällt in 4 Einheiten. Die Vorratsbehälter für die Fördererze fassen 23 000 t. Die vier Steinbrecher (Kegelquetschen) von  $2\frac{1}{2}$  Zoll Öffnung und je 4000 t täglicher Leistungsfähigkeit sind auf die beiden Enden der Behälterreihen verteilt. Nach Möglichkeit werden nur die unmittelbar über den Brechern liegenden Behälterabteilungen benutzt, aus denen das Haufwerk jenen über einen  $1\frac{1}{2}$  Zoll breiten Rost ohne weiteres zurückschütet. Die mittlern Behälter dienen mehr zur Reserve; z. Z. meiner Anwesenheit wurde etwa  $\frac{1}{3}$  des Haufwerks aus diesen Abteilungen entnommen und den Brechern mittels elektrisch bedienter Wagen zugefahren. Die Bedienung der Schützen an den Entladeschnauzen erfolgt mit Druckluft.

Die Feinerzbehälter am Kopfe der Hauptwäsche, die das vorgebrochene Haufwerk aufnehmen, fassen zusammen 7000 t. Die Hauptwäsche umfaßt das Feinzerkleinerungshaus und 3 Herdflore unter einem Dach und zerfällt in 12 gleiche Einheiten, von denen jede mit einem Feinwalzwerk zur ersten und 3 Kollergängen zur endgültigen Feinzerkleinerung ausgerüstet ist. Anfangs wurde das gesamte Walzgut sofort den Kollergängen übergeben; dadurch, daß man zwischen Walzen

und Kollergänge später Siebe und für das Siebfeine Garfield-Herde zwischenschaltete, ist zugleich mit einer Verbesserung des Ausbringens die erwähnte Steigerung

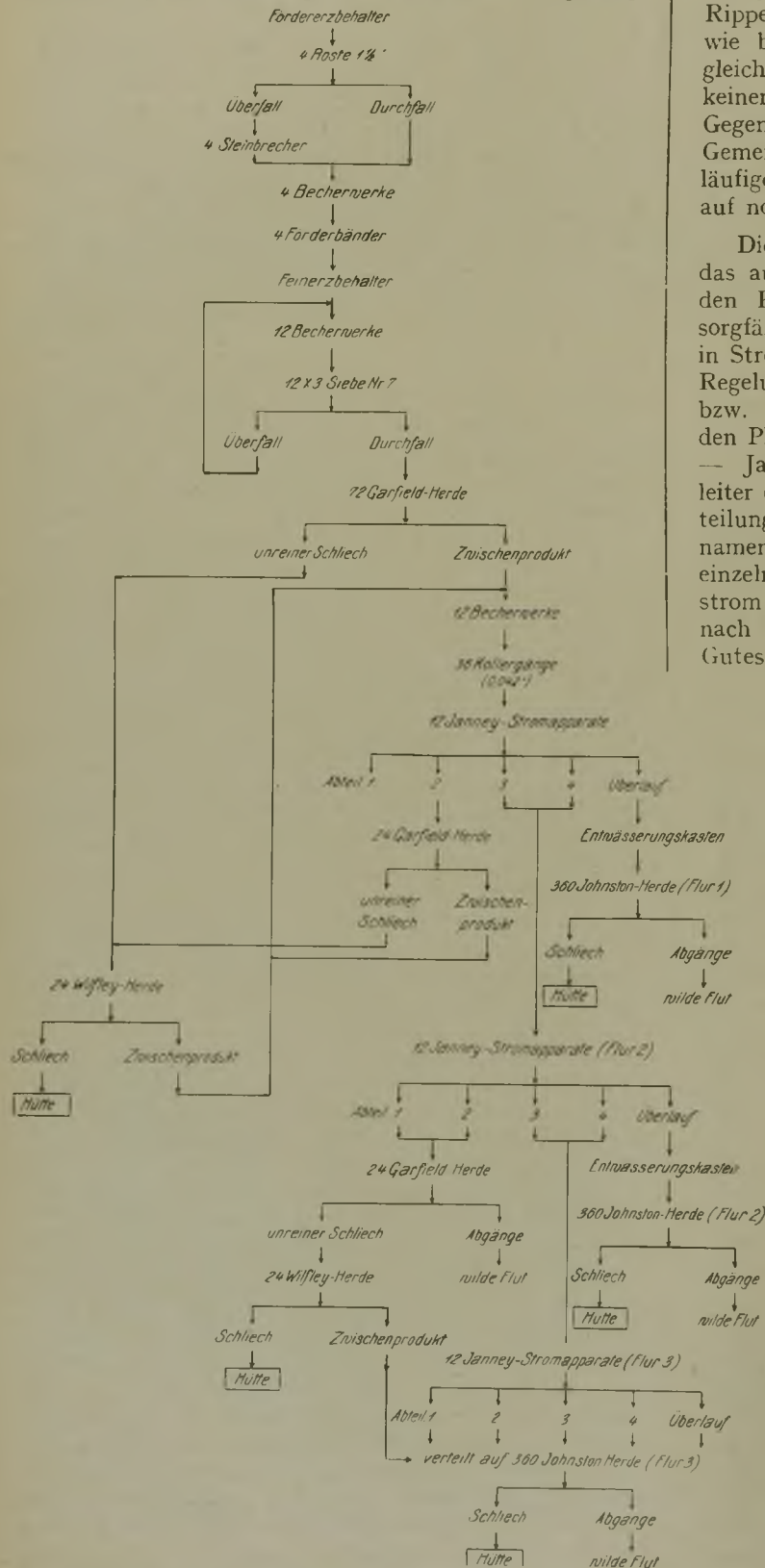


Abb. 49. Stammbaum der Magna-Aufbereitung.

der Produktion im wesentlichen erreicht worden. Die Garfield-Herde stellen eine Abart der Wilfley-Herde für gröbere Sande dar, derart, daß starke erhabene Rippen über die ganze Herdfläche laufen, die — ähnlich wie bei einem Deister-Herd — den groben Schliech gleich seitlich austragen. Diese Herde machen aber keinen fertigen Schliech, da hier der grobe Schliech im Gegensatz zum Deister-Herd noch durch grobe taube Gemengteile verunreinigt ist; sie besorgen nur eine vorläufige Aussonderung des gröbern Kornes, das alsdann auf normalen Wilfley-Herden nachgewaschen wird.

Die Eigenart der eigentlichen Schlammwäsche, der das auf 0,042 Zoll Korngröße feingemahlene Gut von den Kollergängen übergeben wird, beruht auf einer sorgfältigen wiederholten Klassierung des Schlammes in Stromapparaten, verbunden mit einer fortwährenden Regelung der Dichtigkeit der Trübe in Entwässerungs- bzw. Verdickungskasten, bevor die Verwaschung auf den Planherden beginnt. Die benutzten Stromapparate — Janney mechanical classifier, die dem Betriebsleiter der Wäsche patentiert sind — bestehen aus 4 Abteilungen von zunehmender Größe, deren Besonderheit namentlich darauf beruht, daß in den Spitzen der einzelnen Abteilungen ein intermittierender Wasserstrom aufsteigt, der den hier erfolgenden Austrag des nach den Gesetzen der Gleichfälligkeit vorklassierten Gutes in Zwischenräumen von wenigen Sekunden auf Augenblicke unterbricht. Dadurch wird das Gut vor dem Austrag noch einmal aufgewirbelt, die leichtesten Schlammteilchen werden ausgesondert und in die nächste Abteilung weiter getrieben, wo sich derselbe Vorgang wiederholt. Das Austragrohr besteht in seinem Anfange aus Glas; der Vorgang läßt sich daher ständig beobachten und durch stärkere und schwächere Einstellung des Wasserstromes regeln. Während von den 24 Stromapparaten auf den beiden oberen Fluren nur der Überlauf zu den Planherden geht, das gröbere Gut aber noch einmal in den Kollergängen nachgemahlen bzw. den Garfield-Herden übergeben wird, wird die in den untersten 12 Apparaten klassierte Trübe, die nur noch mehr oder weniger feine Schlämme enthält, ohne Ausnahme gruppenweise auf Johnston-Planherden (einer Art Frue Vanner) verwaschen. Im ganzen sind 1104 Planherde vorhanden, die sich auf die 3 Flure verteilen. Der Kraftverbrauch der Wäsche beträgt etwa 8500 PS, die Belegschaft etwa 800 Mann; die mit der Wäsche verbundene Pumpenanlage hat eine tägliche Leistungsfähigkeit von 10 500 Gall.

Die benachbarte ältere »Arthur«-Wäsche der Boston Consolidated Copper Co., die für eine Solleistung von 3000 t in 24 st gebaut und nunmehr auch in den Besitz der Utah Copper Co. übergegangen ist, weist dagegen eine viel einfachere Einrichtung auf. Die Brech- und Grobwalzanlage ist ganz ähnlich. Aus den Feinerzbehältern gehen die Erze jedoch unmittelbar einem

Pochwerke von 312 Stempeln zu je 1500 lb. Gewicht zu, die das Gut durch ein Sieb von 0,0205 Zoll Lochweite pochen. Der weitere Gang ist im allgemeinen folgender: Die Herdwäsche zerfällt in 13 Einheiten, von denen je 2 immer durch einen Motor angetrieben werden. Jede Einheit enthält 24 Wilfley-Herde (zusammen 312), die den ersten Flur in 4 Reihen einnehmen. Die Pochtrübe läuft in 13 Spitzkasten einfacher Bauart, die den Niederschlag den beiden obern, den Überlauf nach gehöriger Verdickung den beiden untern Reihen der Wilfley-Herde übergeben. Diese Herde stellen her: 1. fertigen Schliech, 2. Zwischenprodukte, die auf 13 weitem Wilfley-Herden (einer auf 1 Einheit) nachgewaschen werden, 3. grobe Abgänge in die wilde Flut, 4. Trübe. Letztere geht dann nach Durchlaufen von Entwässerungskasten, in denen sie die richtige Dichtigkeit erhält, zu 80 Johnston-Planherden auf dem 2. (untersten) Flur. Diese machen fertigen Schliech und Abgänge, die ohne weiteres in die wilde Flut gehen. Der Kraftverbrauch dieser Wäsche beträgt etwa 3000 PS, die Belegschaft etwa 300 Mann.

Ein vergleichender Versuch der beiden Wäschen, der mit gleichen Erzen zu Anfang des Jahres 1910 während eines Monats vorgenommen wurde, soll zugunsten der Magna-Wäsche ausgefallen sein. Bei dem Versuch leistete diese etwa 9000 t, die Arthur-Wäsche etwa 3000 t im täglichen Durchschnitt, entsprechend also einem Verhältnis von 3:1. Dagegen verhalten sich die von den Hauptwäschen eingenommenen Bodenflächen nur wie 7:4,5, während die Länge beider Anstalten etwa dieselbe ist; d. h. die 312 Pochstempel der Arthur-Wäsche verlangen ein ebenso langes Gebäude wie die 36 Kollergänge, trotzdem sie nur den 3. Teil leisten. Dabei brauchte das Pochwerk (auf 1 Stempel  $4\frac{1}{2}$  PS) verhältnismäßig erheblich mehr Kraft als die Kollergänge, nämlich 0,47:0,34 PS auf 1 t Erz; namentlich verlangt es aber verhältnismäßig mehr Bedienung und Reparaturen. Die gesamten Aufbereitungskosten auf 1 t belaufen sich bei der Magna-Wäsche auf 38, bei der Arthur-Wäsche auf 51 c, während das Ausbringen im ersten Falle 68,5, im zweiten Falle nur 63,7% betrug, wobei jedesmal ein Erz von 1,55% Cu auf Schliech von durchschnittlich 26% Cu angereichert wurde. Die höhern Kosten bei der Arthur-Wäsche werden von der Verwaltung den Pochwerken zur Last gelegt, das geringere Ausbringen der weniger sorgfältigen Klassierung der Trübe zugeschrieben.

Das Kraftwerk nahe der Magna-Wäsche erzeugt insgesamt 13 000 PS. Es sind 2 Drehstromgeneratoren zu 1500 und 3 zu 2 250 KW vorhanden; erstere werden unmittelbar angetrieben durch Allis Chalmers-, letztere durch Nordberg-Verbundmaschinen, beide mit Corlißsteuerung und Kondensation. Das Kesselhaus umfaßt 20 Heine-Wasserröhrenkessel von je 600 PS Leistung bei 175 lb. Dampfdruck. Das Kraftwerk liefert die Kraft für die Magna- und Copperton-Wäsche, während die Arthur-Wäsche ihren Kraftbedarf von den 100 engl. Meilen entfernten Werken der Telluride Co. bei Provo (Utah) bezieht.

Die Utah Copper Co. erzeugte nach dem letzten Jahresbericht in ihren beiden ursprünglichen Auf-

bereitungen, der Magna- und Copperton-Wäsche, einschl. des unmittelbar zur Hütte gegangenen Erzes im Jahre 1909 51,7 Mill. lb. Cu, 20 862 uz Au und 198,943 uz Ag.

Die Gesamtkosten für Bergbau und Aufbereitung außer denen für Transport und Hüttenabzüge betragen hierbei 94,43 c auf 1 t Erz, wobei zu bemerken ist, daß im Jahresdurchschnitt 1909 noch 13% des Erzes unter Tage gewonnen wurden. Während des letzten Teils des Jahres, in dem nur Tagebau betrieben wurde, sanken jene Kosten auf 80 c für 1 t Erz. Zieht man von dieser Summe 38 c für Aufbereitung ab, so bleiben noch 42 c für den Bergbaubetrieb. Da nun nach dem Jahresbericht etwa 9 c auf Untersuchungsarbeiten entfallen, so würden immer noch 33 c als Kosten des gesamten Baggerbetriebes zurückbleiben gegenüber 18 c nach den mündlichen Angaben.

Verhüttung. Der Kupferhüttenbetrieb bei Salt Lake City hat in den letzten Jahren wesentliche Einschränkungen dadurch erfahren, daß es den Farmern kraft ihres ältern Rechtes gelungen ist, nach jahrelangem Streite die 3 Kupferhütten im Utah-Tal aus dem Felde zu schlagen, eine Entscheidung, die man im Interesse dieser durch den Fleiß der Mormonen geschaffenen blühenden Oase in der Wüste angesichts der ungeheuern Rauchschäden durch amerikanische Kupferhütten nur begrüßen kann. Z. Z. meines Besuches war daher, abgesehen von der kleinen Yampa-Hütte am Ausgang des Bingham Cañons, die mit 2 Hochöfen nur Stein darstellt, in der Nachbarschaft von Salt Lake City nur eine Kupferhütte, nämlich die Garfield-Hütte, der American Smelting & Refining Co. in Betrieb, während weiter südlich im Pine Cañon des Oquirrh-Gebirges (Tooele-Kreis) eine Kupferhütte der International Smelting Co. im Bau war, aber noch im Jahre 1910 angeblasen werden sollte.

Die Garfield-Hütte liegt an der Garfield-Bucht im Süden des Großen Salzsees dort, wo das Oquirrh-Gebirge an ihn herantritt. Die Hütte verschmolz z. Z. meiner Anwesenheit nicht nur die sämtlichen Kupfererze des Bingham-Bezirks und des übrigen Utahs, sondern auch Kupfer- und Goldquarzerze von andern Felsenstaaten, namentlich Nevada, Idaho, Montana und Kolorado. Sie ist also ein ausgesprochener Custom Smelter. Die Beschäftigung war bei der starken Förderung des Bingham-Bezirks sehr rege.

Oxydische und sulfidische Roherze werden getrennt in Holzbehältern gestapelt und durch Förderbänder besonders Probeanstalten übergeben, in denen  $\frac{1}{100}$  des Haufwerks mechanisch als Probe ausgeschieden wird, die nach weiterer Handzerkleinerung und -scheidung zur Probieranstalt geht. Die geschwefelten Erze werden weiter in 2 Trommeln abgesiebt; das Siebgrobe wird alsdann mit den oxydischen Erzen, das Siebfeine mit dem von den Aufbereitungen des Bezirks kommenden Schliech in besonders Holzbehältern vereinigt.

Das feine Gut wurde anfangs ohne weiteres gemeinschaftlich mit den Stückerzen in den Hochöfen verschmolzen; da es jedoch die Öfen verstopfte und viel Flugstaub lieferte, versuchte man zunächst, es nach dem Huntington-Heberlein-Verfahren vorzurösten und

so für die Hochöfen geeignet zu machen; da man aber hierbei keine genügende Sinterung des Materials erzielen konnte, andererseits Versuche in Flammöfen inzwischen sehr ermutigend ausgefallen waren, verließ man für das feinere Material bald den Hochofenprozeß gänzlich zugunsten der Flammofenverhüttung. Das Verfahren ist hier kurz folgendes: Das Siebfeine der geschwefelten Rotherze und der Schliech, im Mai 1910 zusammen etwa 17% Cu und 29% S enthaltend, werden gemeinschaftlich in 30 Mac Dougall-Öfen von 5 Etagen und 18 bzw. 16 Fuß Durchmesser der Grundflächen auf 12% S abgeröstet, u. zw. je 50 t in 24 st. Der Rost wird alsdann mit Flugstaub in 5 Flammöfen (4 im Betrieb) von 19:117 Fuß Grundfläche auf Stein von etwa 45% Cu, 30% Fe und 25% S verschmolzen; jeder Ofen setzt 260 t in 24 st durch und verbraucht dazu 35 t Kohle (Utah-Kohle von 4 \$/t). Als Flußmittel benutzt man Kalksand vom Ufer des Salzsees mit 50% CaO und 5% SiO<sub>2</sub>, der durch das Salzwasser fortwährend aus den Süßwasserzuflüssen niedergeschlagen wird. Die Beschickung erfolgt durch 3 Aufgabetrichter von oben. Quarzsand zum Schutze des Futters wird neuerdings statt seitlich gleichfalls von oben durch besondere Löcher eingebracht. Man erhält eine Schlacke von 44% SiO<sub>2</sub>, 25% Fe, 12% CaO, 6% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, und 0,55% Cu, die bis auf die an den Schlackentöpfen anhaftenden Schalen abgesetzt wird.

Die Hochofenabteilung, in der die oxydischen und sulfidischen Erze ohne vorherige Röstung durchgestochen werden, umfaßt 4 Wassermantelöfen (3 im Betrieb) von 240:42 Zoll Querschnitt in der Formebene und einer Höhe der Erzsäule von 11 Fuß. Sie setzen bei 2×22 Formen und 30 uz Winddruck täglich je 550 t (Maximalleistung 700 t) Beschickung durch; davon ist etwa die Hälfte Erz. In den 3 Öfen wurden z. Z. meines Besuches täglich etwa 700 t Erz, 500 t Konverterschlacke und 150 t Abfälle mit 300 t Kalk durchgesetzt bei einem Koksverbrauch von 8½% (auf die nasse Charge berechnet); der Koks stammt aus Kolorado, enthält 19% Asche, ist jedoch sehr dicht und fest und kostet 8 \$/t. Man erzielt einen Stein von 40% Cu, 33% Fe und 24% S sowie eine Schlacke von 40% SiO<sub>2</sub>, 15% CaO, 30% Fe, 2% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> und 0,4% Cu. Stein und Schlacke sondern sich wie üblich in großen Vorherden; die in Schlackentöpfe überlaufende Schlacke wird bis auf die Schalen abgesetzt.

Der Stein wurde bis vor kurzem ausschließlich in Konvertern von der Anaconda-Form (je 15 t Schwarzkupfer täglich) verblasen, wobei als Futter Kupfererz der Grube Snowstorm (Coeur d'Alène-Bezirk in Idaho), das 85% SiO<sub>2</sub>, 5% Cu und 0,5 uz Ag in 1 t enthält und wegen seiner vorzüglichen Eigenschaften auf den meisten Kupferhütten des nördlichen Westens als Konverterfutter dient, mit Preßluftschlämmern eingestampft wurde. Jetzt ersetzt man diese Konverter nach und nach durch größere, sog. Basic Lime-Konverter, mit einem Dauerfutter aus Magnesit-Ziegeln, das von dem Eisen der Charge nicht angegriffen wird. Im Mai 1910 waren neben 4 großen noch 5 kleine Konverter vorhanden, die im Laufe desselben Jahres durch zwei weitere große ersetzt werden sollten. Diese neuen Kon-

verter liefern täglich 25–40 t Schwarzkupfer und haben gegenüber den alten folgende Vorteile: größere Erzeugung, ununterbrochener Betrieb, da eine Erneuerung des Futters erst nach einigen Wochen nötig wird, geringerer Verbrauch an SiO<sub>2</sub>, da diese statt als Futter in freier leichter löslicher Form eingeführt wird, Vermeidung des zum Prozeß nicht beitragenden Bindetones im sauren Futter. Als Flußmittel verwendet man ein Erz von 60–65% SiO<sub>2</sub>, 1–3% Cu, 20–40 uz Ag und 0,2–0,4 uz Au auf 1 t von der Grube Centennial-Eureka im Tintinc-Bezirk; man braucht hiervon etwa 25 t für 1 Konverter täglich (etwa 3 Teile Kieselerz auf 4 Teile Schwarzkupfer). Das Verfahren ist folgendes: Man gibt zunächst eine große Charge von etwa 40 t Stein in flüssigem Zustand nebst 3 t Kieselerz, bläst 45 min und gießt Schlacke ab, dann setzt man so lange etwa je 6 t Stein und 3 t Erz auf weitere Blaseperioden von 40 min zu, bis der Konverter mit »white metal« gefüllt ist. Zuletzt wird etwa 5 st lang ohne Unterbrechung auf Schwarzkupfer geblasen. Dieses enthält 99% Cu, 50 uz Ag und 2 uz Gold in 1 t und wird nach Perth Amboy bei New York zur Raffinierung geschickt. Nach vollständigem Ersatz der alten durch 6 neue Konverter wird die tägliche Leistungsfähigkeit der Hütte etwa 200 t Schwarzkupfer bei 1000 Mann Belegschaft betragen.

Der Winddruck für die Konverter von 11½ lb. wird von 3 liegenden Nordberg-Verbundzylindergebläsen von je 500 PS geliefert, während die Hochöfen durch 5 Connellsville-Gebläsen von 30 000 Kubikfuß Leistung in 1 min bei 30 uz Druck bedient werden. Eine weitere liegende Verbundmaschine und eine Curtis-Turbine treiben elektrische Generatoren von 400 bzw. 500 KW für Kraft und Licht.

Die Anlagen zur Niederschlagung des Flugstaubes bestehen aus einfachen flachgewölbten Kanälen ohne Erweiterungskammern aus Ziegelmauerung, doch von großer Längenausdehnung; sie endigen 200 Fuß über der Hüttensohle in einer Esse von 300 Fuß Höhe und 30 Fuß Durchmesser.

Die American Smelting & Refining Co. hat gemeinschaftlich mit der Utah Copper Co. zwischen den Aufbereitungen und der Hütte für die beiderseitigen Arbeiter die Kolonie Garfield angelegt. Die Häuser haben 3, 4 und 5 Räume und werden für monatlich 9, 14 und 20 \$ bei freiem Wasser und einer mäßigen Abgabe für elektrisches Licht an Werkarbeiter vermietet. Aftermieter bezahlen bei einem durchschnittlichen Tagesverdienst von 2,50 \$ täglich 88 c für 1 Zimmer nebst Beköstigung. Eine Familie mit 2 Kindern soll für Lebensmittel dort etwa 30–45 \$ im Monat brauchen.

Die Baukosten eines solchen vierräumigen Hauses aus Backsteinen sollen etwa 1200 \$ betragen. Die Kolonie macht einen freundlichen Eindruck.

Andere Kupfererzbergwerke in Utah. Neben dem Bingham-Bezirk, der 1908 im ganzen 56 Mill. lb. Schwarzkupfer, also  $\frac{4}{5}$  der ganzen Produktion von Utah erzeugte, treten die übrigen Kupfergewinnungstätten in Utah sehr zurück. Der Rest der Erzeugung verteilt sich namentlich auf den Tintinc- und den Frisco-Bezirk, die 5,7 bzw. 5,5 Mill. lb. Schwarzkupfer im Jahre 1908

lieferten. Die Lagerstätten sind dort ähnlich wie in Bingham, nur daß die metasomatisch fortgebildeten Kontaktlagerstätten im Kalk, verbunden mit echten Spaltengängen, weit mehr vorherrschen und die Vererzung in erster Linie aus Bleiglanz besteht; Kupfererz wird in diesem Bezirk nur nebenher gewonnen.

### 9. Der Bezirk von Ely (Nevada).

Im Zusammenhange mit den bisher genannten Gewinnungstätten muß noch des neuen Bezirks von Ely in Nevada Erwähnung getan werden, den ich aus Mangel an Zeit leider nicht aufsuchen konnte. Dieser Bezirk gehört dem Egan Range im White Pine-Kreis von Nevada an. Die Verhältnisse dort haben große Ähnlichkeit mit denen in Bingham, indem magmatische Ausscheidungen in einem Erguß von Monzonitporphyr die wirtschaftlich bedeutendste Form des Kupfervorkommens bilden und ebenso wie in Bingham im Tagebau mit Löffelbaggern gewonnen werden können. Die natürlichen Bedingungen sollen in Ely (Nevada) sogar noch erheblich günstiger liegen als in Bingham, da das Fördererz infolge der stärkern Wirkung sekundärer Vorkommen durchschnittlich reicher (2,2 bis 2,6% Cu) und das Gebirge aus demselben Grunde milder und leichter hereinzugewinnen ist. Als günstiger wird ferner bezeichnet, daß die Hänge dort nicht so steil sind, so daß man weniger Bagger für die gleiche Förderung braucht und der eiserne Hut vollständig entfernt werden kann. Die Ausdehnung der anscheinend bedeutenden Vorkommen, die sich auf 2 Porphyrgänge verteilen, ist noch nicht endgültig festgestellt, da der Bergbau hier erst kürzlich begonnen wurde und das Abbohren der Felder noch nicht abgeschlossen ist.

Die bedeutendste Bergwerkseigentümerin dort ist die Nevada Consolidated Copper Co., deren Anteile sich zum großen Teil in den Händen der Utah Copper Co. befinden. Daneben sind die Cumberland Ely Copper Co. und die Giroux Consolidated Mines Co. zu nennen. Eine Aufbereitung der beiden ersten Gesellschaften von 4 Einheiten zu je 1300 t Leistungsfähigkeit war 1909 schon vollendet, desgleichen die Steptoe Valley-Hütte mit über 2000 t täglichem Durchsatzvermögen. Infolge der aufblühenden Tätigkeit in Ely ist die Kupfererzeugung Nevadas von noch nicht 2 Mill. lb. im Jahre 1907 bereits auf über 12,2 Mill. lb. im Jahre 1908 gestiegen.

### III. Schlußbetrachtungen.

Zweck dieses Berichtes war weniger, betriebliche Einzelheiten herauszugreifen und erschöpfend zu behandeln, als auf einige gemeinsame Erscheinungen dieser großen Kupfererzlagerstätten des Südwestens hinzuweisen und so in einer zusammenhängenden Darstellung ein allgemeines Bild von ihrer geologischen, technischen und wirtschaftlichen Bedeutung zu gewinnen, soweit dies auf Grund immerhin flüchtiger eigener Beobachtung, der unvollkommenen mündlichen Mitteilungen, sowie der zerstreuten, oft veralteten und auch nicht immer zuverlässigen Mitteilungen in der Literatur möglich war. Die Zusammenfassung der wichtigsten Erscheinungen ergibt in Kürze folgendes Bild:

In geologischer Hinsicht ist bemerkenswert, daß alle diese Lagerstätten an Durchbruchgesteine gebunden sind. Allerdings ließ sich bis jetzt weder die Verknüpfung mit einem bestimmten Magma, noch mit den Durchbrüchen eines bestimmten Zeitalters erweisen. Z. T. mag dies nur an einem gewissen Mangel der amerikanischen geologischen Forschung liegen. Diese hat infolge der gesamten geistigen Struktur des Amerikaners ein mehr wirtschaftliches als wissenschaftliches Ziel, sie verfolgt mehr den Zweck, neue Quellen des Wohlstandes zu erschließen als den der reinen Erkenntnis. Sie knüpft daher charakteristischerweise überall zunächst an die nutzbaren Lagerstätten an mit der Wirkung, daß die Erzlagerstättenlehre gerade von Amerika in neuester Zeit die bedeutendsten Anregungen erfuhr. Darüber vernachlässigt sie aber etwas die allgemeinen geologischen Erscheinungen und vor allem vergleichende geologische Forschungen, offenbar da hier die Hoffnung auf einen unmittelbar herauspringenden wirtschaftlichen Nutzen das Interesse nicht in gleichem Maße anspricht. Man findet daher auch in allen Bezirken Lokalnamen für die einzelnen geologischen Glieder, ohne daß in den meisten Fällen eine ernstliche Parallelisierung mit andern Bezirken versucht würde. Mit der Änderung dieses Zustandes durch einen auch im Lande des Dollars allmählich einziehenden wissenschaftlichen Geist wird es vielleicht gelingen, auch die Durchbruchgesteine des südwestlichen Wüstenlandes auf einige gemeinsame Grunderscheinungen zurückzuführen.

In der Lagerstättegeologie selbst und in mineralogischer Hinsicht ist dies ja gerade für unser Gebiet, wie sich zeigen ließ, in hohem Maße geschehen. Die Wichtigkeit sekundärer Teufenunterschiede für die mineralische Zusammensetzung der Erzlagerstätten im allgemeinen und in Wüstengegenden im besondern findet nirgends einen deutlicheren Ausdruck als im nordamerikanischen Südwesten. Man hat sich an die Bedeutung der sekundären Anreicherung als Allgemeinerscheinung in diesen Bezirken in Amerika schon so sehr gewöhnt, daß man bei neuen Aufschlüssen, so bei Ray und Miami in Arizona sowie auch in Bingham und Ely in Utah bzw. Nevada, von vornherein nur mit der Bauwürdigkeit in der Anreicherungszone rechnet und diese genau durch Bohrungen festzustellen sucht.

In technischer Hinsicht zeigt sich neben der überall in Amerika hervortretenden Richtung auf Ersatz der teuern menschlichen durch mechanische Arbeit und auf Massenförderung das besondere Bestreben, den Holzverbrauch, der früher geradezu in Holzverschwendung ausgeartet war, einzuschränken. Diese Bewegung hat, angespornt durch den sinkenden Gehalt der Erze, namentlich eine bemerkenswerte Fortbildung der Abbauarten gezeitigt. Weiterhin hat der frühere Raubbau überall wirtschaftlichen Abbaumethoden Platz gemacht.

Die wirtschaftliche Entwicklung endlich drängt trotz entgegenstehender gesetzlicher Bestimmungen auf Zusammenschluß der Einzelwerke zu trustartigen Gebilden, die den Markt beherrschen.

Daß Arizona mit der Inangriffnahme von Miami und Ray in den nächsten Jahren endgültig die Führung

unter den kupfererzeugenden Staaten der Union, Sonora die in Mexiko übernehmen wird, dürfte aus diesem Aufsätze gleichfalls hervorgehen; auf welche Zeitdauer ist jedoch schwer zu sagen. Die Nachhaltigkeit der Lagerstätten läßt sich nicht leicht abschätzen oder gar berechnen wegen der unregelmäßigen Gestalt der Vorkommen und der oft nur mangelhaften und dem Betriebe nur wenig vorauseilenden Untersuchungsarbeit. Immerhin scheint bei den jetzt bestehenden Großbetrieben die Förderung in der jetzigen Höhe für das nächste Jahrzehnt etwa gesichert zu sein. Daß daneben noch neue Aufschlüsse im Lande gemacht werden, ist nicht unwahrscheinlich. Zwar sind die Prospektoren

in den letzten Jahren eifrig am Werke gewesen, und die kahle Oberfläche erleichtert das Auffinden neuer Lagerstätten, doch das Gebiet ist nicht nur groß und einsam, sondern eine völlige Auslaugung des eisernen Hutes verwischt auch oft die Spuren der Ausbisse.

Interessant ist, daß Alexander von Humboldt, als er zu Anfang des 19. Jahrhunderts die mexikanische Provinz Sonora bereiste, die damals noch viel größer war und auch das heutige Arizona u. a. mitumfaßte, den ungeheuren Reichtum dieses Wüstenlandes schon erkannt hat. Seine Voraussage, daß der Welt hier noch einmal eine der reichsten Erzquellen fließen würde, erfüllt sich nun nach 100 Jahren.

## Die Gewinnung von schwefelsaurem Ammoniak aus Steinkohlengasen und deren Reinigung nach dem Verfahren von Burkheiser.

Bericht von Bergassessor O. Dobbstein, technischem Dezerenten beim Verein für die bergbaulichen Interessen im Oberbergamtsbezirk Dortmund, Essen.

Nach der neusten Statistik hat die Jahreserzeugung der Kokereianlagen an schwefelsaurem Ammoniak im Oberbergamtsbezirk Dortmund die Höhe von annähernd 200 000 t erreicht. Dieses wertvolle Düngesalz wird bisher ausschließlich aus den Steinkohlengasen durch Bindung des darin enthaltenen Ammoniaks mittels Schwefelsäure gewonnen, wobei man für 1 t Salz etwa 1 t fremder Säure zusetzen muß, die durchschnittlich 25 *M.* kostet. Die Gesamtausgaben der Kokereianlagen für Schwefelsäure betragen im Oberbergamtsbezirk Dortmund deshalb jährlich etwa 5 Mill. *M.* Diese Zahlen machen keinen Anspruch auf absolute Genauigkeit, sondern sollen nur eine Vorstellung von der großen Bedeutung geben, die ein Verfahren besitzen muß, mit Hilfe dessen es gelingt, den in der Kohle enthaltenen und z. T. in den Koks- ofengasen als Schwefelwasserstoff wieder auftretenden Schwefel der Kohle zu schwefliger Säure zu oxydieren und zur Bindung des Ammoniaks zu benutzen, den bisherigen Zusatz von Schwefelsäure also überflüssig zu machen und außerdem die Gase von der lästigen und schädlichen Schwefelwasserstoffverunreinigung zu befreien.

Ein derartiges Verfahren ist nun von Diplomingenieur Burkheiser angegeben und mit Hilfe von Versuchen in größerem Maßstabe so weit ausgebildet worden, daß seine praktische Durchführbarkeit nachgewiesen zu sein scheint. Da dies Verfahren für die dem Bergbauverein in Essen angeschlossenen Zechen im allgemeinen von großem Interesse ist, hielt der Verfasser es für angezeigt, es näher zu untersuchen und, wenn möglich, zu prüfen, ob und inwieweit die vielversprechenden Angaben der Burkheiser-Gesellschaft in Hamburg zutreffen.

Die Frage, ob die Koks ofengase im rheinisch-westfälischen Industriebezirk genügend Schwefelwasserstoff enthalten, um in Form von  $\text{SO}_2$  das  $\text{NH}_3$  der Gase

vollständig zu binden, ist, von einzelnen Ausnahmen abgesehen, zu bejahen. Nach der Formel  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  des Ammoniumsulfates müssen mindestens gleiche Gewichtsteile von Schwefelwasserstoff vorhanden sein, wie von Ammoniak, da das Molekulargewicht von  $(\text{NH}_4)_2 = 36$  und das von  $\text{H}_2\text{S}$  ebenfalls = 36 ist. Durch Anfrage auf einer Reihe von Zechen wurde festgestellt, daß dies für die westfälischen Koks ofengase zutrifft, mit der Maßgabe, daß man meist mit einem geringen Überschuß von  $\text{H}_2\text{S}$  rechnen kann. Der Gehalt der Gase an  $\text{H}_2\text{S}$  schwankte nach den Angaben der verschiedenen Zechen zwischen 4 und 15 g in 1 cbm Rohgas und der Gehalt von  $\text{NH}_3$  zwischen 5 und 10 g/cbm. Im allgemeinen kann man annehmen, daß dort, wo die Kohle einen durchschnittlichen Schwefelgehalt von etwa 1,5 % besitzt, genügend Schwefelwasserstoff gebildet wird. Überschüssiges  $\text{H}_2\text{S}$  geht als  $\text{SO}_2$  in die Luft, hat also keinen Einfluß auf das Burkheiser-Verfahren.

Zum leichtern Verständnis soll das Verfahren in seinen Grundzügen vorerst kurz an Hand des nebenstehenden Leitungsschemas (Abb. 1) erläutert werden. Das aus den Öfen kommende Gas, dessen Weg durch einen einfachen Pfeil bezeichnet ist, wird in bekannter Weise durch eine Vorlage in Kühler geführt, in denen sich Teer und Ammoniak kondensieren, um dann durch einen Gassauger zur vollständigen Teerabscheidung durch einen Pelouze-Apparat gedrückt zu werden. Die aus den Kühlern austretenden Kondensate fallen in eine Grube, wo sich Teer und Ammoniakwasser nach ihrem spez. Gewicht trennen. Das mit Schwefelwasserstoff und Cyan verunreinigte Ammoniakwasser wird in einen Hochbehälter gepumpt, gelangt von dort in eine Destillierkolonne und wird hier mit Hilfe von Dampf und Kalkmilch von Ammoniak, Schwefelwasserstoff und

Cyan befreit. Diese Gase werden dem Kühler wieder zugeführt, so daß der Rohgasstrom, wenn ein gewisser Gleichgewichtszustand erreicht ist, sämtliches Ammoniak, Cyan und den gesamten Schwefelwasserstoff enthält, der nun von einem Gassauger angesaugt und durch den

ist durch den gefiederten Pfeil in Abb. 1 gekennzeichnet. Die aus dem Sättiger abgelassene und vom Salz abgeschleuderte Mutterlauge wird durch eine Pumpe in einen Hochbehälter gehoben, von wo sie in einen Luftskrubber einem Strom von  $\text{SO}_2$ , deren Entstehung und Weg später verfolgt werden soll, entgegenrieselt. Die neutrale Lauge nimmt die schweflige Säure begierig auf, verläßt als saure Lauge den Skrubber und wird in einen andern Hochbehälter gepumpt, um von dort in dem vorstehend erwähnten Ammoniakskrubber einem noch etwas  $\text{NH}_3$  enthaltenden Gasstrom entgegenzrieseln. Als halbneutrale Lauge wird sie nunmehr wieder zum Sättigungskasten gepumpt, von wo sie den Kreislauf, der in Abb. 2 schematisch veranschaulicht ist, von neuem beginnt.

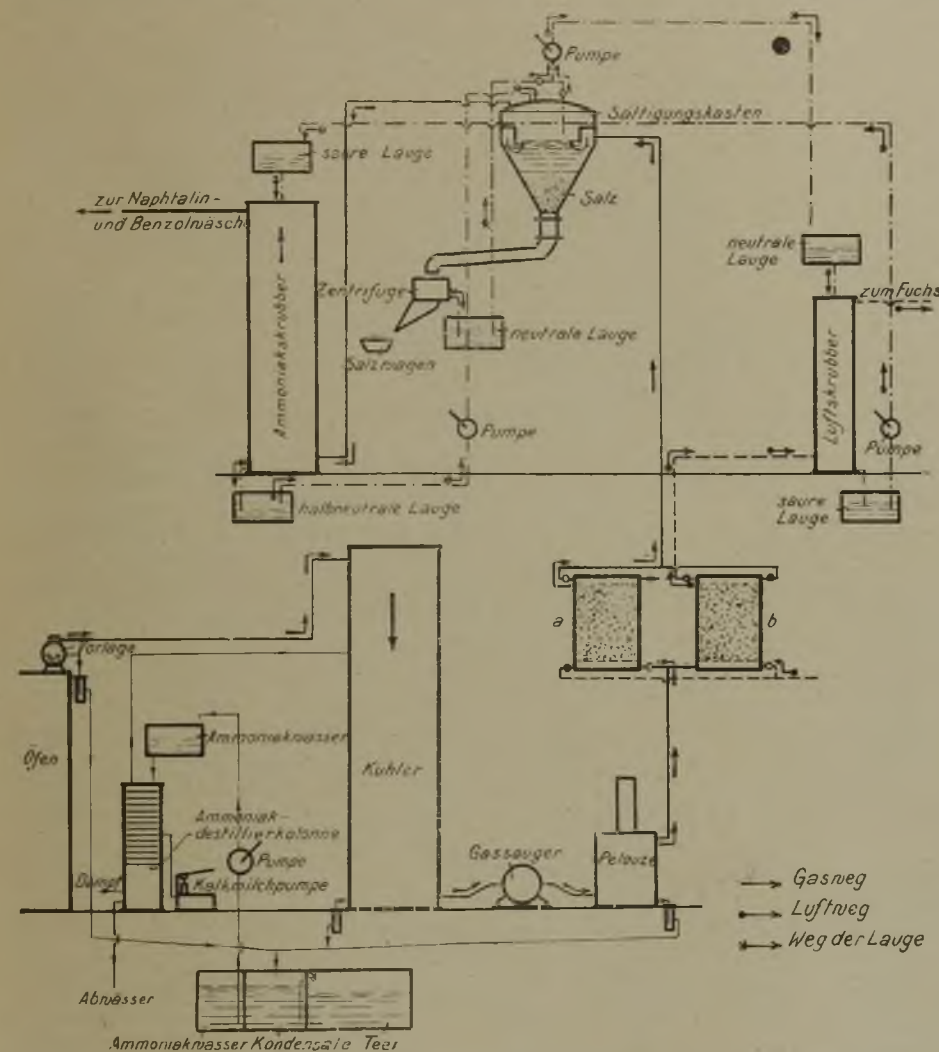


Abb. 1. Leitungsschema einer Ammoniakgewinnungs- und Gasreinigungsanlage nach dem Burkheiser-Verfahren.

Pelouze-Apparat in einen Reinigungsapparat gedrückt wird. Hier setzt Burkheiser mit seinem neuen Verfahren ein. Die Rohgase werden in dem frischen Reiniger *a* von  $\text{H}_2\text{S}$  und  $\text{Cy}$  befreit, u. zw. bilden sich Eisen-Schwefelverbindungen und Rhodan ammonium ( $\text{CN S NH}_4$ ). Die so gereinigten, nur noch mit  $\text{NH}_3$  beladenen Gase treten von hier in einen Sättigungskasten, wo sie mit halbneutraler Lauge, deren Entstehung und Zusammensetzung w. u. erläutert ist, zusammentreffen, den größten Teil ihres  $\text{NH}_3$  abgeben, die Lauge vollständig neutralisieren und zur Salzabscheidung bringen. Die mit Resten von  $\text{NH}_3$  beladenen Gase steigen in einem Ammoniakskrubber hoch, der mit saurer Lauge berieselt wird, und gehen dann, hiervon befreit, zur Naphthalin- und Benzolwäsche. Der Weg der Lauge

Die für den Prozeß erforderliche schweflige Säure wird nicht aus fremden Körpern, sondern aus dem durch die Gasreinigung in den Reinigern entstandenen Eisen-Schwefelverbindungen gewonnen. In dem Leitungsschema (Abb. 1) ist vorausgesetzt, daß der Rohgasstrom den Reinigungskasten in einer vorherliegenden Periode schon passiert und mit Schwefelwasserstoff gesättigt hat. Während nun jetzt der Rohgasstrom durch den frischen oder regenerierten Reiniger *a* streicht, wird in den ausgeschalteten Reiniger *b* ein Luftstrom von bestimmter Stärke eingeblasen, der die Eisen-Schwefelverbindungen so heftig oxydiert, daß nicht Schwefel, sondern schweflige Säure entsteht, wobei das Eisen gleichzeitig oxydiert, d. h. so weit regeneriert wird, bis die ursprüngliche Zusammensetzung der Masse, fast reines Eisenoxydhydrat, wieder

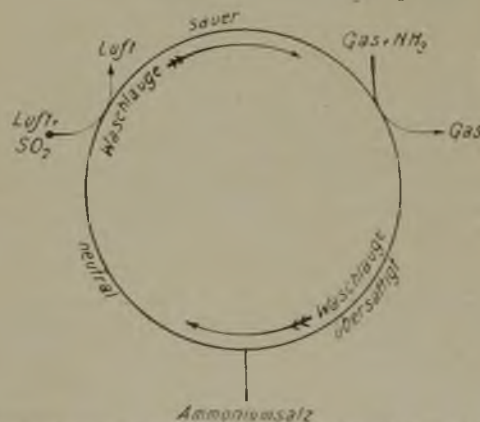


Abb. 2. Schematische Darstellung des Laugenkreislaufes.

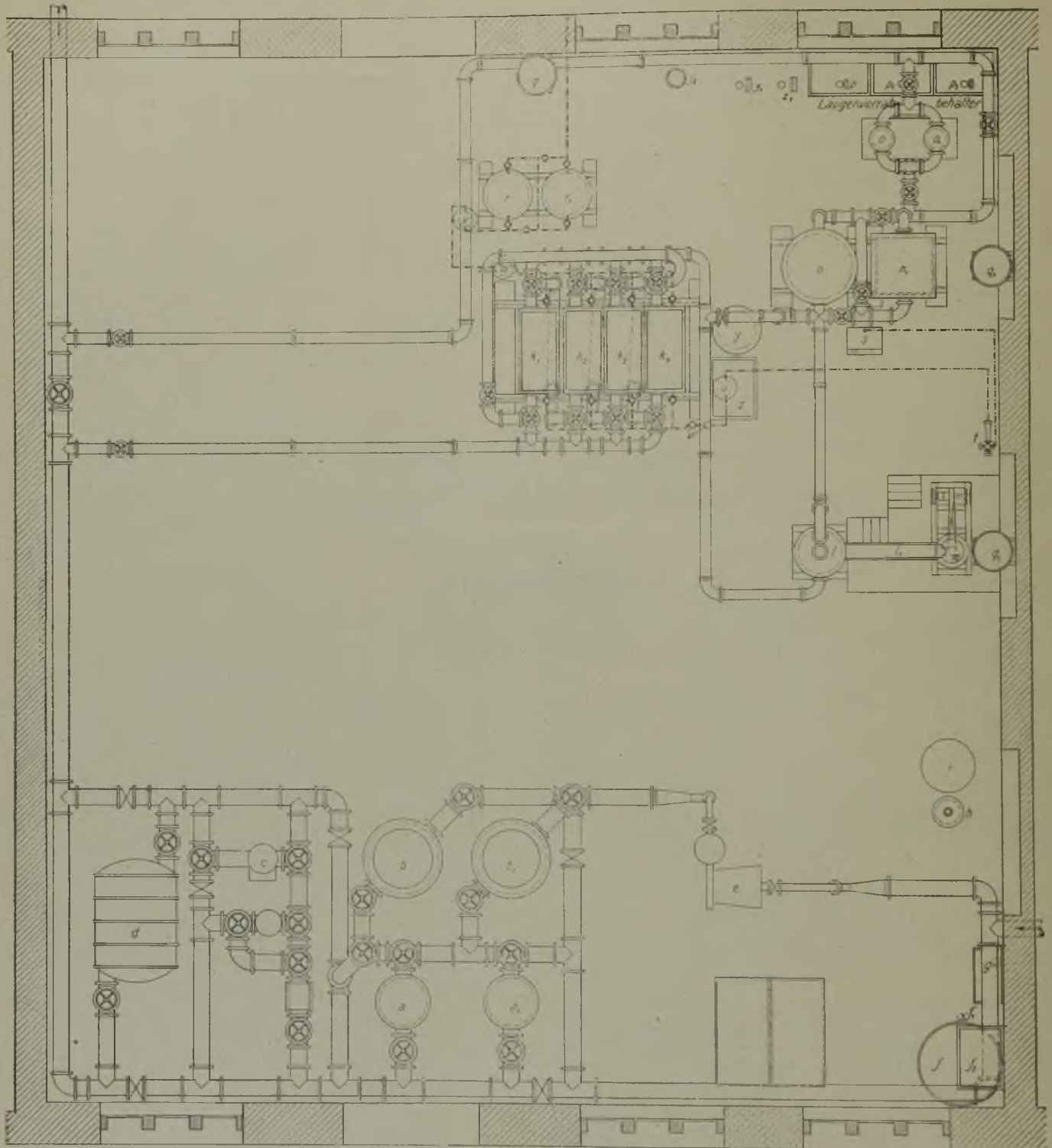


Abb. 3. Lageplan der Versuchsanlage in Tegel.

## Zeichenerklärung.

a und a<sub>1</sub> Wasserkühlerb und b<sub>1</sub> Luftkühler

c Pelouze-Apparat

d Standardwascher

e Theisenwascher

f Ammoniakwasser-Vorratsbehälter

f<sub>1</sub> Ammoniakwasser-Pumpef<sub>2</sub> Ammoniakwasser-Hochbehälter

g Kalkmilchpumpe

h Destillierkolonne

i Abwasserpumpe

k<sub>1</sub>, k<sub>2</sub>, k<sub>3</sub> und k<sub>4</sub> Reinigungskasten

l Sättiger

l<sub>1</sub> Ablaufrinne

m Zentrifuge

n Ammoniakwascher

n<sub>1</sub> Ammoniakwaschero und o<sub>1</sub> Schlusskühlerp, p<sub>1</sub> und p<sub>2</sub> Laugenpumpen

q Hochbehälter für neutrale Lauge

q<sub>1</sub> Hochbehälter für saure Laugeq<sub>2</sub> Hochbehälter für halbneutrale Lauger und r<sub>1</sub> Luftwascher

s Luftuhr

t Dampfstrahlgebläse

u und w Wasserabscheider

v Überhitzer

x Kühler

y Kühlwasser-Tiefbehälter

y<sub>1</sub> Kühlwasserpumpey<sub>2</sub> Kühlwasser-Hochbehälter

z Abwasserbehälter

z<sub>1</sub> Abwasserpumpe.



erreicht ist. Die dabei entstehenden  $\text{SO}_2$ -Gase werden im Luftskrubber der aus dem Sättigungskasten entstammenden neutralen Lauge entgegengeführt (vgl. den mit Pfeil bezeichneten Weg) und von ihr aufgenommen. Die Lauge wird hierdurch sauer ( $\text{NH}_4\text{HSO}_3$ ) und ist nunmehr wieder in der Lage, während ihres oben beschriebenen Kreislaufs  $\text{NH}_3$  aufzunehmen.

Ist der Reiniger *a* mit  $\text{H}_2\text{S}$  gesättigt und der Reiniger *b* regeneriert, also fähig,  $\text{H}_2\text{S}$  zu binden, so wird umgeschaltet usw., so daß ein kontinuierlich verlaufender Prozeß entsteht.

Dem Verfasser bot sich in der ersten Januarhälfte d. J. Gelegenheit, das Burkheiser-Verfahren an einer größeren Versuchsanlage in der Berliner städtischen Gasanstalt zu Tegel genauer zu prüfen und eingehenden Untersuchungen beizuwohnen, die von dem bekannten Chemiker Colmann aus London in dieser Zeit durchgeführt wurden, um einwandfreies Material für ein englisches Konsortium zu gewinnen, das im Begriffe steht, die englischen Burkheiser-Patente zu erwerben.

Die in Tegel befindliche Versuchsanlage nach dem System Burkheiser (s. Abb. 3) ist für eine Erzeugung von 8 000 cbm Gas in 24 st in der Versuchsgasanstalt errichtet und im Oktober 1909 in Betrieb genommen worden. In den Versuchsofen, aus denen die Gase gewonnen wurden, sind zeitweilig sehr schwefelreiche englische und zeitweise sehr schwefelarme schlesische Gaskohlen verarbeitet worden ohne daß sich infolge dieser wechselnden Verhältnisse Störungen in der Burkheiser-Anlage bemerkbar gemacht haben. Da in dem Raume mehrere Apparate stehen, die z. T. zu andern Versuchszwecken dienen und z. T. auf Wunsch der Gaswerksleitung in die Burkheiser-Anlage eingebaut wurden, sind sich aber als überflüssig erwiesen haben, sind die beim normalen Betrieb der Burkheiser-Anlage benutzten Apparate unter dem in Abb. 3 dargestellten Lageplan durch Kursivschrift hervorgehoben. In der Versuchsanstalt befinden sich zur normalen Verarbeitung der Gase 2 Luftkühler *b* und *b*<sub>1</sub>, 2 Wasserkühler *a* und *a*<sub>1</sub>, 1 Gas-sauger, 1 Pelouze-Apparat *c* zur Teerabscheidung und ein Standard-Waschapparat *d*. Der letztere ist ausgeschaltet worden, so daß die mittels der normalen Apparate vom Kondensat und Teer befreiten Gase mit ihrem gesamten Cyan- und Schwefelwasserstoffgehalt und dem flüchtigen Ammoniak in die Burkheiser-Anlage eintreten, nachdem ihnen mittels einer Destillierkolonne *i* das in dem Kondensat enthaltene übrige Ammoniak, der Schwefelwasserstoff und die Cyanverbindungen wieder zugesetzt waren. Diese Gase gingen durch 2 Kästen *k*<sub>1</sub> und *k*<sub>2</sub>, die je etwa 700 kg Reinigungsmasse enthielten, wo sie von Schwefelwasserstoff und Cyan befreit wurden. Die Reinigeranlage besteht aus 4 nebeneinanderliegenden Kästen von 2 m Höhe, 65 cm Breite und 1,32 m Länge. Der Kasten 3 enthält nur etwa 400 und Kasten 4 etwa 600 kg Reinigungsmasse. Das ungleiche Fassungsvermögen der Kästen erklärt sich daraus, daß die Kühlwände zu Versuchszwecken verschiedenartig gebaut sind und deshalb verschiedenen großen Raum beanspruchen. Abb. 4 zeigt einen senkrechten und Abb. 5 einen wagerechten Schnitt durch den Reinigerkasten, der

sich im Betrieb am besten bewährt hat. Er ist im Innern zu Kühlzwecken mit doppelwandigen schmiedeeisernen

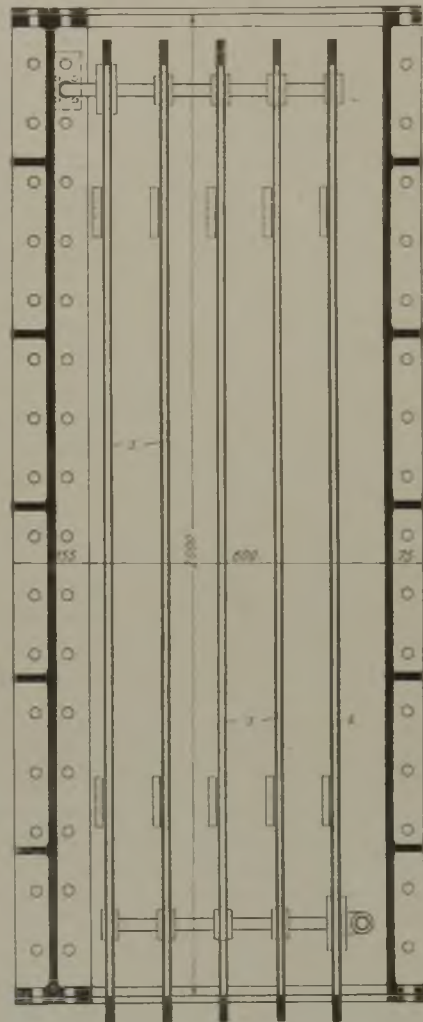


Abb. 4. Senkrechter Querschnitt durch den Reinigerkasten.

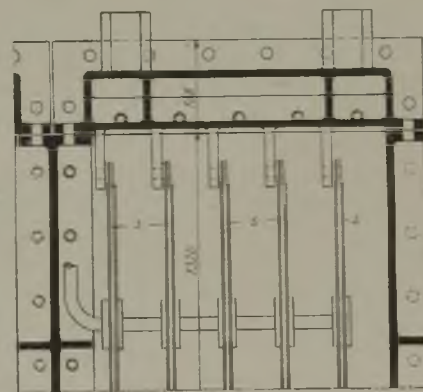


Abb. 5. Wagerechter Querschnitt bis zur Kastenmitte durch den Reinigerkasten.

Scheidewänden *s* versehen. In diesen zirkuliert Wasser, das sich in den Kästen, die regeneriert werden, stark erhitzt, von dort in die Kästen, die zur Reinigung

dienen, geführt wird und so einen Wärmeaustausch herbeiführt. Zwei von den Kästen dienen zur Gasreinigung, sind aber so groß bemessen, daß die eigentliche Reinigung schon im ersten Kasten fast vollständig erfolgt und im zweiten nur die Spuren von  $H_2S$  und geringe Cyanmengen gebunden werden. Für größere Anlagen wird ein dritter Kasten lediglich als Sicherheitsfaktor eingeschaltet, der gleichzeitig zu Reservезwecken dient. Einer von den beiden andern Reinigern wurde während dieser Zeit regeneriert, so daß, wenn ein Kasten mit  $H_2S$  gesättigt war, ein frischer Reinigungskasten zur Verfügung stand. Nunmehr wurde das Gas zuerst durch Kästen 2 und 3 geleitet, usw. Auf diese Weise läßt sich leicht erreichen, daß die Anlage kontinuierlich arbeitet, da die Regenerierung etwas schneller vor sich geht als die Sättigung mit  $H_2S$  und Cy.

Durch Analyse wurde festgestellt, daß hinter dem ersten Reiniger in den Gasen nur noch geringe Mengen von  $H_2S$  und in 100 cbm Gas nur 28 g Cy enthalten waren, während das Rohgas mit 148 g beladen war. Hinter dem zweiten Reinigungskasten war  $H_2S$  vollständig entfernt, und auch von Cyan enthielt das Gas nur noch kaum nachweisbare Spuren, so daß die bisher nur mangelhaft durchführbare Gasreinigung als fast vollkommen bezeichnet werden kann. Durch Untersuchung der gesättigten Reinigungsmasse wurde ferner nachgewiesen, daß sämtliches Cyan in Rhodan umgewandelt war.

Dieses so von Cyan und  $H_2S$  befreite, aber mit  $NH_3$  beladene Gas tritt von dort in den Sättigungsapparat  $l$ , wo es mit der aus den Ammoniakkrubbern  $n$  und  $n_1$  kommenden halbneutralen Lauge die Abscheidung des Burkheiser-Salzes ( $\frac{2}{3}$  schwefelsaures  $NH_3$  und  $\frac{1}{3}$  schwefligsaures  $NH_3$ ) herbeiführt. Die mit Salz versetzte Lauge wird von Zeit zu Zeit, wenn ihr spez. Gewicht über 1,25 gestiegen ist, mit Hilfe eines Doppelschiebers in das Gerinne  $l_1$  abgelassen und in die Zentrifuge  $m$  geleitet, wo das Salz ausgeschleudert wird. Die abfließende neutrale Lauge (Mutterlauge) läuft den Luftkrubbern  $r$  und  $r_1$  zu, wo sie die aus den in Regeneration befindlichen Reinigern kommenden  $SO_2$ -Gase aufnimmt und eine saure Lauge bildet. Diese wird in einen Hochbehälter  $q_1$  gepumpt, von wo sie in den Ammoniakkrubbern  $n$  und  $n_1$  herabrieselt und den letzten Ammoniakrest der Gase bindet, um dann wieder in den Sättigungskasten  $l$  geleitet zu werden.

Aus dem Betriebe ergab sich, daß die Entziehung der letzten Ammoniakreste umso vollkommener gelang, je konzentrierter die Lauge war. Dies erklärt sich daraus, daß im Gegensatz zu den gewöhnlichen, mit Wasser berieselten Ammoniakwaschern, in denen nur eine gewisse physikalische Lösungsfähigkeit für  $NH_3$  vorliegt, hier eine chemische Affinität für  $NH_3$  vorhanden ist. Bei normalem Betriebe der Burkheiser-Anlage enthielt das Gas in 100 cbm nur etwa 1 g  $NH_3$  und weniger, so daß man auch in dieser Beziehung eine fast vollkommene Gasreinigung und Ammoniakgewinnung feststellen konnte. Um endlich zu erproben, wie sich die Lauge gegenüber  $H_2S$  verhalten würde, wenn infolge irgendeiner Betriebsstörung nur ein

Reinigerkasten arbeitete, wurde dieser Zustand künstlich herbeigeführt und die Anlage 24 Stunden in dieser Weise betrieben. Der Schwefelwasserstoff wurde dabei von der Lauge vollständig ausgewaschen und bildete polythionsaure Salze, die allerdings die Löslichkeit der Lauge wesentlich erhöhten, so daß die Abscheidung der Ammoniaksalze erst bei einem spez. Gewicht der Lauge von 1,30 erfolgte. Die polythionsauren Salze zerfielen aber im Laufe weniger Tage und setzten Schwefel ab, so daß die Salzabscheidung wieder in normaler Weise eintrat. Der Laugenvorrat ist also für die Gasreinigung ein guter Sicherheitsfaktor, der ganz selbsttätig einsetzt, wenn an dem Reiniger Störungen auftreten. Für derartige Fälle wäre es zweckmäßig, den so mit Schwefel versetzten Laugenvorrat in einen besondern Behälter zu pumpen, wo der Schwefel absitzen kann, da sonst das Salz durch Schwefel verunreinigt wird.

Damit scheinen die Vorgänge in dem Kreislauf der Lauge und die Gasreinigung als solche einwandfrei erwiesen und geklärt.

Dann wurde der aus den in Regeneration befindlichen Reinigern  $k_3$  und  $k_4$  kommende  $SO_2$ -Gasstrom untersucht. Durch ein Dampfstrahlgebläse  $t$  wurde dem mit  $H_2S$  und Cyan bzw. Rhodan gesättigten Reiniger Luft und Wasserdampf zugeführt und in den Überhitzern  $v$  soweit vorgewärmt, daß sich kein Wasser niederschlagen konnte. Die Luftzufuhr ward so geregelt, daß die Temperatur in den Kästen nicht über  $250^\circ C$  stieg. Ehe diese Temperatur erreicht war, worüber einige Stunden vergingen, hielt sie sich auf etwa  $80^\circ C$ ; während dieser Periode bildete sich noch kein  $SO_3$ , sondern es entwichen  $NH_3$ -Dämpfe, die sich durch ihren intensiven Geruch leicht feststellen ließen. Diese  $NH_3$ -Gase rührten z. T. von den in den Reinigern beim Durchstreichen der Rohgase zurückgehaltenen  $NH_3$ -Resten her. Ihre Menge ist aber so groß, daß die von Burkheiser aufgestellte Theorie der Umwandlung von Rhodan in  $NH_3$ , Kohlensäure und Schwefel nach der Formel  $NH_4 CNS_2 + SO_2 + 4 O + H_2 O = 2 NH_3 + CO_2 + 2 SO_2$  große Wahrscheinlichkeit hat. Da dieses im Rohgase enthaltene Cyan, das in den Reinigern, wie wir oben gesehen haben, restlos in Rhodan verwandelt wird, beträchtliche Mengen von Stickstoff enthält, die bei vollständiger weiterer Umsetzung in  $NH_3$  die Salzausbeute um etwa 10% erhöhen würden, versuchte man im Laboratorium, ihren Nachweis nicht allein qualitativ, sondern auch quantitativ zu führen. Zu diesem Zwecke wurden etwa 50 g der ungebrauchten Reinigungsmasse mit Kalilauge gekocht, um das auch in der frischen Masse stets enthaltene Ammoniak vollständig auszutreiben, dann getrocknet, mit  $H_2S$  gesättigt und mit einer abgewogenen Menge Rhodan-ammoniaklösung versetzt. Darauf wurde die in einem  $1\frac{1}{2}$  zölligen Eisenrohr von etwa 50 cm Länge befindliche Masse mit Luft regeneriert und der Ammoniakgehalt festgestellt. Man fand, daß außer dem im Rhodan-ammonium enthaltenen  $NH_3$  auch noch 40% des Rhodans in  $NH_3$  umgesetzt waren. Da die Möglichkeit vorlag, daß durch die Anwesenheit von Kali, das der Masse willkürlich zugesetzt war, die Umsetzung von Rhodan in Ammoniak begünstigt werden könnte, wurde ein

zweiter Versuch ohne Kalizusatz angestellt. Zuerst bestimmte man das in der regenerierten Masse enthaltene  $\text{NH}_3$  in einer besondern Probe. Ein anderer Teil der Probe wurde dann mit  $\text{H}_2\text{S}$  gesättigt und eine abgewogene Menge von Rhodanammonium zugesetzt. Nach der Regenerierung wurde der Ammoniakgehalt festgestellt; man fand jedoch nur das im Rhodanammonium enthaltene Ammoniak wieder. Eine Umsetzung von Rhodan in Ammoniak hatte hier also nicht stattgefunden. Wenn der Versuch, einen quantitativen Nachweis der Umsetzung von Rhodan in Ammoniak zu führen, auch nicht geglückt war, so ist damit aber noch kein Beweis erbracht, daß sie im großen Reiniger beim Regenerieren nicht stattfindet, da sich im Laboratorium einmal die Temperaturen nicht der Wirklichkeit entsprechend regeln lassen, und weil zweitens die Massenwirkung eine erhebliche Rolle dabei spielen kann. Es wird deshalb weitem Untersuchungen, die in der Tegeler Gasanstalt vorgenommen werden sollen, vorbehalten bleiben, Klarheit hierüber zu bringen. Tatsache ist jedenfalls, daß in der regenerierten Masse weder Cyan noch Rhodan enthalten sind. Findet die Umsetzung in Ammoniak nicht statt, so ist anzunehmen, daß der Zerfall noch weiter bis zur Bildung von elementarem Stickstoff vor sich geht. Dadurch wäre die erhoffte Mehrausbeute an Salz zwar illusorisch gemacht, aber doch der wichtige Zweck erreicht, das Gas von dem schädlichen Cyangehalt ohne besondere Verfahren, also auch ohne Kosten vollständig zu befreien.

Man sieht daraus, wie wichtig die Rolle der Reiniger-masse ist. Von ihrer guten Reaktionsfähigkeit hängt die Sicherheit, Einfachheit und Billigkeit des Verfahrens ab. Dem bisher zur Gasreinigung allgemein angewendeten natürlichen Raseneisenerz kann man diese aber nur in sehr beschränktem Maße zuschreiben. Die Durchlässigkeit des natürlichen Raseneisenerzes ist nur sehr gering. Bei normalen Druckverlusten darf man mit der Gasgeschwindigkeit nicht höher als 5—10 mm/sek gehen. Ferner verbietet auch seine geringe Aufnahmefähigkeit für  $\text{H}_2\text{S}$  ein schnelleres Arbeiten. Endlich ist man gezwungen, die Reinigermassen von Zeit zu Zeit aus der Reinigungsanlage zu entfernen und an der Luft zwecks Regeneration umzuschaukeln, wozu viele Arbeitskräfte erforderlich sind. Trotzdem ist die Masse nach verhältnismäßig kurzer Zeit nicht mehr gebrauchsfähig. Bei einer derartig umständlich und kostspieligen Gasreinigung und Regenerierung der Masse wäre die Anwendbarkeit des Burkheiser-Verfahrens für normale Kokereianlagen, die die überschüssigen Gase unter Dampfkesseln verbrennen, von vornherein in Frage gestellt worden, weil auf diesen Anlagen kein so erheblicher Wert auf die Reinigung der Gase gelegt werden muß als auf solchen, die Leucht- oder Kraftgas erzeugen. In Ansehung dieser Umstände mußte Burkheiser besonders darauf bedacht sein, eine Reiniger-masse herzustellen, die erstens viel durchlässiger und aufnahmefähiger für  $\text{H}_2\text{S}$  war und zweitens bei der Regeneration die Oxydierung sämtlichen Schwefels zu  $\text{SO}_2$  gewährleistete. Durch Versuche stellte er fest, daß körniges Raseneisenerz nach seiner Erhitzung auf eine Tem-

peratur von etwa  $600^\circ\text{C}$  die gewünschten Eigenschaften hat. Durch das Glühen wird die organische Beimengung zerstört, ein Teil des Hydratwassers ausgetrieben, und das Erz nimmt eine dunkelrote Farbe an. Durch diese Masse kann man selbst bei 2—3 m hoher Schichtung das Gas bei normalem Druckluftverlust mit einer Geschwindigkeit von etwa 200 mm/sek treiben und trotzdem eine vollständige Absorption des  $\text{H}_2\text{S}$  erzielen. Die Durchlässigkeit ist also auf das 20fache gegenüber natürlichem Raseneisenerz und die Aufnahmefähigkeit für  $\text{H}_2\text{S}$  entsprechend gesteigert.

Bei der Regenerierung der Masse werden verhältnismäßig große Wärmemengen frei, die z. T. durch Kühlwasser, das die Kästen umspült, aufgenommen und an die zur Reinigung dienenden Kästen zwecks Erwärmung abgegeben werden (vgl. Abb. 4), um dann ihren Kreislauf von neuem zu beginnen. Damit wird nicht nur die Temperatur der in Regeneration befindlichen Reiniger so geregelt, daß sie nicht über  $250^\circ\text{C}$  steigt, sondern vor allem auch erreicht, daß sich in den zur Reinigung dienenden Kästen kein Wasser niederschlägt. Es hat sich nämlich gezeigt, daß die Reaktionsfähigkeit der Masse um etwa das Doppelte gesteigert wird, wenn man sie vollkommen trocken hält, und daß sich ferner bei sorgfältiger Regelung der Temperatur beim Regenerieren kein schwefelsaures Eisenoxyd mehr bildet, wie das bei den ersten Versuchen in Hamburg der Fall war. Die Masse mußte deshalb vor dem weitem Gebrauch mit Wasser ausgewaschen werden, wobei natürlich auch Raseneisenerzpartikel mechanisch mitgerissen wurden, so daß ein stetiger Waschverlust eintrat, der neuerdings vermieden wird. Trotz dieser Waschverluste konnte die Masse bisher schon 12mal regeneriert werden, ohne erheblich an Wirksamkeit zu verlieren, so daß man bei dem verbesserten Verfahren sicher damit rechnen darf, daß die Masse, die theoretisch fast unbegrenzt haltbar sein müßte, im Großbetrieb durchschnittlich 10mal gebraucht werden kann. Da in der Tegeler Versuchsanlage in einem Arbeitsgang mit 1 Reinigerkasten von etwa 1 t Masseinhalt 50 000 cbm Gas ohne Regenerierung gereinigt werden konnten, würde diese Menge ausreichen, um mindestens eine halbe Million cbm Gas zu reinigen. Hieraus werden etwa 15 t Ammoniumsulfat gewonnen, die einen Verkaufswert von rd. 3 600  $\mathcal{M}$  haben. Die fertig präparierte Reinigungsmasse kostet für 1 t rd. 30  $\mathcal{M}$ , so daß sich an Unkosten für die Reinigung, berechnet auf eine t schwefelsaures Ammonium, rd. 2  $\mathcal{M}$  ergeben, ein Betrag, der allein gegenüber der Ersparnis an Schwefelsäure, die rd. 25  $\mathcal{M}/\text{t}$  Salz ausgemacht, nicht ins Gewicht fällt. Weitere Unkosten ergeben sich aus der Amortisation und Verzinsung der durch die Einschaltung des Burkheiser-Verfahrens bedingten höhern Anlagekosten der Nebenproduktengewinnungsanlage. Unter der Annahme, daß eine vorhandene Anlage umgebaut und ergänzt werden soll, wären als Neuanlagen erforderlich: 5 Reinigerkasten von je  $2 \times 3$  m Grundfläche und 2 m Höhe mit der gesamten Armatur, 1 Sättigungskasten, Dampfstrahlluftgebläse, 6 kleine Pumpen, 2 Hochbehälter, Ventile, Schieber, Hähne, Rohrleitungen und Thermometer. Für eine Gasmenge von 50 000 cbm in 24 st

oder für eine Koksofenanlage von etwa 30 Öfen belaufen sich die Gesamtmehrkosten auf etwa 50 000  $\mathcal{M}$ . Bei 10% Amortisation und 5% Verzinsung ergeben sich jährlich 7 500  $\mathcal{M}$  Mehrausgaben, die sich auf  $15 \times 360 = 5\,400$  t Salz verteilen oder auf 1 t Salz rd. 1,50  $\mathcal{M}$  ausmachen. Rechnet man hierzu die Kosten an Reinigungsmasse für 1 t Salz mit 2  $\mathcal{M}$ , so erhält man auf der einen Seite an Mehrausgaben 3,50  $\mathcal{M}/t + 1,50 \mathcal{M}$  für unvorhergesehene Fälle und hin und wieder erforderliche Ausgaben an Löhnen für das Ein- und Anbringen der Masse, gegenüber einer Ersparnis von 25  $\mathcal{M}/t$  für Schwefelsäure. Außer diesem Gewinn von mindestens 20  $\mathcal{M}/t$  ergibt sich für normale Nebenproduktengewinnungsanlagen der Vorteil, daß nirgend freie Säure auftritt, sondern nur saure Lauge, die infolge ihrer starken Konzentration, also geringen Dissoziation, die Wandungen der Eisenrohre nicht angreift, so daß die Bleiarmaturen überflüssig sind, und daß ferner die im Burkheiser-Verfahren vollkommen von Schwefelwasserstoff gereinigten Gase die Apparatur der Benzolfabrik nicht angreifen, diese also eine wesentlich größere Lebensdauer haben werden als bisher. Man muß diese in Zahlen nicht nachweisbaren Vorteile immerhin aber etwa so hoch bewerten, wie die Mehrkosten für die Reinigung.

Viel bedeutungsvoller ist natürlich die fast kostenlose Reinigung des Gases von  $H_2S$  und Cyan für solche Kokereien, die ihre Gase zu Krafterzeugungszwecken in Gasmaschinen gebrauchen oder als Leuchtgas verkaufen, da hier im allgemeinen sonst kostspielige und umfangreiche Reinigungsanlagen erforderlich sind

Sollte ferner noch bei der Regenerierung der Masse die Umsetzung des Cyans in Rhodanammonium und weiter in Ammoniak, Kohlensäure und schweflige Säure ganz oder z. T. stattfinden, so würde dies einen weitem Gewinn bedeuten, der sich in einer bis zu 10% höhern Salzausbeute bemerkbar machen müßte. Einwandfrei wird dieser Nachweis aber vermutlich erst dann erbracht werden können, wenn eine größere Anlage mit Kohle von bekanntem Ammoniakausbringen mehrere Monate lang in Betrieb gewesen ist. Dies wird bald der Fall sein, da voraussichtlich schon im April dieses Jahres eine Burkheiser-Anlage für 35 Koksöfen auf der Kokerei Flemalle grande der Société anonyme d'Ougrée-Marihaye in Belgien, in Betrieb kommt.

Die letzte, aber darum nicht unwesentliche Frage nach der Zusammensetzung und Gebrauchsfähigkeit des Burkheiser-Salzes kann ebenfalls in günstigem Sinne beantwortet werden. Das Salz besteht aus einer konstanten Mischung von  $\frac{2}{3}$  schwefelsaurem und  $\frac{1}{3}$  schwefligsaurem Ammoniak. Nach der Theorie müßte primär nur schwefligsaures Salz gebildet werden. In vollem Umfange trifft das aber nicht zu, weil beim Regenerieren auch geringe Mengen von  $SO_3$  entstehen, die sofort schwefelsaures Salz erzeugen. Bei dem Kreislauf der Lauge, die dauernd mit der Luft in Berührung kommt, wird dann weiter ein Teil des schwefligsauren Salzes oxydiert, bis sich der obenerwähnte Gleichgewichtszustand von  $\frac{2}{3}$  zu  $\frac{1}{3}$  herausgebildet hat.

Dieses 25 — 25,5 prozentige Salz besitzt eine gelblichweiße Farbe und ist äußerlich von reinem normalen Salz kaum zu unterscheiden. Jedenfalls ist es noch nicht vorgekommen und auch nicht zu befürchten, daß es Blaufärbung annimmt, die im normalen Salz durch die Oxydation und Verbindung der Spuren von Eisen und Cyan zu Berlinerblau herrührt, weil das Cyan vorher vollständig entfernt worden ist und die Lauge Eisen nicht angreift. Außerdem bakt das hochwertige Salz nicht fest zusammen, weil es keine freie Säure enthält. Es reagiert sogar stets schwach alkalisch. Dies erklärt sich aus der Verbindung der verhältnismäßig schwachen schwefligen Säure mit der starken Base Ammoniak, die infolgedessen auch leichter zerfällt als das normale Salz, so daß es stets schwach nach Ammoniak riecht. Die hierdurch entstehenden Ammoniakverluste sind aber, wie durch Versuche festgestellt wurde, so gering, daß sie bei normaler Lagerung in Haufen nicht nachzuweisen sind. Bei Lagerung in papierdünner Schicht dagegen tritt nach geraumer Zeit ein  $NH_3$ -Verlust von etwa 1% ein. Diese Erscheinung ist für die Lagerung im großen indessen belanglos; andererseits aber rührt daher vielleicht die bessere Düngefähigkeit des Burkheiser-Salzes gegenüber dem normalen schwefelsauren Ammoniak, die durch Professor Wieler von der technischen Hochschule in Aachen im Jahre 1909 auf Versuchsbeeten und im Jahre 1910 auf einem Landgut bei Aachen in großem Maßstabe einwandfrei nachgewiesen worden ist. Nach seinen Angaben haben die mit Burkheiser-Salz gedüngten Felder einen um etwa 10% höhern Ernteertrag ergeben. Demnach ist mit Recht zu erwarten, daß die Landwirte sich sehr bald mit dem neuen Salz anfreunden und es wahrscheinlich später dem normalen Salz vorziehen werden.

Sollte die Einführung trotzdem Schwierigkeiten machen, so müßte man das schwefligsaure Ammoniak künstlich in schwefelsaures Ammoniak umsetzen, wofür Burkheiser ebenfalls schon Mittel und Wege angegeben hat. Er bedient sich dazu des in Abb. 6 dargestellten Apparates. Durch einen Fülltrichter fällt das Salz in ein Rohr, in dem es mittels einer Schnecke weitertransportiert wird. Dieses Rohr ist auf seiner linken Hälfte mit einem

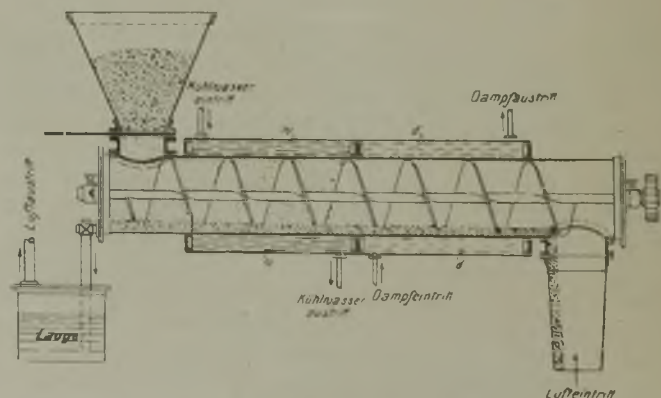


Abb. 6. Vorrichtung zum Umwandeln des Burkheiser-Salzes in normales schwefelsaures Ammoniak.

Kühlwassermantel  $w$  und auf seiner rechten Hälfte mit einem Dampfmantel  $d$  umgeben. Da das schweflige saure Salz leicht sublimierbar ist, wird es in der rechten Rohrhälfte infolge der Erhitzung durch den Dampf flüchtig, während das reine schwefelsaure Salz weitertransportiert wird und aus dem Rohr herausfällt. Das sublimierte schweflige saure Salz wird währenddessen durch einen Luftstrom, den man von rechts nach links durch das Rohr saugt, in die linke gekühlte Rohrhälfte getragen, wobei  $\frac{2}{3}$  des Salzes infolge des Luftsauerstoffes zu schwefelsaurem Salz oxydieren. Diese Mischung schlägt sich an den kühlen Rohrwandungen nieder, wird von der Schnecke abgeschabt und beginnt mit neu zugegebenem Mischsalz die Wanderung von neuem. Auf diese Weise wird sämtliches schweflige saure Salz in schwefelsaures übergeführt. Den Luftstrom führt man zweckmäßig durch einen Behälter mit Lauge, um etwa nicht kondensierte Salzämpfe aufzufangen und so  $\text{NH}_3$ -Verluste zu vermeiden.

Mit Rücksicht auf den höhern  $\text{NH}_3$ -Gehalt des Burkheiser-Salzes, seine bessere Düngefähigkeit und

die durch die Umsetzung entstehenden Kosten, kommt letztere höchstens für eine kurze Übergangszeit in Frage, bis die Landwirte sich an das neue bessere Salz gewöhnt haben.

Zusammenfassend kann man sagen, daß das Burkheiser-Verfahren allem Anschein nach einen wesentlichen Fortschritt auf dem Gebiete der Gewinnung von Ammoniaksalz und der Gasreinigung bedeutet, weil

1. der Zusatz fremder Schwefelsäure und das damit verbundene unangenehme Arbeiten in Fortfall kommt,
2. die Kokereien der Sorge enthoben sind, daß die Schwefelsäurefabriken nicht rechtzeitig liefern,
3. voraussichtlich durch die Umsetzung des Cyans in  $\text{NH}_3$  eine höhere Salzausbeute zu erwarten ist,
4. das Salz eine um etwa 10% bessere Düngefähigkeit besitzt als das bisher erzeugte,
5. die Gasreinigung vollkommen durchgeführt wird, ohne nennenswerte Kosten zu verursachen, so daß das Gas die Apparatur nicht mehr angreift und sich vorzüglich für Kraft- und Beleuchtungszwecke eignet.

## Die Versorgung der niederrheinisch-westfälischen Hochofenwerke mit Eisenerz und die schwedische Eisenerzfrage.

von Bergassessor Dr. Krupp, Dortmund.

(Schluß)

### D. Die Ausfuhrmengen schwedischen Eisenerzes nach dem Jahre 1932.

Aus der im vorhergehenden Abschnitt gegebenen Zusammenstellung geht hervor, daß sich die schwedische Eisenerzförderung bis zum Jahre 1932 vertragsmäßig bis zu einer Höchstleistung von mehr als 5 Mill. t steigern kann. Wesentlich anders werden sich die Verhältnisse nach dem Jahre 1932 gestalten. Der schwedische Staat kann 1932 zum erstenmal und 1942 zum letztenmal das Einlösungsrecht gegenüber den Grubengesellschaften geltend machen. Für den Fall, daß er 1932 dieses Recht nicht ausübt, ist für die Jahre 1933 bis 1937 die Eisenerzförderung des Landes wie folgt bestimmt:

Jahr	Kiruna-Erz t	Gellivara-Erz t	Grängesberg-Erz t	Summe t
1933	3 000 000	750 000	450 000	4 200 000
1934	3 000 000	750 000	450 000	4 200 000
1935	3 000 000	750 000	450 000	4 200 000
1936	3 000 000	750 000	450 000	4 200 000
1937	3 000 000	750 000	450 000	4 200 000
Se.	15 000 000	3 750 000	2 250 000	21 000 000

Die Eisenerzförderung sinkt also nach 1932 um 1 Mill. auf 4,2 Mill. t.

Obleich eine Steigerung des Satzes der Bergwerksabgabe im Jahre 1933 um 25 Öre für 1 t Kiruna-Erz und um 12,5 Öre für 1 t Gellivara-Erz vorgesehen ist, wird sich dennoch eine Mindereinnahme des Staates gegen das Erträgnis des Jahres 1932 ergeben, da infolge der Produktionseinschränkung nicht nur eine Verminderung des Ertrages der Bergwerksabgabe, sondern vor allem eine Verkürzung der Einnahme aus den Eisenbahnfrachten eintritt.

Es ist außerdem auffallend, daß die Produktionsmengen nur bis zum Jahre 1937 und nicht bis zum Jahre 1942 zahlenmäßig festgelegt sind. Ebenso ist eine Steigerung der Erzförderung aus dem Svappavara-Vertrag nur bis zum Jahre 1932 vorgesehen. Vielleicht ist jedoch aus dem Umstand, daß von 1937 ab die Vorzugsaktien unter Fortfall der Bergwerksabgabe mit dem gleichen Anrecht wie die Stammaktien an der Dividende teilnehmen, zu schließen, daß von dem genannten Jahr ab eine beliebige Menge Erz auf den Markt gebracht werden kann. Wie dem auch sei, aus allem geht hervor, daß der schwedische Staat beabsichtigt, von seinem Einlösungsrecht im Jahre 1932 unter allen Umständen Gebrauch zu machen, um auf diese Weise fast den ganzen schwedischen Erzbergbau zu verstaatlichen. Dieser Grundgedanke zieht sich mehr oder minder deutlich durch beide Verträge hindurch und findet einen Widerhall in den schwedischen Reichstagsverhandlungen, vor allem in der Sprache

der schwedischen Regierung und auch des größten Teiles der Presse.

Der Staat macht zweifellos ein gutes Geschäft, wenn er sein Einlösungsrecht ausübt.

Die Tonne phosphorhaltiges schwedisches Eisenerz mit 60% Fe kostete am Schluß des Jahres 1906, also in Zeiten der Hochkonjunktur, in Ruhrort etwa 22 *M.* Bis Ende 1909 ist der Preis bei niedergehender Konjunktur auf 18 *M.* gesunken und steht Anfang 1910 zwischen 20 und 20,75 *M.* Nimmt man das Mittel zwischen dem niedrigen Preis des Jahres 1909 und den jetzigen Preisen, so ergibt sich ein Durchschnittspreis in Ruhrort von 19,40 *M.* Dieser mittlere Satz erscheint geeignet, den folgenden Betrachtungen als brauchbarer Durchschnittswert zugrunde gelegt zu werden, da er den Marktwert des schwedischen Eisenerzes in Zeiten einer normalen Konjunktur darstellt und es nicht anzunehmen ist, daß dieser im Laufe der nächsten Jahre wesentlich sinken wird.

Die angegebenen Preise gelten aber nur für die Mengen schwedischen Eisenerzes, die nicht zu den bis zu den Jahren 1912 und 1917 vertraglich festgelegten Preisen geliefert werden müssen. Durch diese beiden Erzlieferungsverträge wird aber die Einnahme der schwedischen Grubengesellschaften sehr ungünstig beeinflusst. Um ein klares Bild von der voraussichtlichen späteren Einnahme der schwedischen Gesellschaften zu erhalten, soll daher ein Zeitpunkt gewählt werden, an dem die beiden Verträge bereits abgelaufen sind. Es möge das Jahr 1919 sein.

Unter der Voraussetzung, daß die tatsächlichen Selbstkosten für 1 t Kiruna-Erz in Ruhrort 14,83 *M.* im Jahre 1919 ausmachen, ergibt sich bei Zugrundelegung des gegenwärtigen, immerhin recht niedrig bemessenen Durchschnittspreises von 19,40 *M.* für die schwedischen Grubengesellschaften ein Rohgewinn von 4,57 *M.* = 4,08 K. Unter Abzug von 1,08 K für Generalunkosten, Zinsen, Abschreibungen u. dgl. berechnet sich hieraus ein Reingewinn von 3 K, ein Satz, der sich aber in günstigen Jahren voraussichtlich bedeutend höher stellen wird. Der Rohgewinn auf 1 t Gellivara-Erz wird sich vermutlich im Jahre 1919 auf 3,09 *M.* = 2,76 K belaufen und sich bei guter Geschäftslage ebenfalls erheblich steigern.

In Anbetracht dessen jedoch, daß die Kiruna-Gruben im Jahre 1919 ungefähr 3 Mill. t und die Gellivara-Gruben nur 750 000 t fördern werden, wird man schwerlich fehlgehen, wenn man behauptet, daß der durchschnittliche Reingewinn beider Gruben zusammen genommen bei nur einigermaßen günstigen wirtschaftlichen Verhältnissen im Jahre 1919 die Höhe von 3 K auf 1 t erreichen wird. Ein Reingewinn von 3 K darf aber nach den Zusatzbestimmungen des schwedischen Reichstages zum Artikel 9 des Staatsvertrages vom Jahre 1907 als Höchstgewinn für die Festsetzung der Einlösesumme zugrunde gelegt werden.

Die von dem schwedischen Staat an die Grubengesellschaft zu zahlende Einlösesumme beträgt im Jahre 1932 25 · 1/2 · Reingewinn im Durchschnitt der Jahre 1919 bis 1928. Die der Berechnung zugrunde zu legende Höchst-

förderung darf jedoch nur 3 Mill. t in Kiruna und 750 000 t in Gellivara betragen, Mengen, die nach den frühern Ausführungen auch sicherlich erreicht werden. Der Ankaufspreis wird sich also im höchsten Fall auf 140,625 Mill. K beziffern. Dieses Kapital erfordert unter Zugrundelegung eines Anleihezinsfußes von 4% an jährlichen Zinsen 5,625 Mill. K. Falls der schwedische Staat am 1. Januar 1933 von seinem Einlösungsrecht keinen Gebrauch macht, ergibt sich für ihn aus dem Unterschied der Einnahme aus der Bergwerksabgabe des Jahres 1932 in Höhe von 3,633 Mill. K gegenüber der Einnahme aus derselben Quelle im Jahre 1933 in Höhe von 3,375 Mill. K eine Mindereinnahme von rd. 258 000 K, ein Betrag, der verschwindend klein zu nennen ist gegenüber den größern zahlenmäßig nicht zu berechnenden Verlusten, die durch eine Verminderung der Einnahme aus den Eisenbahnfrachten infolge der verkürzten Produktionsmöglichkeiten entstehen.

Das schwedische Staatsbudget würde also bei der Nichteinlösung im Jahre 1933 eine erhebliche Mindereinnahme gegenüber dem Jahre 1932 aufzuweisen haben.

Falls aber der schwedische Staat am 1. Januar 1933 von seinem Einlösungsrecht Gebrauch macht, so ist er in der Lage, nicht nur die Mindereinnahme seines Budgets im Jahre 1933 zu beseitigen, sondern sogar noch eine erhebliche Steigerung der Einnahme des Jahres 1932 zu erzielen. Der Bergfiskus würde durch eine Förderung von nur 3 Mill. t, zu dem niedrigen Satz von 3 K Reingewinn auf 1 t gerechnet, den Zinsbetrag von 5,625 Mill. K und den Ausfall an Bergwerksabgaben in Höhe von 3,775 Mill. K in der Gesamtsumme von 9 Mill. K wieder eingebracht haben, wobei für den Eisenbahnfiskus nach wie vor dieselben hohen Frachtsätze bestehen bleiben könnten. Der Ausfall an Bahnfracht-Einnahmen, der durch Verminderung der Transportmengen von 5 Mill. t auf 3 Mill. t entstehen würde, könnte durch eine über 3 Mill. t hinaus gesteigerte Förderung wieder wettgemacht werden. Der Ertrag der Gruben würde also den Ausfall im Etat der Eisenbahnen decken.

Es hieße aber in die guten Kaufmannseigenschaften des schwedischen Staates, die er beim Abschluß der beiden Verträge mit den großen Grubengesellschaften des Landes bewiesen hat, Zweifel setzen, wenn man annehmen wollte, daß er sich die günstigste Gelegenheit, ohne irgendeine Belastung seines Budgets die großen Bodenschätze des Landes in sein Eigentum zu bringen, entgehen lassen würde. Der schwedische Staat würde in diesem Falle bei einem Absatz von nur 3—3,5 Mill. t Erz und einem gleichzeitigen Reingewinn von 3 K auf 1 t nicht nur die gleiche Stetigkeit seiner Einnahme wie in den Vorjahren erzielen, sondern könnte sie sogar durch eine Steigerung der Förderung bis auf 5 Mill. t in einem Maße erhöhen, daß die Ergebnisse der Vorjahre weit in den Schatten gestellt würden. Eine Amortisation des Anlagekapitals wäre alsdann in verhältnismäßig kurzer Zeit möglich.

Es ist daher nicht anzunehmen, daß die Eisenerzförderung vom Jahre 1933 ab, wenn der Staat von seinem Einlösungsrecht Gebrauch macht, zurückgehen

wird, im Gegenteil, man darf sogar folgern, daß vielleicht sogar eine Steigerung eintreten wird, die in erster Linie dem ausländischen Markt zugute kommen würde.

E. Die Bedeutung der monopolistischen Bestrebungen der schwedischen Regierung für die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie.

Der ausländische Markt und vor allem die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie als die bei weitem größte Abnehmerin von schwedischem Eisenerz können nach den vorausgegangenen Darlegungen auf einen gleichmäßigen und sich allmählich steigernden Bezug von schwedischem Eisenerz in den nächsten 25 Jahren bis zum 31. Dezember 1932 mit Bestimmtheit rechnen, während die Aussichten vom 1. Januar 1933 ab weniger gut sind. Entweder macht der schwedische Staat von seinem Einlöserrecht, was aber nicht zu erwarten ist, keinen Gebrauch — dann würde die schwedische Eisenerzausfuhr um etwa 1 Mill. t sinken — oder aber er setzt sich in den Besitz der Erzgruben und fördert auf eigene Rechnung. In diesem Falle wird sich die schwedische Eisenerzförderung aller Voraussicht nach in dem bisherigen Rahmen weiterbewegen, wenn man nicht gar eine Steigerung annehmen will. Immerhin scheint aber eine gewisse Vorsicht in dieser Beziehung am Platze zu sein. Die niederrheinisch-westfälische Hochofenindustrie wird gut daran tun, auf die nach Ablauf der nächsten 25 Jahre zu erwartende Steigerung der Eisenerzgewinnung Schwedens keine allzu großen Hoffnungen zu setzen, denn es ist klar, daß der schwedische Staat dann infolge seiner Monopolstellung versuchen wird, die Preisschraube ganz bedeutend anzuziehen.

Die Preise der schwedischen Eisenerze werden sich in den nächsten 25 Jahren im großen und ganzen in der bisher verfolgten Richtung bewegen; sie werden sich in erster Linie und in der Hauptsache nach Angebot und Nachfrage richten, wengleich auch nicht zu verkennen ist, daß sich der Preis infolge der steigenden Bergwerksabgabe und der wachsenden Bahnfrachten erhöhen wird. Der als Durchschnittssatz zugrunde gelegte Preis für 1 t schwedisches Eisenerz mit 60% Fe in Ruhrort in Höhe von 19,40  $\mathcal{M}$  wird z. B. in 1928 bei einer in den einzelnen Jahren gleichmäßigen Steigerung der Ausfuhrmengen wohl nicht wieder zu verzeichnen sein. Infolge der wachsenden Selbstkosten usw. ist es bei mittlern Wirtschaftsverhältnissen für dieses Jahr auf etwa 20,35  $\mathcal{M}$  anzunehmen, d. i. ein Satz, bei dem die Gesellschaft den in Frage stehenden Reingewinn von 3 K auf 1 t zur Not noch erzielen könnte.

Aber, wie bereits gesagt, nicht die Selbstkosten bestimmen in letzter Linie die Preise, sondern Angebot und Nachfrage. Wenn hier die Selbstkosten besonders preissteigernd in Rechnung gestellt sind, so liegt das in der eigenartigen, immer monopolartiger sich gestaltenden Stellung der schwedischen Eisenerzausfuhr zum Auslandmarkt.

Nach allem diesem wird man wohl nicht fehlgehen, wenn man sagt, die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie wird in den nächsten 25 Jahren ihren Bedarf an schwedischem Eisenerz, wenn er sich nicht allzu

sprunghaft entwickelt, ausreichend decken können, u. zw. zu Preisen, die sich bei allmählicher Steigerung des Bedarfs vielleicht um 1  $\mathcal{M}$  auf 1 t höher stellen werden als die bisher gezahlten Preise. Daß die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie von 1932 ab noch auf die Deckung eines größeren Bedarfs an schwedischem Eisenerz zu annehmbaren Preisen wird rechnen können, ist, wenn auch nicht sicher, so doch im höchsten Grade wahrscheinlich.

Im großen und ganzen wird man also die monopolistischen Bestrebungen der schwedischen Regierung in ihrer Festlegung durch die beiden im vorhergehenden des nähern behandelten Staatsverträge der Jahre 1907 und 1908 für die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie als günstig bezeichnen können. Die lebhafteste Beunruhigung, die sich in den niederrheinisch-westfälischen Industriekreisen in den Jahren 1905, 1906 und Anfang 1907 während der Verhandlungen des schwedischen Staates mit den großen Grubengesellschaften des Landes infolge der Ungewißheit über die Frage der künftigen Versorgung mit schwedischem Eisenerz geltend gemacht hatte, ist nunmehr beseitigt, da die Grundlagen für eine gedeihliche Entwicklung der niederrheinisch-westfälischen Roheisenproduktion unter Weiterverhüttung zum großen Teil schwedischer Eisenerze für die nächsten 25 Jahre vertraglich festgelegt und die Aussichten für die fernere Zukunft nicht als ungünstig zu erachten sind.

Auch die in Deutschland so lebhaft erörterte Frage eines schwedischen Ausfuhrzolles ist einigermaßen befriedigend gelöst. Die schwedische Regierung hat sich höchst geschickt an Stelle eines Ausfuhrzolles durch die Bergwerksabgabe eine vom schwedischen Reichstag geforderte dauernde und gleichmäßig steigende Einnahmequelle aus den großen Eisenerzschätzen des Landes gesichert. Immerhin wird die endgültige Regelung dieser Frage erst durch den neuen schwedischen Handelsvertrag, der am 1. Dezember 1911 in Kraft treten muß, erfolgen, nachdem der alte schwedische Tarif- und Meistbegünstigungsvertrag vom Jahre 1906, der ursprünglich am 31. Dezember 1910 ablaufen sollte, bis zu dem genannten Zeitpunkt verlängert worden ist<sup>1</sup>. So viel darf man aber jetzt wohl schon voraussagen, daß von Schweden neben der Bergwerksabgabe kein Ausfuhrzoll eingeführt werden wird. Dies ist hauptsächlich für die sieben niederrheinisch-westfälischen Hochofenwerke, die durch schwedische Eisenerzlieferungsverträge bis zum Jahre 1912 oder 1917 gedeckt sind, von Bedeutung, da die Geltung der Verträge unter gewissen Bedingungen von der Nichteinführung eines Ausfuhrzolles abhängig gemacht ist. Diese Werke können also nunmehr ihren Bezug von schwedischem Eisenerz zu den äußerst günstigen Vertragspreisen, die sich durchschnittlich um 2—3  $\mathcal{M}$  für 1 t niedriger stellen als die augenblicklichen Marktpreise, als gesichert annehmen.

Mit Befriedigung darf die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie der Fördersteigerung der für sie so wichtigen phosphorhaltigen Kiruna-Erze von 1,5 Mill. t im Jahre 1908 auf 3,3 Mill. t, ja sogar unter gewissen

<sup>1</sup> Verhandl. des Deutschen Reichstages, 63. Sitzung vom 14. April 1910.

Voraussetzungen auf 3,5 Mill. t in den nächsten Jahren entgegensehen, denn der Staatsvertrag vom 7. März 1907 beseitigt den für Rheinland und Westfalen so ungünstigen Staatsvertrag vom 2. Juli 1898, nach dem aus dem Kiruna-Bezirk nur 1,2 Mill. t jährlich über Narvik verfrachtet werden durften. Die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie kann also vorläufig mit Ruhe die Entwicklung der Dinge abwarten. Der mehr oder minder große Zwang, durch rasche Erschließung neuer Eisenerzgruben des In- oder Auslandes unergiebige Unternehmungen ins Leben rufen zu müssen, um den während der letzten Jahre so sehr gefährdeten Ausfall der schwedischen Eisenerze anderweitig zu decken, ist vorläufig behoben. Nichtsdestoweniger müssen gerade die niederrheinisch-westfälischen Eisenhütten infolge des fast völligen Fehlens von Eisenerz in ihrer Nähe ein wachsames Auge auf die Entwicklung der Eisenerzfrage haben. Die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie wird immerhin gut daran tun, sich für die Zukunft so einzurichten, daß sie sich schlimmstenfalls von dem Bezug schwedischer Eisenerze unabhängig machen kann. Wenn auch, wie oben ausgeführt, in dieser Hinsicht zu Besorgnissen vor der Hand kein Anlaß vorhanden ist, so ist doch die Frage des möglicherweise notwendig werdenden Ersatzes der hochprozentigen schwedischen Eisenerze durch anderweitiges Erz von ausschlaggebender Bedeutung für die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie. Ob es gelingen wird, in erreichbarer Nähe und zu annehmbaren Preisen einen geeigneten Ersatz ausfindig zu machen, läßt sich z. Z. noch nicht übersehen. So viel ist aber jetzt schon sicher, daß die deutsche und auch die französische Minette mit einem Eisengehalt von höchstens 36% trotz ihrer Leichtflüchtigkeit nicht den erhofften Ersatz für die schwedischen Eisenerze mit 58—65% Fe zu bieten vermögen. Falls ausschließlich durch den Bezug von Minette der gesamte Ausfall an schwedischem Eisenerz ausgeglichen werden sollte, wären ungefähr die doppelten Mengen von Minette erforderlich wie bisher von schwedischem Erz.

Würde man im Jahre 1907 das schwedische Erz durch die Minette ersetzt haben, so hätte in diesem Jahre die Zufuhr von Minette in das niederrheinisch-westfälische Industriegebiet die unglaubliche Höhe von etwa 7,16 Mill. t erreichen müssen. Aber abgesehen von den technischen Schwierigkeiten, die z. Z. noch der Verhüttung eines großen Zuschlages von Minette zu dem Möller der mit hohem Winddruck betriebenen niederrheinisch-westfälischen Hochöfen entgegenstehen, und abgesehen davon, daß die durch den Antrag des Eisen- und Stahlwerks Hoesch vom 23. Dezember 1905 ermäßigten Frachtsätze immer noch viel zu hoch bemessen sind, — die jetzigen Frachtkosten von Luxemburg nach Herne betragen 5,20 *M.*, die von Algringen 5,40 *M.* und aus dem französischen Minettegebiet 7,10 *M.*, bei Selbstkosten der Minette von 2—2,50 *M.* auf Stollen-gruben und von 2,50—3,50 *M.* auf Tiefbauanlagen — alsdaß die Minette an Stelle der schwedischen Eisenerze verhüttet werden könnte, würde das Ausbringen der niederrheinischen Hochöfen ganz bedeutend zurück-

gehen. Und gerade auf ihrem hohen Ausbringen beruht die Wettbewerbsfähigkeit der niederrheinisch-westfälischen Eisenindustrie gegenüber den immer mehr erstarkenden Saar-Mosel-Werken. Um ein erhöhtes Ausbringen gegen die letztern Werke erzielen zu können, ist die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie auf die Verhüttung reicher, hochprozentiger Erze angewiesen. Diese Erze in genügender Menge und zu annehmbaren Preisen zu beschaffen, muß also ein Hauptbestreben der führenden Männer der niederrheinisch-westfälischen Eisenindustrie sein.

Welche Bedeutung die Frage der Versorgung der niederrheinisch-westfälischen Eisenindustrie mit andern hochprozentigen Eisenerzen als schwedischen in der Zukunft erlangen wird, hängt von zwei leicht und in ihrer Wirkung lange im voraus zu übersehenden Faktoren ab, nämlich von der Entwicklung der schwedischen Eisenindustrie im Lande selbst und von der Nachfrage Großbritanniens (vielleicht auch Amerikas) nach schwedischen Eisenerzen. Ein starkes Emporschnellen der schwedischen Roheisenerzeugung wird die Ausfuhr um die im Lande selbst verhüttete Eisenerzmenge verringern. Im Falle des in Schweden erhofften großen Aufschwunges der heimischen Hütten- und Stahlindustrie dürfte auch der schwedische Staat im Jahre 1933, falls er in den Besitz der großen Eisenerzgruben des Landes gelangt, wenig geneigt sein, einer weitem Steigerung der Eisenerzausfuhr die Hand zu bieten, er wird vielmehr die großen Bodenschätze für sich allein nutzbar zu machen suchen. Erweisen sich jedoch die schwedischen Hoffnungen als trügerisch, so dürfte die nunmehr sichergestellte Eisenerzausfuhr nach dem Auslande für die weitere Zukunft eine beliebte Einnahmequelle des schwedischen Staates bilden.

Die Gefahren, die sich für die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie aus dem wenig wahrscheinlichen starken Aufschwung der schwedischen Eisenindustrie ergeben, sind jedoch gering im Verhältnis zu der wachsenden englischen Nachfrage nach schwedischem Eisenerz.

Während Deutschland im Jahre 1902 78% und 1908 83% und allein der niederrheinisch-westfälische Industriebezirk im Jahre 1902 64% und 1908 65% der gesamten schwedischen Eisenerzausfuhr aufgenommen haben, ist die schwedische Eisenerzeinfuhr nach England verhältnismäßig klein, doch zeigt sie ebenfalls eine Zunahme, u. zw. von 9% in 1902 auf 13% in 1907 der gesamten schwedischen Eisenerzausfuhr. Die Steigerung der schwedischen Eisenerzausfuhr nach England hat zum Ausgangspunkt die nachweislich in absehbarer Zeit eintretende Erschöpfung der spanischen Eisenerzlagerstätten in Bilbao. Nach dem Konsulatsbericht des französischen Vizekonsuls in Bilbao (Stahl und Eisen Jg. 1908 Nr. 9) ist der harte phosphorarme Roteisenstein (Campanile), dem Bilbao seinen Weltruf verdankt, nahezu abgebaut. Die z. Z. noch vorhandenen mulmigen Rot-, Braun- und Spateisensteine werden bei dem jetzigen Umfang der Förderung noch auf 10 Jahre vorhalten. Das Bestreben der Grubenbesitzer geht gegenwärtig dahin, mit dem vorhandenen Rest möglichst haushälterisch zu wirt-



schaften und die Erze nur bei besonders guter Preislage auf den Markt zu bringen. Je mehr sich also die spanischen Lagerstätten ihrer Erschöpfung nähern, desto mehr wird England sein Augenmerk auf den Bezug schwedischer Eisenerze richten. Die Erschöpfung der spanischen Erzlagerstätten wird daher den niederrheinisch-westfälischen Industriebezirk in doppelter Beziehung treffen, einmal durch den Rückgang der spanischen Eisenerzeinfuhr, sodann vor allem durch den im gleichen Maße wachsenden Wettbewerb Englands auf dem Markt für schwedisches Eisenerz.

Diese von England drohende Gefahr ist aber für die niederrheinisch-westfälische Eisenindustrie in den nächsten Jahren ebenfalls nicht allzu hoch zu veranschlagen, wengleich sie auch nicht unterschätzt werden darf, weil die englische Eisenindustrie in ihrer heutigen Verfassung infolge der dort vorherrschenden sauren Bessemer- und Martin-Verfahren hauptsächlich auf den Bezug phosphorfreier oder doch phosphorarmer Erze angewiesen ist.

1908 besaß Großbritannien 67 Bessemerbirnen, von denen 44 mit saurem und 23 mit basischem Futter ausgekleidet waren. In den Bezirken von Wales, Lancashire und Cumberland an der Westküste Englands ist ausschließlich das saure Verfahren üblich, während die Bezirke von Cleveland, Middlesborough<sup>1</sup> und Durham an der englischen Nordostküste bereits teilweise das basische Verfahren eingeführt haben. Wenn auch den Werken des Cleveland-Bezirks der Übergang zu dem basischen Verfahren dadurch einigermaßen nahegelegt war, daß sich dort Eisenerze finden, deren P-Gehalt in geröstetem Zustande bis zu 1% steigt, so hat auf diese Entwicklung doch auch der Umstand eingewirkt, daß die genannten Bezirke für die schwedische Eisenerzeinfuhr besonders günstig liegen.

Von den 23 basischen Konvertern entfallen 10 auf den Cleveland- und Durham-Bezirk, während sich die übrigen 13 hauptsächlich auf Schottland und daneben auf die andern mittelenglischen Bezirke verteilen.

Das einzige englische Werk, das ausschließlich nach dem basischen Verfahren arbeitet, sind die North Eastern Steel Works bei Middlesborough, woselbst in 4 Konvertern etwa 13 000 t Thomaseisen im Monat erblasen werden.

Im Jahre 1903 wurden in Großbritannien 68% des mit Luft gefrischten Flußeisens in der mit saurem Quarzfutter ausgekleideten Bessemerbirne hergestellt und nur 32% in der basischen Thomasbirne. Im Jahre 1908 hat sich dieses Verhältnis noch mehr zuungunsten des basischen Verfahrens verschoben. Hieraus erhellt, daß sich das basische Thomasverfahren in England noch nicht recht durchgesetzt hat. Es sprechen im Gegenteil alle Anzeichen dafür, daß sich der Thomasprozeß in England nicht weiter einbürgern wird. Denn seitdem man gelernt hat, den Martinofen nicht nur als Misch- und teilweisen Frischapparat, sondern auch als reinen Frischapparat zu benutzen und darin die Entphosphorung des Roheisens durchzuführen, hat man in England in der Erkenntnis der Überlegenheit des Martin-

metalls gegenüber dem Bessemerisieren dieses Verfahren besonders ausgebildet. Der sog. Talbotofen, ein kippbarer Martinofen, findet daher immer mehr Eingang, und es steht zu erwarten, daß dieser Ofen trotz der Langsamkeit seines Verfahrens — ein 200 t fassender Talbotofen kann in einer Woche nur so viel Stahl erzeugen wie eine Thomasbirne mit 20 t Fassungsvermögen in 1½ Tagen — das Thomasverfahren in absehbarer Zeit in England stark zurückdrängen, wenn nicht ganz beiseite schieben wird. Da der Frischprozeß im Talbotofen an keine bestimmte Zusammensetzung des Roheisens gebunden, es also einerlei ist, ob dieses einen großen oder geringen Phosphorgehalt besitzt, so kann dieser Ofen dazu berufen sein, die englische Eisenerzeinfuhr in ganz neue Bahnen zu lenken und dem englischen Eisenhüttenmann solche Eisenerze begehrenswert erscheinen zu lassen, die er, im Gegensatz<sup>1</sup> zum rheinisch-westfälischen, bisher verschmähte.

Der Durham-Bezirk stellte im Jahre 1907 aus 2,2 Mill. t Eisenerz 1,1 Mill. t Roheisen her, d. s. 9,3% der gesamten Produktion Großbritanniens, während der Cleveland- und Middlesborough-Bezirk aus 6,845 Mill. t Erz 2,434 Mill. t Roheisen, d. s. 26% der großbritannischen Gesamtproduktion, erblies. Es liegt auf der Hand, daß die beiden Bezirke schon jetzt willige Abnehmer der schwedischen phosphorhaltigen Kiruna-Erze sind und in steigendem Maße sein werden. Die neuerdings getätigten englischen Verträge über die Lieferung von 650 000 t schwedisches Eisenerz, auf die nächsten 4 Jahre verteilt, zu dem verhältnismäßig hohen Preis von 17 s in Middlesborough bei einem Gehalt von 60% Fe, reden eine deutliche Sprache.

Die Bezirke an der Westküste und in Mittelengland kommen vorläufig noch nicht als größere Verbraucher schwedischen Eisenerzes in Frage, da sie ungünstigere Transportverhältnisse aufzuweisen haben und z. Z. noch fast ausschließlich auf den Bezug von phosphorfreien oder doch phosphorarmen Erzen angewiesen sind. Und gerade diese Erze hat sich Schweden für den eigenen Bedarf gesichert.

Falls also der niederrheinisch-westfälischen Eisenindustrie in der englischen eine gefährliche Wettbewerberin um das schwedische Eisenerz erwachsen sollte, so müßten sich die englischen Eisenhüttenleute bei ihrer großen und vielleicht berechtigten Abneigung vor dem in Rheinland-Westfalen üblichen basischen Thomasverfahren dazu entschließen, das Talbotverfahren, von dem man sagen kann, daß es z. Z. das Versuchsstadium verlassen hat und soweit gereift ist, den Wettbewerb mit andern Verfahren aufzunehmen, immer mehr einzuführen, da vor der Hand kein andres Erzfrischverfahren die gleiche Aussicht auf praktischen Erfolg bietet. Ein solcher, höchst schwieriger Übergang läßt sich aber nur ganz allmählich und nur unter gewaltigen Unkosten vollziehen. Der niederrheinisch-westfälische Eisenindustriebezirk wird also vorläufig noch in der Lage sein, England in der Verhüttung schwedischer Eisenerze die Spitze zu bieten, denn ehe England über ein in allen Einzelheiten durchgebildetes Verfahren verfügt, das ebenso schnell und wirtschaftlich

<sup>1</sup> Middlesborough ist der Seehafenplatz des Clevelandbezirks, also das niederrheinisch-westfälische Rotterdam oder Emden.

eine Entphosphorung des Roheisens ermöglicht wie der Thomasprozeß, und ehe es auf diesem immerhin noch fremden Gebiete die notwendigen Erfahrungen gesammelt hat, wird wohl noch einige Zeit verstreichen.

Berichtigung: Auf S. 164 d. Jg. rechte Spalte Zeile 9 v. o. muß es statt 0,36 Jahres-PS heißen: 0,70 Jahres-PS.

## Markscheidewesen.

Beobachtungen der Erdbebenstation der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in der Zeit vom 23. bis 30. Januar 1911.

Datum	Erdbeben						Größte Bodenbewegung in der			Bemerkungen	Bodennunruhe	
	Zeit des			Dauer	Nord- Ost- verti- Süd- West- kalen- Richtung			Datum	Charakter			
	Eintritts st min	Maximums st min	Endes st		$\frac{1}{1000}$ mm	$\frac{1}{1000}$ mm	$\frac{1}{1000}$ mm					
25. Vorm.	2	2?	2	19—27	3	1	25	35	45	schwaches Fernbeben sehr schwaches Fernbeben	23.—24.	sehr schwach
30. „	1	5?	1	32—37	2 $\frac{1}{4}$	1 $\frac{1}{6}$	10	6	8		24.—25. 25.—27. 27.—30.	schwach lebhaft schwach

## Gesetzgebung und Verwaltung.

Schadenersatzanspruch wegen Beschädigung des Grundstücks infolge des Bergbaubetriebes auch ohne ein dingliches Recht am Grundstück, § 148 ABG. (Urteil des Reichsgerichts vom 29. Oktober 1910<sup>1</sup>.)

Durch den Vertrag vom 10. Dezember 1892/22. Februar 1893 sind der Firma K. gewisse, ihrem Inhalt und Umfang nach durch den Bahnbetriebszweck näher bestimmte Gebrauchsrechte an dem im Eigentum des Schlesischen Provinzialverbandes stehenden Chausseekörper eingeräumt worden. Die Rechte haben zwar nur einen rein persönlichen Charakter. Dies ist indessen für die Frage, ob wegen ihrer Verletzung die Klägerin als gegenwärtige Inhaberin der Rechte Schadenersatz aus § 148 ABG verlangen dürfte, belanglos. Denn die letztere Gesetzesvorschrift erfordert nichts weiter, als daß der Schaden dem »Grundeigentum« (oder dessen Zubehörungen) zugefügt ist, und enthält hinsichtlich der Personen, die von der Beschädigung des Grundstücks betroffen sind, keine einschränkende Bestimmungen; sie macht also namentlich die Entschädigungspflicht nicht davon abhängig, daß ein dingliches Recht am Grundstück durch die Grundstücksbeschädigung beeinträchtigt worden ist. Hierfür sprechen auch innere Gründe. Hat der Gesetzgeber es für angemessen erachtet, die Interessenkollision zwischen Grundeigentum und Bergbaubetrieb in der prinzipiellen Weise des § 148, d. h. durch Freigabe des Bergbaues gegen Ersatz des hierbei entstehenden Sachschadens, zu regeln, so ist nicht ersichtlich, weshalb die Schadloshaltungspflicht gleichzeitig von der oft reinen Zufälligkeiten ausgesetzten und für den Ersatzpflichtigen wirtschaftlich völlig belanglosen Voraussetzung hätte ab-

hängig gemacht werden sollen, daß das Recht, kraft dessen der Beschädigte Ersatz fordere, eine bestimmte juristische Natur haben müsse. Außerdem bestand z. Z. des Erlasses des ABG im preußischen Staatsgebiet, für dessen vollen Umfang das neue Gesetz in Kraft trat, hinsichtlich des Immobiliarsachenrechts, namentlich soweit es sich um die Zulassung dinglicher Belastung des Grundeigentums handelte, kein einheitlicher Rechtszustand. Es wäre also vor dem 1. Januar 1900, je nachdem das Bergwerk im Bereich des Landrechts, des gemeinen Rechts oder des rheinischen Rechts lag, bei gewissen Gebrauchs- und Nutzungsrechten der Inhaber desselben Rechts in einem Teil des preußischen Staates entschädigungsberechtigt gewesen, in den übrigen Teilen nicht. Daß der Gesetzgeber bei der von ihm beabsichtigten einseitigen Kodifizierung des Bergrechts eine solche für die Beteiligten praktisch überaus bedeutsame Rechtsverschiedenheit habe bestehen lassen wollen, ist nicht anzunehmen. Auf demselben Standpunkt steht bereits das Urteil des erkennenden Senats vom 30. Januar 1909<sup>2</sup>. Von der hier vertretenen Auffassung abzugehen, lag kein Anlaß vor.

Widerufflichkeit einer Kündigung, § 609 BGB. (Urteil des Reichsgerichts vom 29. Oktober 1910<sup>3</sup>.)

Die Kündigung ist zwar eine einseitige empfangsbedürftige Willenserklärung<sup>4</sup>, aber sie ist trotzdem nicht widerrufenlich<sup>5</sup>, denn sie ist für beide Teile von rechtlicher Wirksamkeit, und diese Wirkungen, einmal eingetreten, dauern für die Gestaltung des Rechtsverhältnisses bis zur Aufhebung mit beiderseitigem Willen fort. Die Kündigung wirkt daher

<sup>1</sup> RG Bd. 70, S. 242.

<sup>2</sup> Jurist. Wochenschr. 1911, S. 39.

<sup>3</sup> s. Ortmann, § 185, Nr. 6; Endemann, § 136 2a; Kommentar von Reichsgerichtsräten § 609, Nr. 2.

<sup>4</sup> s. Thiele im Arch. Ziv. Prax. Bd. 89, S. 163.

<sup>5</sup> Jurist. Wochenschr. 1911, S. 69.

nicht nur gegen den Gekündigten, sondern auch gegen den Kündigenden selbst<sup>1</sup>. Kann sich aber der Gekündigte auf die durch die Kündigung hervorgerufene Fälligkeit berufen, so braucht er sich eine einseitige Zurücknahme nicht gefallen zu lassen.

**Recht des Dienstverpflichteten auf Beschäftigung, § 631 BGB.** (Urteil des Reichsgerichts vom 26. Oktober 1910<sup>2</sup>.)

Der Hauptangriff der Revision geht dahin, daß der Vorderrichter im Widerspruche mit den Vorschriften des BGB und den Grundsätzen des gemeinen Rechts, nach denen dem Dienstverpflichteten ein im Wege des Prozesses verfolgbares Recht auf Beschäftigung nicht zustehe, durch seine Entscheidung dem Kläger ein solches Recht zuerkenne. Diese Rüge geht fehl. Wenn der Dienstverpflichtete auch regelmäßig nur einen Anspruch auf Vergütung hat, so ist doch ein Anspruch auf Annahme der Dienste auf Grund eines Dienstvertrages nicht schlechthin zu verneinen, sondern kann ausnahmsweise aus den Umständen des

gegebenen Falles entnommen werden, so im besondern bei Bühnengagementsverträgen<sup>1</sup>. Jedenfalls ist ein Anspruch des Dienstverpflichteten auf Beschäftigung, auf Annahme seiner Dienste zu bejahen, wenn, wie der Vorderrichter hier für den Fall der Leistung des richterlichen Eides feststellt, dem Dienstverpflichteten ein Recht, in bestimmter Weise beschäftigt zu werden, vertragsmäßig zugesichert ist. Dies folgt aus dem das Recht der Schuldverhältnisse beherrschenden Grundsätze der Vertragsfreiheit und gilt, wie dieser, nicht nur für das Recht des BGB, für das jener Satz bereits in einer Entscheidung des erkennenden Senats vom 9. Dezember 1902<sup>2</sup> ausgesprochen und auch in der Literatur anerkannt ist<sup>3</sup>, sondern auch für das hier anwendbare gemeine Recht.

<sup>1</sup> vgl. Opet. Deutsches Theaterrecht S. 174 ff., 192 und im Arch. Ziv. Prax. Bd. 86 S. 161 ff.

<sup>2</sup> Jurist. Wochenschr. 1903. Beil. S. 16; Gruchots Beitr. Bd. 47 S. 400.

<sup>3</sup> z. B. von Staub, HGB Anm 32 zu § 59 S. 281 ff.; Staudinger Erl. IV zu § 611, S. 879; Planck, Erl. 5a zu § 611, S. 558; von letzterm mit der Abweichung, daß im Falle einer solchen Abrede kein reiner Dienstvertrag, sondern ein gemischter Vertrag vorliege.

<sup>1</sup> s. Gruchots Beitr. Bd. 26. S. 394.

<sup>2</sup> Jurist. Wochenschr. 1911. S. 39.

## Volkswirtschaft und Statistik.

### Steinkohlenförderung im Oberbergamtsbezirk Dortmund im 4. Vierteljahr 1910.

Bergrevier	Zahl der betriebl. Werke	Förderung im 4. Vierteljahr				Absatz und Selbstverbrauch im 4. Vierteljahr			Zahl der Arbeiter im 4. Vierteljahr	
		1909	1910	1910 gegen 1909 ±		1909	1910	1910 gegen 1909 ±	1909	1910
		t	t	t	%	t	t	t		
Hamm	8	266 532	358 550	+ 92 018	+ 34,5	264 680	357 861	+ 93 181	7 076	8 751
Dortmund I	13	1 072 594	1 110 802	+ 38 208	+ 3,6	1 069 489	1 116 067	+ 46 578	17 762	17 569
Dortmund II	12	1 550 319	1 675 737	+ 125 418	+ 8,1	1 549 141	1 676 818	+ 127 677	24 390	25 012
Dortmund III	12	1 311 198	1 288 185	- 23 013	- 1,8	1 309 881	1 287 240	- 22 641	22 868	23 122
Ost-Recklinghsn.	8	1 535 884	1 635 950	+ 100 066	+ 6,5	1 520 632	1 652 602	+ 131 970	24 826	24 731
West-Recklinghsn.	9	1 633 395	1 854 781	+ 221 386	+ 13,6	1 647 599	1 871 218	+ 223 619	26 410	28 212
Witten	10	816 988	840 604	+ 23 616	+ 2,9	815 330	839 443	+ 24 113	13 059	13 277
Hattingen	18	700 930	689 263	- 11 667	- 1,7	699 441	692 219	- 7 222	11 708	11 590
Süd-Bochum	8	687 822	711 320	+ 23 498	+ 3,4	689 685	710 420	+ 20 735	12 480	12 164
Nord-Bochum	6	1 198 223	1 217 499	+ 19 276	+ 1,6	1 188 491	1 222 554	+ 34 063	19 455	18 587
Herne	8	1 273 275	1 298 077	+ 24 802	+ 1,9	1 277 686	1 305 794	+ 28 108	19 841	19 233
Gelsenkirchen	6	1 228 060	1 271 697	+ 43 637	+ 3,6	1 227 308	1 277 827	+ 50 519	18 853	18 302
Wattenscheid	5	1 177 881	1 204 388	+ 26 507	+ 2,3	1 168 530	1 207 060	+ 38 530	20 671	21 026
Ost-Essen	5	1 229 203	1 268 228	+ 39 025	+ 3,2	1 232 430	1 276 166	+ 43 736	17 011	17 061
West-Essen	7	1 357 297	1 476 283	+ 118 986	+ 8,8	1 350 408	1 488 226	+ 137 818	19 883	20 540
Süd-Essen	10	1 162 728	1 183 208	+ 20 480	+ 1,8	1 174 389	1 192 154	+ 17 765	16 284	16 083
Werden	12	652 072	700 301	+ 48 229	+ 7,4	642 280	725 948	+ 83 668	8 863	9 020
Oberhausen	4	1 161 686	1 246 618	+ 84 932	+ 7,3	1 167 656	1 247 767	+ 80 111	19 095	18 867
Duisburg	4	1 540 561	1 583 362	+ 42 801	+ 2,8	1 544 992	1 610 284	+ 65 292	23 891	24 040
zus.	165	21 556 648	22 614 853	+ 1 058 205	+ 4,9	21 540 048	22 757 668	+ 1 217 620	344 426	347 187

Das letzte Vierteljahr 1910 brachte im Oberbergamtsbezirk Dortmund gegen das vorhergehende Vierteljahr eine Steigerung der Förderung um 293 311 t. Im Vergleich zu der entsprechenden Zeit des Vorjahres ergibt sich eine Steigerung der Gewinnung um 1 058 205 t = 4,91%. Auch die Belegschaftsziffer zeigt eine Zunahme, u. zw. um 6580 Mann gegen das vorhergehende Vierteljahr und um 2761 Mann = 0,80% gegen das letzte Jahresviertel 1909. Im Durchschnitt des ganzen Jahres 1910 stellte sich die Belegschaftsziffer, wie die Zusammenstellung auf der folgen-

den Seite ersehen läßt, auf 345 137 Mann gegen 340 567 im Vorjahre. Die Steigerung beträgt 4570 Mann = 1,34%. Demgegenüber ist die Förderung in 1910 mit 86 864 504 um 4 060 828 t = 4,90% größer gewesen als im Vorjahre, wo sie 82 803 676 t betrug. Die stärkere prozentuale Zunahme der Förderung gegen die Arbeiterzahl deutet eine Steigerung des Förderergebnisses auf den Kopf der Belegschaft an. 1910 stellte sich dieses auf 251,68 t, nachdem es in 1909 auf 243,13 t zurückgegangen war; in 1907 und 1908 hat es 264,55 t und 246,96 t betragen.

Zeitraum	Förderung			Arbeiterzahl	
	insgesamt t	+ gegen das Vorjahr %	ins- gesamt	+ gegen das Vorjahr %	
1. Vierteljahr 1909	19 844 047		345 347		
1910	20 680 956	+4,2	348 908	+1,0	
2. " 1909	19 938 321		335 669		
1910	21 247 153	+6,6	343 844	+2,4	
3. " 1909	21 464 660		336 824		
1910	22 321 542	+4,0	340 607	+1,1	
4. " 1909	21 556 648		344 426		
1910	22 614 853	+4,9	347 187	+0,8	
Ganzes Jahr 1909	82 803 676		340 567		
1910	86 864 504	+4,9	345 137	+1,3	

Die im Ruhrkohlenbecken belegene zum O.-B.-Bez. Bonn gehörige Zeche Rheinpreußen förderte im 4. Vierteljahr 1910 (1909) bei einer Belegschaft von 9281 (9055) Mann 619 207 (586 738) t Steinkohle. Im ganzen Jahr förderte Rheinpreußen bei durchschnittlich 9067 (9221) Mann Belegschaft 2 450 337 (2 307 385) t.

Der Versand der Werke des Stahlwerks-Verbandes an Produkten B im Dezember 1910 betrug insgesamt 482 543 t (Rohstahlgewicht). Davon entfallen auf

	Dezember t	April/Dez. t
Stabeisen . . . . .	269 578	2 553 554
Walzdraht . . . . .	65 558	549 954
Bleche . . . . .	89 906	751 087
Röhren . . . . .	13 120	105 681
Guß- und Schmiedestücke . . .	44 381	401 121

## Verkehrswesen.

### Wagengestellung zu den Zechen, Kokereien und Briкетtwerken in verschiedenen preußischen Bergbaubezirken.

Bezirk Zeit	Insgesamt gestellte Wagen (Einheiten von 10 t)		Arbeitsfähig <sup>1</sup> gestellte Wagen (Einheiten von 10 t)		
	1910	1911	1910	1911	1911 gegen 1910 %
Ruhrbezirk 1.—15. Januar	276 018	287 830	24 002	25 029	+ 4,28
Oberschlesien 1.—15. Januar	89 008	94 952	8 092	8 632	+ 6,67
Preuß. Saarbezirk <sup>2</sup> 1.—15. Januar	31 988	32 665	2 908	2 970	+ 2,13
Niederschlesien 1.—15. Januar	16 868	16 790	1 406	1 399	— 0,50
Aachener Bezirk 1.—15. Januar	8 138	8 978	740	816	+ 10,27
Rheinischer Braunkohlenbezirk 1.—15. Januar	14 563	19 026	1 324	1 730	+ 30,66
Zusammen 1.—15. Januar	436 583	460 241	38 472	40 576	+ 5,47

<sup>1</sup> Die durchschnittliche Gestellungsziffer für den Arbeitstag ist ermittelt durch Division der Zahl der Arbeitstage (kath. Feiertage, an denen die Wagengestellung erheblich gegen den üblichen Durchschnitt zurück bleibt, aber immer noch annähernd die Hälfte ausmacht, als halbe Arbeitstage gerechnet) in die gesamte Gestellung.

<sup>2</sup> In dieser Übersicht wie auch bei den künftigen Nachweisungen ist unter „Saarbezirk“ entgegen der bisherigen Übung nur der preußische Saarbezirk zu verstehen.

**Ämtliche Tarifveränderungen.** Folgende Stationen sind umbenannt worden: Berge-Borbeck in Bergeborbeck, Paradies in Paradies (Pos.) und Rellinghausen Nord in Essen-Rellinghausen.

Niederschlesisch-sächsischer Kohlenverkehr. Vom 21. Januar ab sind die Stationen Feilitzsch, Fleißen, Gaschwitz und Gottleuba der sächsischen Staatsbahnen in den Tarif aufgenommen worden.

Niederländisch-deutsch-russischer Grenzverkehr. Heft 1 und 2. Am 19. Januar alten/1. Februar neuen Stils sind die Stationen Döbeln Ost, Kyllburg und Wriezen (Oder) in die Tarifhefte 1 und 2, Lichtenfels in das Tarifheft 1 und die Versandstationen Donnersmarckgrube (Abfertigungsstation Niedobschütz) und Gräfin-Johannaschacht (Abfertigungsstation Karf) in die Ausnahmetarife 9 für Steinkohle usw. der Tarifhefte 1 und 2 einbezogen worden. Ferner sind durch die Eröffnung der Nebenbahn Großgraben—Ostrowo für den Verkehr zwischen Szczypiono einerseits und verschiedenen Stationen der Dir.-Bez. Breslau, Kattowitz und Posen andererseits Entfernungsabkürzungen eingetreten.

Tfv. 1101. Oberschlesischer Kohlenverkehr nach dem mittlern, nord- und südwestlichen Gebiet (ehemalige Gruppen II, III und IV). Vom 1. Februar ab ist ein Nachtrag V eingeführt worden, der außer den bereits im Verfügungswege bekanntgegebenen Frachtsätzen neue Sätze nach den Stationen Caaschwitz und von der Donnersmarckgrube enthält.

Westdeutscher Kohlenverkehr. Die im Tarifheft 1 enthaltenen Frachtsätze für die Station Mannheim Industriehafen sind vom 1. Februar ab aufgehoben worden. Vom gleichen Tage ab erfolgt die Frachtberechnung bis auf weiteres nach den Entfernungen der Gütertarife und zu den Frachtsätzen des Rohstofftarifs.

Tfv. 1267. Oberschlesisch-österreichischer Kohlenverkehr. Teil II, Heft 3. Vom 1. Februar ab bis auf Widerruf bzw. bis zur Durchführung im Tarifwege, längstens jedoch bis zum 1. Februar 1912, sind die Stationen Freistadt in Oberösterreich, Kaplitz, Steinkirchen, Umlowitz und Welleschin — sämtlich zur k. k. Staatsbahndirektion Linz gehörig — als Empfangsstationen einbezogen worden.

Elbeumschlagstarif für Westösterreich vom 1. Februar 1905. Ergänzung des Ausnahmetarifs für mineralische Kohle. Vom 1. Februar ab bis auf Widerruf bzw. bis zur Durchführung im Tarifwege, längstens bis 1. Februar 1912, ist die Nomenklatur des Ausnahmetarifs Nr. 25 für mineralische Kohle usw., enthalten im Nachtrage VII zum Elbeumschlagstarif für Westösterreich, durch Aufnahme folgender Artikel, für die die Frachtsätze bei Frachtzahlung für mindestens 10000 kg für den Wagen und Frachtbrief Anwendung finden, ergänzt: Braunkohlenkoks, Steinkohlenkoks, Gaskoks aus Leuchtgasfabriken, Koksasche, Kokslosche, Kokszünder (Zünderkoks) und Rostfallzünder.

Tfv. 1253. Oberschlesisch-österreichischer Kohlenverkehr. Teil II, Heft 1. Vom 1. April ab werden die nach Poysdorf auf den Seiten 91—95 des Tarifs aufgeführten Frachtsätze um 22 h für 1000 kg erhöht.

Deutsch- und niederländisch-russischer Gütertarif, Teil VII (Ausnahmetarif 9 für Steinkohlen usw.) vom 19. Mai alten, 1. Juni neuen Stils 1909. Am 19. März alten, 1. April neuen Stils tritt der Nachtrag 2 in Kraft, der außer der bereits bekanntgemachten Änderung der Wagenladungsnorm für Steinkohle und Steinkohlenbriketts auf russischen Strecken Frachtsätze für neu aufgenommene Versandstationen, die Aufhebung der Frachtsätze für die Station Neurode und Berichtigungen enthält.

Belgisch-bayerischer Kohlenausnahmetarif vom 1. Juli 1910. Ziffer 5 der Anwendungsbestimmungen nebst zugehöriger Fußnote (S. 4 des Tarifs) wird vom 1. April ab durch folgende ersetzt: 5. Die Sätze dieses Tarifes ermäßigen sich: a) bei gleichzeitiger Auflieferung von mindestens 60 000 t durch denselben Versender zwecks Beförderung über dieselbe belgische Übergangsstation nach ein und derselben Bestimmungsstation an ein und denselben Empfänger mittels ausschließlicher Verwendung von 20 t-Wagen um 0,75 fr. für 1000 kg, b) bei gleichzeitiger Auflieferung von mindestens 100 000 kg unter den gleichen Voraussetzungen und Bedingungen, wie vorstehend angegeben, um 1 fr. für 1000 kg. Die belgische Verwaltung behält sich das Recht vor, geeignetenfalls auch Wagen von anderm Ladegewicht zur Verfügung der Versender zu stellen.

### Marktberichte.

**Ruhrkohlenmarkt.** Für den Eisenbahnversand von Kohle, Koks und Briketts wurden im Ruhrbezirk durchschnittlich arbeitstäglich<sup>1</sup> an Wagen (auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)

	im			
	Dezember		Januar	
	1909	1910	1910	1911
	gestellt:			
1. Hälfte . . .	24 215	25 936	24 002	25 029
2. „ . . .	24 274	26 318	24 408	
	es fehlten:			
1. Hälfte . . .	—	273	—	—
2. „ . . .	—	174	—	—

Die Zufuhr von Kohle, Koks und Briketts aus dem Ruhrbezirk zu den Rheinhäfen betrug durchschnittlich arbeitstäglich in Wagen (auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt):

Zeitraum	Ruhrort		Duisburg		Hochfeld		in diesen 3 Häfen zus.	
	1910	1911	1910	1911	1910	1911	1910	1911
1.—7. Jan.	1893	1961	1256	999	48	92	3198	3052
8.—15. „	2370	2100	1098	1013	37	151	3505	3264
16.—22. „	3125	2108	1625	929	93	106	4844	3143
23.—31. „	2577		823		53		3453	

Der Wasserstand des Rheins bei Kaub betrug im Januar am

1.	4.	8.	12.	16.	20.	24.	28.	31.
3,10	2,74	2,41	2,24	2,08	1,83	1,78	1,75	1,99

Nach der Besserung, die sich für die letzten zwei Monate des Vorjahres in der Lage des Ruhrkohlenmarktes feststellen ließ, hat der Januar wieder eine gewisse Abschwächung gebracht, die in einigen Sorten sogar Absatzschwierigkeiten zur Folge hatte. Wie die Wagengestellungsziffern erkennen lassen, blieb der Versand wesentlich hinter dem Ergebnis des Vormonats zurück; erheblich geringer waren vor allem die Zufuhren zu den Rheinhäfen, die durch wiederholte Sperrung der Kipper ungünstig beeinflusst wurden.

<sup>1</sup> Die durchschnittliche Gestellungsziffer für den Arbeitstag ist ermittelt durch Division der Zahl der wöchentlichen Arbeitstage (kath. Feiertage als halbe Arbeitstage gerechnet) in die gesamte wöchentliche Gestellung.

Unter diesen Umständen mußten auch wieder vereinzelt Feierschichten eingelegt werden.

Der Absatz in Fettkohle war befriedigend, mit Ausnahme von Stückkohle und grober Nußkohle, worin sich namentlich in der zweiten Hälfte des Monats Absatzschwierigkeiten bemerkbar machten.

Auch in Gaskohle war der Absatz der Jahreszeit entsprechend zufriedenstellend, dagegen ist in Gasflammkohle durchweg ein Rückgang gegenüber dem Dezember zu verzeichnen.

Der Absatz in Eß- und Magerkohle blieb bei der gleichen Zahl Arbeitstage gegen den des Vormonats etwas zurück. Die dem Syndikat zur Verfügung gestellten Mengen konnten mit Ausnahme von Magerfeinkohle, deren Abnahme infolge der Kippersperre nicht immer rechtzeitig möglich war, untergebracht werden.

Die Anforderungen in Hochofenkoks zeigten im Januar gegenüber dem Vormonat eine kleine Abschwächung. In den übrigen Koksarten war dagegen eine Steigerung des Versandes festzustellen, so daß im allgemeinen die Beschäftigung sich ungefähr auf der Höhe des Monats Dezember hielt.

Auf dem Brikettmarkt haben sich die Verhältnisse im Januar nicht geändert; Beschäftigung und Absatz blieben verhältnismäßig befriedigend.

Schwefelsaures Ammoniak. Infolge andauernd starker Nachfrage im Inlande wie auch vom Auslande zeigte der Markt im Januar große Festigkeit. Obwohl die Ablieferungen im Inlande die des gleichen vorjährigen Monats wesentlich überstiegen, ist doch die Nachfrage für Frühjahrslieferung noch unausgesetzt so stark, daß die verfügbaren Mengen kaum genügen werden, allen Anforderungen zu entsprechen. Die englischen Notierungen stellten sich auf 12 £ 7 s 6 d bis 13 £ 5 s.

Benzol. Die Absatzverhältnisse für Benzol waren gleich günstig wie in den letzten Monaten, so daß die Erzeugung vollständig abgesetzt werden konnte. Die englischen Notierungen erfuhren unter diesen Umständen eine weitere Erhöhung und stellten sich auf 7<sup>1</sup>/<sub>4</sub> bis 8<sup>1</sup>/<sub>4</sub> d für 90er und auf 7<sup>1</sup>/<sub>2</sub> bis 8 d für 50er Benzol. Der Absatz von Toluol, Xylol und Solventnaphtha hielt sich auf der Höhe der Vormonats.

Teer. Die Abnahme des Teers erfolgte im Inlande glatt und im vollen Umfang der Erzeugung.

Teerprodukte. Die Nachfrage nach Pech war auch im abgelaufenen Monat außerordentlich lebhaft, was zur Folge hatte, daß die englischen Notierungen weiter gestiegen sind. Es wurden in England Ende Januar 40 bis 41 s gefordert. In Teeröl blieb das Geschäft der Jahreszeit entsprechend abgeschwächt. Die Nachfrage nach Naphthalin bewegte sich in denselben Grenzen wie im Vormonat.

Essener Börse. Nach dem amtlichen Bericht waren am 30. Januar die Notierungen für Kohle, Koks und Briketts dieselben wie die in Nr. 1 S. 36, Jg. 1911 d. Z. veröffentlichten. Die nächste Börsenversammlung findet Montag, den 6. Februar, Nachmittags von 3<sup>1</sup>/<sub>2</sub> bis 4<sup>1</sup>/<sub>2</sub> Uhr, statt.

**Vom belgischen Kohlenmarkt.** Im verflossenen Monat haben zwei Vorkommnisse dem heimischen Kohlenmarkt die im vorhergehenden Monat vermißte Festigkeit verliehen. In erster Linie trug der Ausstand der Bergleute im Lütticher Revier hierzu bei. In der gleichen Richtung wirkte die ziemlich unvermittelt einsetzende kalte Witterung, die stärkere Anforderungen in Hausbrandkohlen zur Folge hatte. In Zechen- und Großindustriekreisen hatte man der Ausstandsbewegung, die mit der Anwendung des seit Anfang dieses Jahres gültigen neuen Bergarbeitergesetzes zusammenhing, nicht allzuviel Bedeutung beigemessen; es ist auch dadurch, daß der Ausstand auf das eigentliche Lütticher Becken beschränkt blieb, durchaus nicht zur Beunruhigung der Verbraucher gekommen, denn die benachbarten Zechen von Charleroi konnten bei den dort vorhandenen reichlichen Vorräten rasch eingreifen und ihre Bestände in wünschenswerter Weise entlasten. Auch bot sich dem rheinisch-westfälischen Revier eine willkommene Gelegenheit, mit zahlreichen Angeboten greifbarer Posten am belgischen Markt zu erscheinen und sich hier noch mehr festzusetzen. Es kann daher keine Rede davon sein, daß als Folge des Streiks eine irgendwie fühlbare Knappheit in Kohle eingetreten sei, obwohl es begreiflich erscheint, daß die auf reichlichere Vorräte angewiesene Großindustrie in der Versorgung weiter gegangen ist als in normalen Zeiten und sich für alle Fälle vorgesehen hat, weil die Arbeitseinstellung mit dem Eintritt kälterer Witterung zusammenfiel. Andererseits ist nicht zu verkennen, daß durch den etwa einen Monat währenden Ausstand, an dem sich in der Zeit seines größten Umfangs 25 000 bis 27 000 Arbeiter beteiligt hatten, ein merklicher Förderausfall eingetreten ist, der, in Verbindung mit den verringerten Vorräten auch in Charleroi, zu einer wesentlich festern Preishaltung als vorher führte. Forderungen über die bisherige Grundlage hinaus sind indes nicht hervorgetreten. Auch für die nächsten Wochen liegt eine unmittelbare Anregung hierzu nicht vor, es erscheint dagegen nicht ausgeschlossen, daß die gegenwärtig festern Preisstellungen bei den meist verlangten Sorten (namentlich Magerfeinkohlen und Würfeln) mit der nächsten Ausschreibung für den Staatsbahnbedarf, die im März stattfindet, in höhere Sätze übergeleitet werden. Denn der Förderausfall wird sich durch die notwendige Handhabung des Gesetzes über die Arbeitszeit wohl noch steigern, obwohl man den Wirkungen des Gesetzes in Zechenkreisen durch Veränderung der Einfahrtzeiten und Pausen zu begegnen sucht. Die weitere Gestaltung des Marktes wird mit dem Ergebnis der März-Verdingung an Durchsichtigkeit gewinnen. Man hat sich eben bei neuen Käufen größeren Umfangs mehr und mehr daran gewöhnt, die Angebotpreise bei der Staatsbahn-Ausschreibung als Richtschnur dienen zu lassen; bis zu diesem Zeitpunkt wird sich daher die Kaufstätigkeit auf die Deckung des notwendigen Bedarfs und auf Zusatzmengen beschränken, zumal aus den vorhin angegebenen Gründen schon vorher eine reichlichere Versorgung stattgefunden hat. Sodann ist auch der fernern Entwicklung des Geschäfts in Hausbrandsorten einiger Einfluß beizumessen. Seit Anfang dieses Jahres kann der Absatz hierin als befriedigend gelten und die Witterungsverhältnisse sind ihm bis in die letzte Zeit günstig geblieben. Die Vorräte haben somit nicht mehr die beängstigende Höhe wie am Schluß des Vorjahres aufzuweisen, und der vorher bemerkbare Preisdruck liegt gegenwärtig nicht mehr vor.

Die andauernd gute Beschäftigung des Großeisenwerkes und die Zunahme der Roheisenherstellung sprechen ebenfalls dafür, daß die Bezüge von dieser Seite eher wachsen werden. Es muß jedoch fraglich erscheinen, ob die heimischen

Lieferanten hiervon besondern Nutzen haben werden, denn der ausländische Wettbewerb, namentlich der der deutschen Zechen, ist entschieden schärfer geworden. Der Bahnversand an Kohlen und Koks aus den belgischen Bezirken, einschließlich der Lieferungen für die Staatsbahn, ist mit 21,8 Mill. t im verflossenen Jahre um rd. 600 000 t gegen 1909 zurückgeblieben und auch gegen 1908 ist noch eine Abnahme von 100 000 t zu verzeichnen. Hierin kommt vornehmlich der mehrmalige Ausfall des Staatsbahnbedarfs zum Ausdruck, der infolge niedriger Angebote britischer Lieferanten für die heimischen Zechen besonders fühlbar gewesen ist. Im übrigen ist das Angebot in englischen Kohlen in den letzten Wochen merklich schwächer aufgetreten, weil die dortige Marktstimmung, aus den schon früher angegebenen Gründen, fester geworden ist und die Preise aufstrebende Richtung eingeschlagen haben. Die Gesamteinfuhr ausländischer Kohle erreichte im Jahre 1910 mit 6,45 Mill. t einen Zuwachs um 580 000 t. Hiervon entfallen auf deutsche Lieferungen 3,68 Mill. t, mit einer Steigerung um 366 000 t; die Sendungen aus England zeigen bei 1,2 Mill. t einen geringen Rückgang, die Zufuhr aus Frankreich weist dagegen mit 845 000 t wieder eine merkliche Zunahme (220 000 t) auf. Bei der Gesamtausfuhr an Kohlen in Höhe von 5,1 Mill. t ist eine Abnahme um rd. 240 000 t zu verzeichnen, die auf geringere deutsche, holländische sowie auch französische Bezüge zurückzuführen ist.

Auf dem Koksmarkt liegen die Verhältnisse für die heimischen Zechen durchgängig besser. Der Abruf in Hochofenkoks erfolgte stets sehr flott; hierin kam die Zunahme der Roheisenherstellung besonders deutlich zum Ausdruck. Aber auch die Gießereien nahmen wachsende Mengen auf, so daß im allgemeinen keine größeren Vorräte bei den Zechen vorhanden sind. Die seit dem Vorjahr erhöhten Preise konnten voll behauptet werden. Die Einfuhr von Koks hat zwar ebenfalls eine erhebliche Steigerung erfahren, sie zeigt bei rd. 500 000 t eine Zunahme um 184 000 t, die ausschließlich auf deutsche Lieferungen entfällt; immerhin war man in der Ausfuhr im letzten Jahr etwas erfolgreicher, diese zeigt bei 1,04 Mill. t einen Zuwachs von rd. 40 000 t. Die heimische Brikettherstellung hat eine neue Anregung erfahren durch die seither nicht gewohnte Bestellung der Staatsbahnverwaltung, die sich auf 260 000 t belief. Man folgert daraus eine stärkere Verwendung dieses Brennstoffs bei den Staatsbahnen und schätzt den jährlichen Verbrauch auf 800 000 bis 900 000 t. Die Preise — 17 fr. für Größe I und 19 fr. für Größe II — konnten unverändert behauptet werden. Eine demnächstige Erhöhung dieser Sätze erscheint angesichts der Verteuerung der Feinkohlensorten und andrer bei der Brikettherstellung verwendeter Rohstoffe nicht ausgeschlossen. Die Briketeinfuhr, die fast ausschließlich von Deutschland erfolgt, hat sich im vorigen Jahre ebenfalls wesentlich gehoben, es wurden rd. 270 000 t bezogen, gegen 158 000 in 1909. Die Ausfuhr hat mit 546 000 einen mäßigen Rückgang erfahren.

Die gegenwärtigen Preise lauten wie folgt:

	Magerkohle:	fr.
Staubfeinkohle . . . . .		8—8½
Feinkohle, körnig 0/45 . . . . .		11—11½
Würfelnkohle, 10/20 mm, für die Industrie . . . . .		13½—14½
„ für Hausbrandzwecke . . . . .		23½—26
Stückkohle . . . . .		24½—26
	Viertelfettkohle:	
Feinkohle, körnig 0/45 . . . . .		11½—12
Würfelnkohle, 10/20 mm, für die Industrie . . . . .		14½—15½

	fr.
Würfelkohle, 20/30 mm, für Hausbrandzwecke	24—26
Förderkohle 50%	20—21
Stückkohle	27—28
Halbfette Kohle:	
Feinkohle, körnig 0/45	13—14
Würfelkohle, 10/20 mm, für die Industrie	15½—18
„ „ 20/30 mm, für Hausbrandzwecke	25—26½
Förderkohle 50%	22—24
Stückkohle	29—32
Flénu-Staubkohle	12
„ -Feinkohle	13
„ -Förderkohle	15
Koksfeinkohle	12¾
Anthrazit-Würfel, 20/30 mm, für Hausbrandzwecke	24—26
„ -Würfel, 8/20 mm, für die Industrie	13—14
„ -Stückkohle, 50/80 mm	28—30
„ -Nüsse, gewaschen, 30/50 mm	32—34
Koks, gewöhnlicher	22
„ halbgewaschener	25½
„ gewaschener	29

Bei Kokslieferungen nach Ostfrankreich sind die entsprechenden Preise ½ fr. niedriger

Briketts, Größe I.	17
„ Größe II.	19
„ für die Marine	21

(H. W. V., Brüssel, Ende Januar).

**Zinkmarkt.** Rohzink. Nach den starken Käufen in den letzten beiden Monaten des Vorjahres hat sich an allen Welthandelsplätzen die Tendenz abgeschwächt, und die Käufer sind zurückhaltend. Man erwartet jedoch im Februar wieder ein kräftigeres Eingreifen des Verbrauchs. Die Preise von 49  $\mathcal{M}$  für gewöhnliche und 50  $\mathcal{M}$  für 100 kg Spezialmarken sind unverändert, doch werden Vergünstigungen je nach Höhe der Entnahme gewährt. Verkäufe zu Skala-preisen sind demnächst wieder gestattet. London war in den letzten Tagen stark nachgebend und schließt mit 23 £ 7 s 6 d bis 23 £ 10 s. New York notiert 5,55 c. Der Jahresdurchschnittspreis für 1 t in London stellte sich in 1910 auf 23 £ gegen 23 £ 3 s in 1909.

Nach der Statistik von Merton & Co. betrug die Weltproduktion in metr. t:

	1909	1910
Deutschland	220 081	227 747
Vereinigte Staaten	240 447	250 627
Belgien	167 102	172 578
Großbritannien	59 350	63 078
Frankreich und Spanien	56 119	58 125
Holland	19 548	20 975
Österreich und Italien	12 639	13 305
Polen	7 945	8 128
Australien	—	508

Die Gewinnung Deutschlands verteilte sich auf:

Oberschlesien	139 690	140 249
Rheinland, Westfalen usw.	80 391	87 498

Die europäische Produktion erhöhte sich gegen 1909 um 3,89% und in den letzten 10 Jahren um 47,37%; die Weltproduktion stieg gleichzeitig um 4% und 60%.

Die Ausfuhr entwickelte sich im vergangenen Jahre recht günstig; sie war um 6518 t höher als in 1909, dagegen ist die Einfuhr um 5186 t kleiner gewesen.

Am Empfang aus Deutschland waren u. a. beteiligt in Tonnen: Großbritannien mit 37 265 (28 135 in 1909), Öster-

reich-Ungarn 19 743 (20 732), Rußland 11 592 (8 051), Schweden 1 837 (2 354), Italien 2 404 (2 354), Norwegen 3 417 (312), Japan 1 503 (809), Dänemark 836 (755), Argentinien 551 (309).

Der Wert der Ausfuhr betrug im vergangenen Jahre 37,07 Mill.  $\mathcal{M}$  gegen 34,16 Mill.  $\mathcal{M}$  in 1909. Großbritannien führte im Jahre 1910 123 054 t ein gegen 104 217 t in 1909. An diesen Mengen war Deutschland beteiligt in 1910 mit 30,3% gegen 27% in 1909.

**Zinkblech.** Im Wagenladungsverkehr werden für normale Nummern 57,35 bis 59,35  $\mathcal{M}$  für 100 kg je nach Menge und Termin bezahlt. Auch in Zinkblechen war die Ausfuhr im Vergleich mit dem Vorjahr recht befriedigend, wozu in erster Linie die starken Versendungen nach Argentinien beitrugen. Am Empfange waren u. a. beteiligt in Tonnen: Großbritannien mit 5 755 (6 808), Dänemark 1 719 (1 583), Italien 1 317 (858), Schweden 1 434 (1 082), Britisch-Südafrika 2 785 (1 461), Japan 2 605 (2 426), Argentinien 4 507 (7). Der Wert der Ausfuhr betrug im vergangenen Jahre 13,55 Mill.  $\mathcal{M}$  gegen 9,5 Mill.  $\mathcal{M}$  in 1909.

**Zinkerz.** Die Versorgung Deutschlands mit ausländischen Zinkerzen hat in den letzten 10 Jahren eine ständig steigende Zunahme erfahren, während in 1901, also vor 10 Jahren, nur 34 531 t im Werte von 3,3 Mill.  $\mathcal{M}$  in Deutschland verblieben, erhöhte sich die Menge in 1905 auf 87 605 t im Werte von 9,19 Mill.  $\mathcal{M}$ , in 1909 auf 149 116 t im Werte von 17,1 Mill.  $\mathcal{M}$  und in 1910 auf 181 144 t im Werte von 20,54 Mill.  $\mathcal{M}$ . Im vergangenen Jahre waren in erster Reihe an der Einfuhr beteiligt: Schweden mit 6 689 t, Frankreich mit 7 415, Algerien mit 6 432, Türkei mit 10 663, die Vereinigten Staaten mit 8 436, Spanien mit 20 672 und der Australbund mit 134 591 t. Von Mexiko wurden in diesem Jahre 2 192 t zugeführt. Über Stettin betrug die Einfuhr 61 116 t in 1910 gegen 69 215 t in 1909. Seit 1. Januar d. J. wird von Spanien ein Ausfuhrzoll von 0,10 Pesetas für 100 kg erhoben!

**Zinkstaub.** Die Tendenz ist ruhig, doch werden auf Termin wesentlich höhere Preise als im Vorjahre verlangt. Die Ausfuhr hielt sich 1910 fast genau in derselben Höhe wie 1909, wogegen die Einfuhr um 450 t stieg.

Einfuhr und Ausfuhr Deutschlands betragen:

	Einfuhr		Ausfuhr	
	1909	1910	1909	1910
	t	t	t	t
Rohzink	44 514	39 328	76 183	82 700
Zinkblech	99	246	18 999	26 623
Bruchzink	2 476	1 896	6 043	6 103
Zinkerz	201 110	240 584	51 994	59 440
Zinkstaub	835	1 235	3 021	3 091
Zinksulfidweiß	2 482	3 342	7 563	10 558
Zinkweiß	4 520	4 612	18 439	22 701

(Paul Speier, Breslau, Ende Januar).

**Marktnotizen über Nebenprodukte.** Auszug aus dem Daily Commercial Report, London, vom 31. (25.) Januar 1911. Rohteer 18 s 9 d—22 s 9 d (desgl.) 1 long ton; Ammoniumsulfat 13 £ 2 s 6 d (13 £) 1 long ton, Beckton prompt; Benzol, 90°/100° 9¾—10 (9¾) d, ohne Behälter: 8½ (8½—8½) d, 50°/100° 9¾ (9½) d ohne Behälter: 8¼ d (desgl.); Norden 90°/100° ohne Behälter 8¼—8½ d (desgl.) 50°/100° ohne Behälter 8—8¼ (8¼) d, 1 Gallone; Toluol London 9¾ d (desgl.), Norden 9¼ d (desgl.), reinl s (desgl.) 1 Gallone; Kreosot London ohne Behälter 2¼—2¾ d (desgl.), Norden 1⅞—2 d (desgl.) 1 Gallone; Solventnaphtha London 90°/100° 11½ d—1 s (desgl.), 90°/100° 11¾ d—1 s (desgl.), 95°/100° 1 s—1 s ½ d (desgl.). Norden 90°/100° 11 d—1 s (desgl.) 1 Gallone;

Rohnaphta 30% ohne Behälter  $3\frac{3}{4}$ — $4\frac{1}{4}$  d (desgl.), Norden  $3$ — $3\frac{1}{4}$  d (desgl.) 1 Gallone; Raffiniertes Naphthalin 4 £ 10 s—8 £ 10 s (desgl.) 1 long ton; Karbolsäure roh 60% Ostküste 1 s 1 d—1 s  $1\frac{1}{2}$  d (1 s  $1\frac{1}{2}$  d—1 s 1 d), Westküste 1 s  $1\frac{1}{2}$  d—1 s 1 d (1 s—1 s  $1\frac{1}{2}$  d) 1 Gallone; Anthrazen 40—45% A  $1\frac{1}{2}$ — $1\frac{3}{4}$  d (desgl.) Unit; Pech 39—40 s (desgl.), Ostküste 39 s (desgl.) cif.; Westküste 38 s 6 d (38 s—38 s 6 d) f. a. s. 1 long ton.

(Rohteer ab Gasfabrik auf der Themse und den Nebenflüssen, Benzol, Toluol, Kreosot, Solventnaphta, Karbolsäure frei Eisenbahnwagen auf Herstellers Werk oder in den üblichen Häfen im Ver. Königreich, netto. — Ammoniumsulfat frei an Bord in Säcken, abzüglich  $2\frac{1}{2}$ % Diskont bei einem Gehalt von 24% Ammonium in guter, grauer Qualität; Vergütung für Mindergehalt, nichts für Mehrgehalt — „Beckton prompt“ sind 25% Ammonium netto, frei Eisenbahnwagen oder frei Leichterschiff nur am Werk.)

**Metallmarkt (London), Notierungen vom 31. Januar 1911.**

Kupfer, G. H. . . . .	54 £ 15 s — d bis	55 £ — s — d
3 Monate . . . . .	55 „ 11 „ 3 „ „	55 „ 16 „ 3 „
Zinn, Straits . . . . .	198 „ 15 „ — „ „	199 „ 5 „ — „
3 Monate . . . . .	198 „ 15 „ — „ „	199 „ 5 „ — „
Blei, weiches fremdes		
prompt Februar (bez.)	12 „ 16 „ 3 „ und	12 „ 17 „ 6 „
englisches . . . . .	13 „ 5 „ — „ bis	— „ — „ — „
Zink, G. O. B <sup>1</sup>		
prompt (W.) . . . . .	23 „ 8 „ 9 „ „	— „ — „ — „
Sondermarken . . . . .	24 „ — „ — „ „	— „ — „ — „
Quecksilber (1 Flasche)		
(aus erster Hand)	8 „ — „ — „ „	— „ — „ — „
(aus zweiter Hand)	7 „ 12 „ 6 „ „	— „ — „ — „

**Notierungen auf dem englischen Kohlen- und Frachtenmarkt. Börse zu Newcastle-upon-Tyne vom 31. Jan. 1911.**

**Kohlenmarkt.**

Beste northumbrische	1 long ton	
Dampfkohle . . . . .	10 s $1\frac{1}{2}$ d bis 10 s 6 d	fob.
Zweite Sorte . . . . .	9 „ $1\frac{1}{2}$ „ — „ — „	„
Kleine Dampfkohle . . . . .	5 „ — „ — „ — „	„
Beste Durham Gaskohle	9 „ $1\frac{1}{2}$ „ — „ — „	„
Zweite Sorte . . . . .	8 „ 9 „ — „ — „	„
Bunkerkohle (ungesiebt)	9 „ 3 „ 9 „ 6 „	„
Kokskohle „ . . . . .	8 „ 9 „ 9 „ 6 „	„
Hausbrandkohle . . . . .	11 „ 6 „ 14 „ — „	„
Exportkoks . . . . .	17 „ — „ 17 „ 6 „	„
Gießereikoks . . . . .	17 „ — „ 17 „ 3 „	„
Hochofenkoks . . . . .	16 „ — „ 16 „ 3 „ f. a. Tees	„
Gaskoks . . . . .	14 „ $1\frac{1}{2}$ „ 14 „ 3 „	„

**Frachtenmarkt.**

Tyne-London . . . . .	2 s 10 d bis	— s — d
„ -Hamburg . . . . .	3 „ 3 „ „	— „ — „
„ -Swinemünde . . . . .	3 „ $10\frac{1}{2}$ „ „	4 „ — „
„ -Cronstadt . . . . .	3 „ 8 „ „	— „ — „
„ -Genua . . . . .	7 „ — „ „	7 „ $1\frac{1}{2}$ „

**Patentbericht.**

**Anmeldungen,**

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

Vom 23. Januar 1911 an.

**10 a.** K. 39 148. Koksofen mit Heizgas- und Luftzuführung am untern Teil der Heizwände der Verkokungskammern durch je zwei hintereinander geschaltete, miteinander durch zahlreiche Öffnungen verbundene Kanäle. Jean Kros, Essen (Ruhr), Rüttenscheiderstr. 15. 7. 11. 08.

**12 e.** A. 18 371. Vorrichtung zum Reinigen von Industriegasen mittels Schleuder- und Stoßwirkung. Dr. Ernst Asbrand, Hannover-Linden, Schwalenbergerstr. 5. 16. 2. 10.

**20 a.** M. 42 048. Einrichtung zum Auflegen der Förderseile auf die Tragrollen. Wilhelm Meinhardt, Tatabanya; Vertr.: Karl Knöfel, Weißensec b. Berlin, Streustr. 74. 8. 8. 10.

**24 b.** M. 39 832. Ölbrenner mit Untersatzpfanne für Öfen und Herde mit Rost. William Alonzo Mack, Salinas, Kalifornien (V. St. A.); Vertr.: M. Schütze, Pat.-Anw., Berlin SW 11. 9. 12. 09. Priorität aus der Anmeldung in den Vereinigten Staaten von Amerika vom 6. 5. 09 anerkannt.

**26 d.** O. 6348. Verfahren zur Abscheidung des Teers aus heißen Destillationsgasen mit Teer, teerigem Gaswasser oder beidem; Zus. z. Pat. 203 254. Dr. C. Otto & Co., G. m. b. H., Dahlhausen (Ruhr). 22. 12. 08.

**35 a.** M. 38 782. Schrägaufzug. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Nürnberg. 14. 8. 09.

**59 a.** Sch. 35 109. Vorrichtung zum Regulieren der Flüssigkeitsmenge einer Pumpe. Wilhelm Heinrich Schmitz, Rheydt. 14. 2. 10.

**78 e.** K. 44 120. Sprengpatrone für Schnurzündung. Karl Koscielniok, Königshütte. 29. 3. 10.

**81 e.** G. 31 116. Lagerung der Walzen einer Rollenbahn. Siegerin-Goldman-Werke, G. m. b. H., Berlin. 28. 2. 10.

**80 a.** R. 29 567. Briktpresse zur Herstellung von Industriebriketts, deren Stempel mit vorspringenden Nasen versehen ist. Rositzer Braunkohlenwerke A.G., Rositz (S.-A.). 4. 11. 09.

**80 a.** S. 30 794. Antriebsvorrichtung für die Vorpreßstempel an Pressen mit drehbarem Formtisch. Sociéte Leflaive & Co., St. Etienne, Loire (Frankr.); Vertr.: C. Gronert, W. Zimmermann u. R. Heering, Pat.-Anwälte, Berlin SW 61. 5. 2. 10.

Vom 26. Januar 1911 an.

**1 a.** M. 41 904. Verfahren und Vorrichtung zum Abscheiden des Wassers aus Sand oder andern festen Stoffen, die sich gegenüber Wasser ähnlich verhalten wie Sand. Sociéte Morillon, Corvol & Co., Paris; Vertr.: A. Specht, Pat.-Anw., Hamburg. 25. 7. 10.

**5 b.** C. 19 583. Vorrichtung zur Regelung der Luftzuführung zur Bohrlochsohle durch den Hohlbohrer von Preßlufthammerbohrmaschinen; Zus. z. Pat. 208 997. Charles Christiansen, Gelsenkirchen, Dessauerstr. 14. 12. 7. 10.

**14 a.** F. 28 898. Maschine mit zwei einfachwirkenden Zylindern, die als Kolbenmotor, Kolbenflüssigkeitsmesser, Gebläse oder Kolbenpumpe verwendbar ist, und bei der die Bewegung der Kolben unter Vermittlung von Laufrollen und Profilscheiben in die Drehung der Welle bzw. die letztere in die Bewegung der Kolben umgesetzt wird. Fritsch & Sohn, Kötzschenbroda. 4. 12. 09.

**20 a.** B. 60 253. Vorrichtung zum Überführen der Seilklemmen über die Seilrollen von Förderbahnen. Wilhelm Belácek, Tatabanya, Ungarn; Vertr.: Josef Dürer, Mülheim (Rhein), Lambertstr. 5. 23. 9. 10.

**20 a.** B. 60 344. Einrichtung an Seilhängebahnen im besondern zur Personenbeförderung. Georg Benoit, Karlsruhe i. B. 30. 9. 10.

**21 d.** A. 18 674. Anordnung zur Notausschaltung für elektrische Fördermaschinen in Leonardschaltung. A.G. Brown, Boveri & Co., Baden (Schweiz); Vertr.: Robert Boveri, Mannheim-Käferthal. 13. 4. 10.



**26 a.** Sch. 32 663. Verfahren und Einrichtung zur Verwertung der mineralischen Bestandteile bituminöser Gesteine. Dr. Horst Schillbach, Eschershausen (Braunschweig). 26. 4. 09.

**74 e.** A. 18 950. Einrichtung zum Aufzeichnen von Signalen für den Betrieb von Fahrkörben, im besondern in Bergwerksanlagen. A.G. Mix & Genest, Telephon- und Telegraphenwerke, Schöneberg b. Berlin. 6. 6. 10.

**78 e.** P. 25 761. Anzeigevorrichtung für Sprengschüsse. Walter Platzer, Höcklingsen b. Hemer (Westf.). 3. 10. 10.

#### Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekannt gemacht im Reichsanzeiger vom 23. Januar 1911.

**4 a.** 448 473. Schußsichere Azetylenlaterne. Walter Ruhm, Berlin, Veteranenstr. 5. 15. 12. 10.

**5 b.** 448 062. Pinnenhacke mit auswechselbarer Pinne. Peter Hellwig, Langendreer. 5. 12. 10.

**5 b.** 448 224. Bohrmehlfänger für Querschläge. Johann Witsch, Bottrop. 7. 12. 10.

**5 b.** 448 225. Bohrmehlfänger für Aufbrüche. Johann Witsch, Bottrop. 7. 12. 10.

**5 b.** 448 320. Vorrichtung zum Auffangen des Bohrstaubes bei Bohrhämmern. Hugo Klerner, Gelseknirchen, Rolandstr. 1. 20. 12. 10.

**20 b.** 448 356. Grubenlokomotive mit Explosionsmotor, deren im gußeisernen Kapselgestell angeordneter Wasser- und Flüssigkeitsbrennstoffbehälter das Wechselgetriebe, die Funkenmagnete und die empfindlichen Teile abdecken. Simon Méry u. Léon Turcat, Paris; Vertr.: Wilhelm Kuhla, Breslau, Neue Weltgasse 8. 19. 11. 10.

**20 d.** 448 370. Schmierbüchsenradsatz für Gruben- und Transportwagen. Albert Knüttel, Remscheid, Brüderstraße 23. 5. 12. 10.

**20 d.** 448 529. Schmierbüchsenradsatz für Gruben- und Transportwagen. Albert Knüttel, Remscheid, Brüderstraße 23. 7. 12. 10.

**20 e.** 448 560. Förderwagenkupplung. Hermann Schwarz, G. m. b. H., Essen (Ruhr). 7. 11. 10.

**24 c.** 448 278. Gitterstein für Winderhitzer (Cowperapparate). Otto Kunz, Mülheim (Rhein), Frankfurterstr. 8. 18. 11. 10.

**26 a.** 448 056. Reinigungsvorrichtung mit Kugelenkel für Gasvorlagen. Hugo Bosenius, Bochum, Humboldtstraße 12. 5. 12. 10.

**27 e.** 448 454. Schaufelrad für Luftgebläse. W. Max Ackermann, Dresden, Wittenbergerstr. 116. 3. 12. 10.

**35 a.** 448 561. Fangvorrichtung mit gelenkigen Rollenkeilen. Emil Heumos, Enderstr. 22, u. Oskar Feige, Jägerstraße 1, Breslau. 9. 11. 10.

**35 b.** 448 010. Windwerk zum Heben und Senken des Magneten und Transportgefäßes bei Kranen zum Verladen von Masseln u. dgl. Maschinenbau-A.G. Tigler, Duisburg-Meiderich. 15. 12. 10.

**40 a.** 448 265. Schaufel für Rührarme von mechanischen Erzröstöfen u. dgl. Reinhard Jende, Berlin, Neuenburgerstraße 3. 11. 11. 10.

**47 g.** 448 269. Glockendruckventil für Kompressoren. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Augsburg. 12. 11. 10.

**47 g.** 448 270. Glockensaugventil für Kompressoren. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Augsburg. 12. 11. 10.

**47 g.** 448 271. Glockendruckventil mit Doppelsitz für Kompressoren. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Augsburg. 12. 11. 10.

**47 g.** 448 272. Glockensaugventil mit doppeltem Sitz für Kompressoren. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Augsburg. 12. 11. 10.

**47 g.** 448 505. Glockendruckventil für Kompressoren. Maschinenfabrik Augsburg-Nürnberg A.G., Augsburg. 22. 11. 10.

**81 e.** 448 456. Stapel- und Tragvorrichtung für Briketts. Bretz & Co., Metallwarenfabrik, Gensingen (Rheinhausen). 5. 12. 10.

#### Verlängerung der Schutzfrist.

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

**4 a.** 329 118. Grubenlampenständer usw. Rudolph Fuchs, Herne. 9. 1. 11.

**4 d.** 332 859. Befestigungsfeder für im Lampentopf vno Grubenlampen gelagerte Zündvorrichtungen usw. Paul Wolf, Zwickau, Reichenbacherstr. 68. 10. 1. 11.

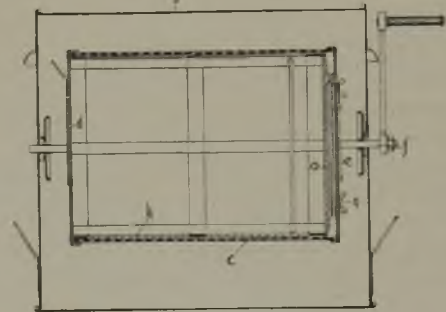
**4 d.** 335 146. Reibungszündvorrichtung für Grubenlampen usw. Paul Wolf, Zwickau, Reichenbacherstr. 68. 10. 1. 11.

#### Deutsche Patente.

**1 a (8).** 230 076, vom 18. Februar 1909. Alexander John Arbuckle und Alfred Osborne in Belgavia b. Johannesburg (Transvaal). *Förderschnecke zum Austragen fester Bestandteile aus Flüssigkeiten.*

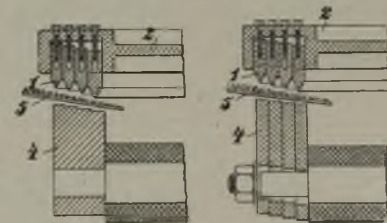
Die Förderschnecke besteht aus auf einer Welle befestigten, in Schraubenform versetzt zueinander angeordneten ebenen Platten, die von solcher Stärke sind, daß ihre eine Schmalseite eine Angriffsfläche für das zu fördernde Gut bildet. Zur Bildung des für den Flüssigkeitsablauf erforderlichen Abstandes der Platten voneinander sind entweder an diesen oder an der Welle Ansätze oder Rippen vorgesehen.

**1 a (21).** 230 077, vom 11. Dezember 1909. Karl Gauschemann in Frankfurt (Main). *Siebvorrichtung für Metallasche o. dgl., bestehend aus einer innerhalb eines geschlossenen Gehäuses liegenden Siebtrommel.*



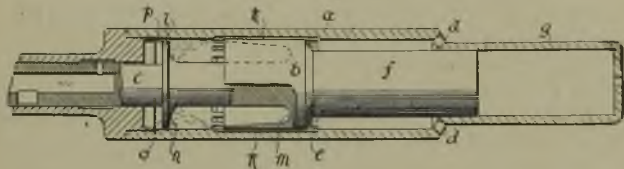
Die von einem geschlossenen Gehäuse *b* umgebene Siebtrommel *c* der Vorrichtung ist mit einem Siebeinsatz *h* und einer abnehmbaren Stirnwand *e* versehen, die durch eine Bajonettverriegelung und Fallensicherung lösbar mit der Trommel verbunden ist. Der Siebeinsatz wird einerseits durch die Stirnwand *d* der Siebtrommel, andererseits durch einen Deckel *o* verschlossen, der durch in der Stirnwand *e* der Trommel vorgesehene Schrauben *n* gegen die Stirnfläche des Siebeinsatzes gepreßt wird. Durch den Deckel *o* wird die Stirnwand *e* vor der unmittelbaren Berührung mit dem Schlackenmaterial geschützt, die Zwischenlagerung von Metallasche zwischen Siebeinsatz und Stirnwand verhindert und die Auswechslung des Siebeinsatzes erleichtert.

**1 b (4).** 230 037, vom 20. November 1908. Georg Ullrich in Magdeburg. *Vorrichtung zur magnetischen Aufbereitung in Magnetfeldern, die aus einzelnen Zonen in der Richtung der Rohgutzuführung zunehmender Stärke gebildet sind.* Zus. z. Pat. 228 913. Längste Dauer: 21. August 1921.



Gemäß der Erfindung werden die unter der Förder-  
vorrichtung befindlichen Polschuhe 4 treppenförmig aus-  
gebildet oder aus einzelnen gegeneinander verstellbaren  
Platten hergestellt, in dem Falle, daß bei der Vorrichtung  
des Hauptpatentes die das Gut zwischen den Polschuhen  
hindurchführende endlose Fördervorrichtung 5 schräg  
gelagert ist, und die einstellbaren Ringe *r* in dem über  
der Fördervorrichtung kreisenden Magnetkörper 2 stufen-  
förmig angeordnet sind.

5 b (4). 229 866, vom 21. Februar 1909. Konomax  
Rock Drill Syndicato Limited in Johannesburg  
(Transvaal). Ventillose, beim Kolbenrücklauf mit Expansion  
arbeitende Gesteinsbohrmaschine.



Der mit einer Verlängerung *f* in einem Ansatz des  
Arbeitszylinders *a* geführte Kolben *b* der Bohrmaschine,  
auf dessen hinterer Ringfläche *e* ständig durch Bohrungen *d*  
in den Arbeitszylinder strömendes frisches Druckmittel  
lastet, ist auf seiner vordern Fläche mit einer Eindrehung *m*  
versehen. Die Kolbenstange *c* ist in einiger Entfernung  
vor dem Kolben mit einer Scheibe *l* ausgestattet, die einen  
etwas geringern Durchmesser hat als die Bohrung des  
Arbeitszylinders *a*. Die Wandung des Zylinders ist mit  
vorn abgeschrägten Längsnuten *k* versehen, die eine solche  
Lage und Länge haben, daß einerseits durch sie Druck-  
mittel aus dem hintern in den vordern Zylinderraum  
strömt, unmittelbar bevor der Kolben seinen Vorstoß  
vollendet hat, andererseits der Zufluß von Druckmittel zum  
vordern Zylinderraum abgesperrt wird, wenn der Kolben  
einen geringen Teil seines Hubes ausgeführt hat. Durch  
die Scheibe *l* der Kolbenstange und die Eindrehung *m* des  
Kolbens wird bewirkt, daß die beim Vorstoß des Kolbens  
aus den Kanälen *k* austretenden Druckmittelstrahlen den  
Schlag des Meißels dadurch verstärken, daß sie auf die  
Fläche *n* des Riuges treffen. Sobald der Meißel auf das  
Gestein auftrifft, strömt das Druckmittel durch den  
Zwischenraum *p* zwischen Scheibe *l* und Zylinderwandung  
und gelangt auf der Fläche *o* der Scheibe zur Wirkung,  
so daß der Kolben zurückbewegt wird, u. zw. zuerst durch  
frisches und dann durch expandierendes Druckmittel,  
sobald der Kolben die Nuten *k* abdeckt und infolgedessen  
das Überströmen von frischem Druckmittel in den vordern  
Zylinderraum aufhört. Das zwischen dem Ring *l* und dem  
Kolben *b* befindliche Druckmittel übt beim Kolbenrückgang  
keine Wirkung aus, da die einander gegenüberliegenden  
Flächen des Ringes und des Kolbens annähernd denselben  
Durchmesser haben.

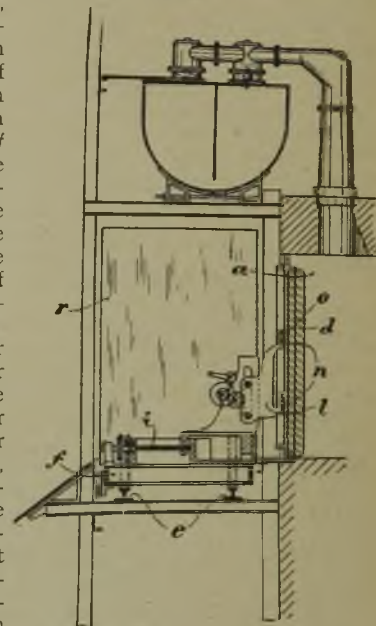
5 b<sup>r</sup> (10). 230 082, vom 18. August 1909. Karl Prött  
in Hagen (Westf.). Verfahren zum Sprengen von Kohle,  
Gestein usw. durch Wasserdruck.

Gemäß dem Verfahren wird dem Druckapparat nur so-  
viel Druckwasser zugeführt, wie erforderlich ist, damit sich  
dessen Druckstücke fest gegen die Innenwandung des  
Bohrloches legen. Darauf wird der Druck der Druckstücke  
dadurch plötzlich gesteigert, daß auf einen Kolben, der  
auf das im Druckapparat eingeschlossene Wasser wirkt,  
Schläge ausgeübt werden.

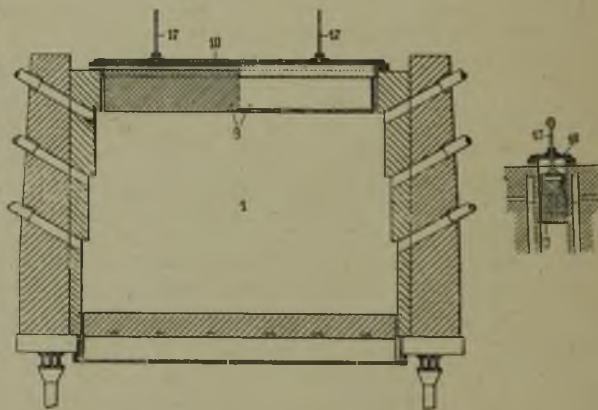
10 a (12). 230 116, vom 28. April 1909. Heinrich  
Koppers in Essen (Ruhr). Türhebevorrichtung für liegende  
Großhammeröfen zur Erzeugung von Gas und Koks.

Die Vorrichtung besteht aus einem Wagen *f*, der auf  
einem unter der Ofensohle vor den Öfen angeordneten  
Gleise *e* fahrbar ist und einen Hebebock *l* trägt, der auf dem

Wagen senkrecht zu dessen Fahrriichtung, d. h. in Richtung  
der Achse der Verkokungskammer *a* des Ofens vermittels  
einer Schraubenspindel *i* verschoben werden kann. Mittels  
des Hebebockes *l*, der mit Nasen *n* unter Vorsprüngen *o*  
der Ofentüren *d* greift,  
werden die letztern ange-  
hoben und vom Ofen  
zurückgezogen, worauf  
der Bock mit der an ihm  
hängenden Tür durch  
Verschieben des Wagens *f*  
so weit nach der Seite  
bewegt wird, daß die Tür-  
öffnung frei wird. Die  
Hebevorrichtung für die  
Türen der Maschinen-  
seite der Ofenbatterie  
kann auf dem Fahr-  
gestell der Koks-  
ausdrückmaschine ange-  
ordnet werden, ferner  
kann der Wagen der  
Hebevorrichtung für die  
Türen der Koksseite der  
Ofenbatterie mit einer  
Brücke versehen sein,  
die die Gleisgrube über-  
deckt und die Ofensohle  
mit dem Koksplatz ver-  
bindet. Die Brücke ist  
mit Seitenschildern *r* aus-  
gerüstet, die ein Um-  
klappen des aus dem Ofen  
kommenden Koksstücks verhindern.



10 a (12). 230 083, vom 4. Mai 1909. Dr. Frederic  
W. C. Schniewind in New York. Verkokungskammer  
mit seitlichen Gasabzügen und die Kammer in ihrer ganzen  
Länge verschließendem Deckel.



Die Erfindung besteht darin, daß der Deckel so aus-  
gebildet ist, daß er den obern Teil der Verkokungskammer  
selbsttätig in dem Maße ausfüllt, in welchem das Volumen  
der zu verkokenden Kohle abnimmt. Der Deckel kann  
z. B. aus zwei gegeneinander verschiebbaren Teilen *9* u. *10*  
zusammengesetzt sein, von denen der Teil *10* die Kammer *1*  
gasdicht abschließt, während der Teil *9* in die Kammer  
eintritt und sich auf die obere Fläche der Kammerfüllung  
aufsetzt, so daß er mit der Füllung sinkt. Die Verbindung  
zwischen den beiden Deckelteilen wird durch mit dem  
Teil *9* verbundene Stangen *17* bewirkt, die durch Bohrungen  
des Deckelteiles *10* hindurchtreten.

10 a (22). 230 130, vom 10. September 1907. Heinrich  
Limberg in St. Johann-Saarbrücken. Verfahren zur  
Füllung von Koksöfen.

Das Verfahren besteht darin, daß der Stampfkuchen vor dem Zurückziehen des Stampfbodens an mehreren Stellen oder auf seiner ganzen Länge zum Auseinanderfallen gebracht wird, um den Spielraum zwischen dem Kokskuchen und den Ofenwandungen zu beseitigen.

12 e (2). 230 182, vom 27. Januar 1910. Karl Heine in Düsseldorf. *Vorrichtung zum Abscheiden von Verunreinigungen aus Gasen.*

Die Vorrichtung besteht in bekannter Weise aus einem Behälter, der in den zu reinigenden Gasstrom eingeschaltet wird, und in dessen Innenwandung in einem spitzen Winkel zum Gasstrom stehende Prallplatten angeordnet sind. Die Erfindung besteht darin, daß im Scheitel des Winkels, den die Behälterwandungen mit den Prallplatten bilden, in dem letztern Schlitz vorgesehen sind, die ein Stauen des Gasstromes in den Winkeln verhindern.

12 i (33). 230 117, vom 20. Mai 1908. Oskar Loiseau in Sclaigneaux (Belg.). *Verfahren zur Herstellung von Kohlenoxyd für Reduktions- oder Schmelzprozesse bei sehr hohen Temperaturen.*

Gemäß dem Verfahren werden Kohlensäure und Sauerstoff gleichzeitig über glühenden Kohlenstoff geleitet, wobei die Temperatur des sich bildenden Kohlenoxyds durch die Wahl des Verhältnisses der Kohlensäure zum Sauerstoff geregelt wird.

14 e (10). 230 238, vom 8. März 1910. Aktiebolaget Ljungströms Angturbin in Liljeholmen, Stockholm. *Wellendichtung für Turbinen, Pumpen, Kompressoren oder ähnliche Maschinen, die in eine mit einem Auslasse versehene Kammer ausmündet.*

Gemäß der Erfindung ist die Dichtung so ausgebildet, daß der aus ihr nach der Kammer strömende Dampf durch eine ins Freie mündende Öffnung dieser Kammer Luft in die Kammer saugt.

21 h (7). 230 051, vom 29. April 1910. James Henry Reid in Newark (V. St. A.). *Elektrischer Schmelzofen mit in die Schmelze versenkbarer Induktionsspule.*

Die Induktionsspule, die im Innern mit Wasserkühlung versehen ist, ist an einem Hebezeug aufgehängt, dessen Antrieb von einem in der Ofenwandung angeordneten Hitzemesser so geregelt wird, daß die Spule bei zu großer Hitze angehoben und bei zu geringer Hitze gesenkt wird.

40 b (2). 230 095, vom 21. Juli 1909. Robert Esnault-Pelterie in Billancourt, Seine (Frankr.). *Aluminiumlegierung.*

Die Legierung besteht aus 80 bis 90 % Aluminium, 5 bis 10 % Silber oder andern Edelmetallen und 5 bis 15 % eines Metalles aus der Eisengruppe, z. B. Co, Cr, Ni, Mn.

78 e (5). 230 274, vom 4. Mai 1909. Moritz Boehm in Berlin. *Knallgassprengpatrone.*

Die durch den elektrischen Strom zu zersetzende Flüssigkeit der Patrone besteht aus einer wässrigen Lösung einer oder mehrerer organischer Säuren bzw. deren Salzen. Durch die Verwendung der genannten Lösungen soll erzielt werden, daß der elektrische Funke, der die Entzündung der sich bei Einwirkung des elektrischen Stromes auf die Lösungen bildenden Gase bewirkt, sofort gelöscht wird.

#### Löschungen deutscher Patente.

Folgende Patente sind infolge Nichtzahlung der Gebühren usw. gelöscht oder für nichtig erklärt worden.

(Die fettgedruckte Zahl bezeichnet die Klasse, die *kursive* Zahl die Nummer des Patent; die folgenden Zahlen nennen mit Jahrgang und Seite der Zeitschrift die Stelle der Veröffentlichung des Patent.)

1 a. 123-516 1902 S. 321. 218 385 1910 S. 262. 222 456 1910 S. 856. 226 095 1910 S. 1674. 227 016 1910 S. 1791.

4 d. 206 171 1909 S. 240. 225 383 1910 S. 1560.  
5 a. 116 660 1901 S. 386. 224 531 1910 S. 1308.  
5 b. 178 170 1906 S. 1606. 207 371 1909 S. 425. 210 269 1909 S. 825. 225 920 1910 S. 1639. 226 937 1910 S. 1791.  
5 c. 129 826 1903 S. 44. 148 569 1904 S. 303.  
10 a. 193 267 1908 S. 140. 199 103 1908 S. 920. 218 907 1910 S. 298. 226 522 1910 S. 1711.  
21 b. 197 525 1908 S. 651. 216 665 1909 S. 1852.  
27 b. 226 966 1910 S. 1793.  
27 c. 190 280 1907 S. 1550.  
35 a. 210 655 1909 S. 907.  
35 b. 206 391 1909 S. 241. 206 470 1909 S. 241.  
40 a. 171 962 1906 S. 897.  
40 c. 205 789 1909 S. 208.  
50 c. 209 015 1909 S. 647. 214 977 1909 S. 1700.  
59 a. 226 834 1910 S. 1753.  
61 a. 226 297 1910 S. 1711.  
78 c. 177 738 1906 S. 1574.  
81 e. 153 028 1904 S. 1033. 203 010 1908 S. 1550. 210 320 1909 S. 862. 226 080 1910 S. 1676.

### Bücherschau.

**Geologische Charakterbilder.** Von Dr. H. Stille, Prof. an der Kgl. Technischen Hochschule Hannover. 1. H.: Philippi, E., Jena: Eisberge und Inlandeis in der Antarktis. 6 Taf. Preis in Papierumschlag 3,60 M.  
2. H.: Wahnschaffe, F., Berlin: Große erratische Blöcke im norddeutschen Flachlande. 6 Taf. mit Text. Preis in Papierumschlag 3,60 M.  
3. H.: Grund, A., Prag: Das Karstphänomen. 6 Taf. mit Text. Preis in Papierumschlag 4,80 M., Berlin, Gebr. Borntraeger.

Für das Verständnis aller geologischen Fragen ist in erster Linie die Anschauung wichtig. Wenn sie nicht in der Natur möglich ist, so muß sie wenigstens im Bilde vermittelt werden. Daß man zur Bestimmung eines Ammoniten oder eines Farnblattes einer guten Abbildung der Art bedarf, ist bekannt, und ungezählte Tafeln und Einzelbilder, in der Literatur verstreut, bilden ein unentbehrliches Rüstzeug des Paläontologen. Ebenso wichtig ist aber das Bild für das Verständnis der Erscheinungen auf dem Gebiete der allgemeinen Geologie. Daß hierfür bisher noch kein Sammelwerk bestand, das charakteristische Landschaftsbilder in einer auf der Höhe der Technik stehenden Wiedergabe in sich vereinigte, muß umso unverständlicher erscheinen, als sich das Bedürfnis, das Geschilderte im Bilde zu zeigen, beim geologischen Unterricht und besonders bei den Vorlesungen an unsern Hochschulen auf Schritt und Tritt bemerkbar macht.

Professor Dr. Stille hat nunmehr die Herausgabe einer solchen Bildersammlung begonnen. Das Wesen des Werkes, das sich nicht auf ein einzelnes Land beschränken kann, bedingt die Mitarbeit zahlreicher tüchtiger Fachgenossen aus den verschiedensten Ländern. Unter andern haben Keilhack und Wahnschaffe, Berlin, Steinmann, Bonn, Kaiser, Gießen, Rinne, Leipzig, Salomon, Heidelberg, Johannes Walther, Halle, von Schweizern C. Schmid, Basel, und Arnold Heim, Zürich, von Österreichern Geyer und Göttinger, Wien, und Grund, Prag, Beiträge in Aussicht gestellt.

Die Sammlung wird in Gestalt zwanglos erscheinender Hefte herausgegeben werden, deren jedes mehrere Tafeln im Format 24 x 30 cm nebst begleitendem Text enthält.

Wie vielseitig das Werk zu werden verspricht, geht schon aus den drei ersten, bisher erschienenen Heften hervor: Im ersten führt uns E. Philippi, Jena, in die kältestarrenden Gegenden der Antarktis und zeigt in außerordentlich klaren und schön wiedergegebenen Bildern deren Eisberge und Inlandeis.

Im zweiten Heft behandelt Wahnschaffe die erratischen Blöcke in unserm heimischen Diluvium und gibt die bekanntesten und charakteristischsten dieser Eiszeitreste im Bilde wieder.

Im dritten Hefte endlich gibt A. Grund, Prag, eine Anschauung von den uns so fremden Landschaftsbildern aus Bosnien, der Herzegowina, Istrien und Mähren, die ihr charakteristisches Gepräge durch die Erscheinung des Karstes erhalten haben.

Es sei noch hinzugefügt, daß die Tafeln auch einzeln, u. zw. zum Subskriptionspreise von 60 Pf. bei Abnahme von mindestens 4 Heften, sonst für 80 Pf. zu haben sein werden. Die bisher erschienenen Hefte enthalten je 6 Tafeln.

Wenn sich das Werk seinem Beginn entsprechend weiterentwickelt, wird es bald ein unentbehrliches Hilfsmittel für den Vortrag der allgemeinen Geologie werden. Aber auch von seinem Gebrauch in der Vorlesung abgesehen, kann es jedem Freunde geologischer Beobachtung nur aufs wärmste empfohlen werden. Mz.

**Weltkarte der Erzlagerstätten.** Mit 3 Nebenkarten: Mittel-Europa, Mittel-Deutschland, Süd-Norwegen und -Schweden. Von Dipl.-Ing. J. W. H. Adam. Wien 1910, G. Freytag & Berndt. Preis unaufgezogen 2,50  $\mathcal{M}$ , auf Leinwand (in Taschenformat oder mit Stäben) 5  $\mathcal{M}$ .

Auf einer Weltkarte in Mercatorscher Projektion im Äquatorialmaßstab von 1 : 45 000 000 sind die wichtigsten Erzlagerstätten in Form von Signaturen zur Darstellung gebracht. Durch Farbe und Form der Zeichen, durch Ziffern und Buchstaben sind die Lagerstätten nach ihrer Erzführung, der Entstehung, nach dem Nebengestein und der geologischen Formation, in der sie aufsetzen, unterschieden.

Der Urheber der Karte hat wohl weniger beabsichtigt, eine erschöpfende Darstellung aller nutzbaren Lagerstätten zu geben, als vielmehr einen bequemen Überblick über die Verteilung der Erze auf der ganzen Erde zu ermöglichen. Freilich sind nicht nur volkswirtschaftlich unbedeutende Erzvorkommen, wie z. B. die Manganerzgänge des Thüringer Waldes weggelassen worden, sondern auch solche von hervorragender Bedeutung sind gelegentlich recht flüchtig behandelt worden. So findet sich für den ganzen riesenhaften Eisenerzbezirk am Obern See von Marquette, Menominé, Vermilion und Mesabi nur eine Signatur für sedimentäres Eisenerz ohne auch nur einen einzigen Ortsnamen, ohne Angabe des Erzes, des Alters und des Nebengesteins.

Die Hinzufügung der 3 Karten in größerem Maßstabe war notwendig, weil sich in diesen Gebieten die Lagerstätten zu sehr drängen, um in dem kleinen Maßstabe der Hauptkarte zur Darstellung gebracht werden zu können. Mz.

**Die Reinhaltung der Ruhr.** Von Dr.-Ing. Imhoff, Regierungsbaumeister a. D. Bearb. im Auftrage des Regierungspräsidenten von Bielefeld in Arnberg. 39 S. mit 3 Plänen. Essen 1910, C. W. Haarfeld. Preis geh. 3  $\mathcal{M}$ .

Als Abschluß der wasserwirtschaftlichen Arbeiten, die sich im engen Gefolge des großartigen Aufschwunges der niederrheinisch-westfälischen Industrie ergaben, ist die Reinhaltung der Ruhr, des Versorgers des ganzen rheinisch-westfälischen Industriebezirks mit Trink- und Brauchwasser, zu bezeichnen. Hatte der Ruhrtalesperrenverein die Trinkwasserversorgung auf eine festere Basis gestellt, so unternimmt es Imhoff in der vorliegenden Schrift, jenen Arbeiten quantitativen Charakters eine gründliche Untersuchung der Trinkwasserverhältnisse in qualitativer Beziehung anzuschließen. Ein so großes Gebiet wie das vorliegende (4500 qkm), ist nach der abwassertechnischen Seite hin wohl noch nicht bearbeitet worden.

Die Ruhr ist bekanntlich in den letzten Jahren immer mehr verschlammte, und dadurch treten wesentliche Störungen für die Entnahme des Trinkwassers aus den Alluvionen ein. Die ungeheuren Schlammmassen werden der Ruhr durch Gemeinden, Zechen, Fabriken usw. zugeführt. Wenn auch der Bergbau des eigentlichen Ruhrtales nicht die Intensität besitzt wie im Emschergebiet, so ist der nördliche Teil des Ruhrgebietes doch immerhin sehr reich an industriellen Werken. Besonders hervorzuheben ist indessen die vielseitige Industrie der Seitentäler der Ruhr, die dem Hauptvorfluter viel Schlamm zuführt. Die Wirkung der Bodenfiltration wird vom Verfasser eingehend behandelt. Ein großes Netz von Kläranlagen soll künftig den Schlamm des Ruhrgebietes zurückhalten. Bau, Betrieb und Verwaltung sollen auf Grund eines Sondergesetzes in die Hand einer neuen Ruhrgenossenschaft gelegt werden. Zu diesem Vorschlage haben die Erfahrungen der Emschergenossenschaft sehr wesentlich beigetragen. Für die Begründung solcher typischen Abwassergenossenschaften entwickelt der Verfasser die Hauptprinzipien und beleuchtet ihre Vorteile. Besonders muß das Moment hervorgehoben werden, daß man durch die Abwälzung der Sorge für alle Abwasserfragen auf eine Genossenschaft die industriellen Werke und die Gemeinden von einer unangenehmen Plage befreit, zumal ein Industriewerk sich unmöglich um die ständigen Verbesserungen und Vereinfachungen der Klärverfahren, um die Güte des geklärten Wassers und um die Untersuchung, wer in Streitfällen der Schuldige gewesen sei usw., kümmern kann. Interessant ist auch die Art und Weise, wie vorhandene Anlagen, die z. T. andern Zwecken dienen, der Beseitigung des Schlammes nutzbar gemacht werden sollen. Die Klärung des Abwassers soll entsprechend dem bei der Emschergenossenschaft befolgten Prinzip so erfolgen, daß man als Grenze der Güte des geklärten Wassers die wirtschaftlich erforderliche annimmt.

Die Gesamtkosten des großzügigen Projektes werden auf noch nicht 5 Mill.  $\mathcal{M}$  berechnet, was einer jährlichen Kostenaufgabe von etwa 5—600 000  $\mathcal{M}$  entsprechen würde. Der Gedanke der Konzentration nach dieser Richtung hin würde sich wie bei zahlreichen andern der Gesamtheit nützenden Unternehmungen des Industriebezirks in wirtschaftlicher und technischer Beziehung bewähren.

Die Imhoffsche Schrift ist wegen ihres klaren methodischen Gehaltes nicht nur für jeden ausführenden Ingenieur, sondern auch für jeden Industriellen und jeden Beamten der Staats-, Kommunal- oder Industrie-Verwaltungen von Interesse. Ihr technisch-wirtschaftlicher Charakter muß bei den jetzt schwebenden Zweckverbandsfragen vielen eine angenehme Lektüre sein, da sie ein konkretes Beispiel gibt. R.

**Entwerfen und Berechnen der Dampfmaschinen.** Ein Lehr- und Handbuch für Studierende und angehende Konstrukteure. Von Ingenieur Heinrich Dubbel. 3., umgearb. Aufl. 473 S. mit 470 Abb. Berlin 1910, Julius Springer. Preis geb. 10  $\mathcal{M}$ .

Schon nach 3 Jahren hat das bekannte Buch abermals eine Neuauflage erlebt, ein Zeichen des Anklanges, den es gefunden hat. Der Verfasser ist auch diesmal seinem Hauptgrundsatz treugeblieben, den Stoff in knapper Form zu behandeln und nur das Wesentlichste möglichst gedrängt zusammenzustellen. Von der höhern Mathematik ist nur wenig Gebrauch gemacht worden, um das Buch auch für Mittelschüler geeignet zu gestalten. Es beginnt mit einem Abriß über die Thermodynamik zur Erleichterung des Verständnisses für die Diagramme, die kalorimetrischen Untersuchungen und die verschiedenen Vergleichskreisprozesse. Es folgen kurzgehaltene Ausführungen über die verschiedenen Steuerungssysteme und Kondensatoren, wobei schon auf die neuesten Versuche Rücksicht genommen worden ist. Die nächsten Kapitel behandeln die Verbundwirkung sowie die Berechnungen der Schwungräder und Regulatoren.

Nachdem die elementare Theorie und die Grundbedingungen für den Dampfturbinenbau erörtert sind, werden die wichtigsten Ausführungen dieser Maschinenart besprochen, unter Berücksichtigung der neuesten Verbesserungen und Systeme.

Sodann folgen noch kurze Betrachtungen über Lokomobilen, die neue Gleichstromdampfmaschine, die Abdampfverwertung nach Rateau und die Wirtschaftlichkeit des Dampfbetriebes.

470 gut ausgeführte Abbildungen tragen wesentlich zur Erläuterung des Stoffes bei. K. V.

**Dampfkesselfeuerungen zur Erzielung einer möglichst rauchfreien Verbrennung.** Von F. Haier. 2. Aufl., im Auftrage des Vereins deutscher Ingenieure bearb. vom Verein für Feuerungsbetrieb und Rauchbekämpfung in Hamburg. 344 S. mit 375 Abb. und 10 Taf. Berlin 1910, Julius Springer. Preis geb. 20  $\mathcal{M}$ .

Das im Jahre 1906 vom Verein für Feuerungsbetrieb und Rauchbekämpfung in Hamburg bearbeitete Werk über Dampfkesselfeuerungen zur Erzielung einer möglichst rauchfreien Verbrennung ist jetzt in 2. Auflage erschienen. Diese lehnt sich in der Gliederung an die erste an, doch sind die einzelnen Abschnitte nach inzwischen gewonnenen neuen Gesichtspunkten bearbeitet worden. Obgleich sowohl die Dampfkesselfeuerungen als auch die Feuerungen der Kleinindustrie erheblichen Anteil an Rauchbelästigungen nehmen, so entsprach es doch dem Zwecke dieses Buches, nur die erstern zu behandeln. Im besondern ist näher auf die Wirkungsweise der Feuerungen in wirtschaftlicher Hinsicht eingegangen, u. zw. sind die erzielten Ergebnisse zum großen Teil durch selbst vorgenommene erschöpfende Versuche belegt.

Nachdem zunächst die Vorgänge bei der Verbrennung im allgemeinen geschildert sind, geht der Verfasser im 1. Teil zu dem Planrost über. Der 2. Teil enthält besondere Einrichtungen an der von Hand beschickten Planrostfeuerung. Es folgen dann die Feuerungen mit ununterbrochener Beschickung ohne Kraftbetrieb und solche mit Kraftbetrieb. Zum Schluß sind noch die Feuerungen für Brennstoffe in besonderer Form, wie Kohlenstaubfeuerungen, Gasfeuerungen und Feuerungen für flüssige

Brennstoffe, erwähnt. Feuerungen, die sich entweder nicht bewährt haben oder deren Bedeutung zurückgegangen ist, sind nur so weit geschildert, als es für einen Überblick über die Entwicklung des Gebietes notwendig erschien. Den breitesten Raum nehmen die Einrichtungen für selbsttätig regelbare Oberluftzufuhr am periodisch beschickten Planrost und besonders die Feuerung mit selbsttätig ununterbrochener Beschickung ein. Hierdurch wird die Richtung gekennzeichnet, in der sich in neuerer Zeit die Feuerungstechnik entwickelt hat. Der Klärung der Rauchfrage ist man durch die mühevollen Arbeit, die in diesem Buch niedergelegt ist, um vieles nähergekommen.

K. V.

**Kondensation.** Ein Lehr- und Handbuch über Kondensation und alle damit zusammenhängenden Fragen, auch einschließlich der Wasserrückkühlung. Für Studierende des Maschinenbaues, Ingenieure, Leiter größerer Dampfbetriebe, Chemiker und Zuckertechniker. Von Zivilingenieur F. J. Weiss in Basel. 2., erg. Aufl., bearb. von Ingenieur E. Wiki in Luzern. 448 S. mit 141 Abb. und 10 Taf. Berlin 1910, Julius Springer. Preis geb. 12  $\mathcal{M}$ .

Die zweite Auflage des bekannten Buches hat im ersten Abschnitt die Behandlung des Stoffes in der alten Anordnung beibehalten: Mischkondensation, Oberflächenkondensation, Zeit zum ersten Evakuieren der Kondensationsräume, Kraftbedarf, Nutzen der Kondensation, Durchrechnung einer größeren Zentralkondensationsanlage, Abdampfleitung, Steuerung bei Kondensationsmaschinen, Schiebersteuerung Weiss, Kondensation bei wechselndem Dampfverbrauch, Wasserrückkühlung und Dampftabellen.

Neu ist der Abschnitt über den Kühlwasser-Akkumulator Patent Weiss, über den eine allgemein unterrichtende Beschreibung und eine wissenschaftliche Untersuchung mit einer Berechnungsweise seiner Wirkung gebracht werden. Den Beschluß bildet ein Anhang für die Praxis.

Der dritte Abschnitt enthält einige Ausführungszeichnungen von Kondensationen.

Das Buch ist geschickt geschrieben und wird mit seinem wertvollen, durch zahlreiche Rechnungsbeispiele erläuterten Inhalt jedem Fachgenossen, der mit dem Gebiet der Kondensation zu tun hat, reiche Anregung geben. Druck, Papier und Ausstattung genügen allen Anforderungen.

K. V.

**Die Kondensation der Dampfmaschinen und Dampfturbinen.** Lehrbuch für höhere technische Lehranstalten und zum Selbstunterricht. Von Dipl.-Ing. Karl Schmidt. 174 S. mit 116 Abb. Berlin 1910, Julius Springer. Preis geb. 5  $\mathcal{M}$ .

Der Verfasser leitet sein Buch mit kurzen Worten über Zweck und System der Kondensation ein. Nach der Berechnung von Kühlwasserbedarf und Luftpumpenvolumen geht er zur eigentlichen Ausführung der Kondensatoren über. In den folgenden Abschnitten werden die zum Kondensator gehörigen Pumpenkonstruktionen verschiedener Firmen eingehend behandelt. Diesen Abschnitten schließt sich die Besprechung der wichtigsten Konstruktionen von Entöleren und Rückkühlanlagen an. Mit seinen kurzen und klaren Ausführungen, die noch durch Zahlenbeispiele und Tabellen ergänzt werden, bietet das Buch sowohl dem Studierenden als auch dem in der Praxis stehenden Ingenieur manches Wissenswerte.

K. V.

**Österreichisch-ungarischer Berg- und Hütten-Kalender pro 1911.** 37. Jg. Redigiert von Franz Kieslinger, k. k. Bergrat. Wien 1910, Moritz Perles. Preis 3,20 K.

Der neue Jahrgang dieses Kalenders unterscheidet sich nur unwesentlich von seinem Vorgänger und bringt in der gewohnten Weise unter Ergänzung der statistischen Angaben und Personalverzeichnisse der Bergbehörden, bergbaulichen Vereinigungen usw. eine Reihe von wichtigen fachwissenschaftlichen Mitteilungen.

#### Zur Besprechung eingegangene Bücher.

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

Blaeß, Viktor: Die Strömung in Röhren und die Berechnung weitverzweigter Leitungen und Kanäle mit Rücksicht auf Be- und Entlüftungsanlagen, Grubenbewetterung, Gastransport, pneumatische Materialförderung usw. 151 S. mit 72 Abb. und 1 Tafelband mit 85 Taf. München, R. Oldenbourg. Preis geb. 15  $\mathcal{M}$ .

Breyre, Ad.: Les mines à l'Exposition internationale et universelle de Bruxelles de 1910. (Publications de «La Technique Moderne») 36 S. mit 41 Abb. Paris, Dunod & Pinat. Preis geh. 5 fr.

Grull, Werner: Die Inventur. Aufnahmetechnik, Bewertung und Kontrolle. Für Fabrik- und Warenhandelsbetriebe. 247 S. Berlin, Julius Springer. Preis geh. 6  $\mathcal{M}$ , geb. 7  $\mathcal{M}$ .

Hobart, H. M.: Elektrizität. Autorisierte deutsche Übersetzung von C. Kinzbrunner. 166 S. mit 106 Abb. Stuttgart, Deutsche Verlagsanstalt. Preis geb. 4  $\mathcal{M}$ .

Hoffmann, Ulrich: Das Erbschaftssteuergesetz für das Deutsche Reich vom 3. Juni 1906. (Guttentagsche Sammlung deutscher Reichsgesetze, Textausgaben mit Anmerkungen. Nr. 77) 2., verm. und verb. Aufl. 647 S. Berlin, J. Guttentag. Preis geb. 5  $\mathcal{M}$ .

Huber, Theodor: Wie liest man eine Bilanz? Leicht faßliche Einführung in das Verständnis der Bilanzen nebst einer Anleitung, das Geschäftsergebnis am Ende jedes Monats ohne Bilanz und Gewinn- und Verlustrechnung zu ermitteln. 8. Aufl. 28 S. mit 1 Anlage. Stuttgart, Muthsche Verlagshandlung. Preis geh. 1  $\mathcal{M}$ .

Kröhnke, O.: Über das Verhalten von Guß- und Schmiedehöfen in Wasser, Salzlösungen und Säuren. (Aus dem chemischen Laboratorium der Kgl. Bergakademie Berlin) 126 S. mit 60 Abb. München, R. Oldenbourg. Preis geh. 5  $\mathcal{M}$ .

Schär, I. Fr.: Einführung in das Wesen der doppelten Buchhaltung auf wirtschaftlicher und mathematischer Grundlage für Ingenieure und andere gebildete Techniker. (Sonderabdruck aus der «Elektrotechnischen Zeitschrift» 1910) 24 S. mit Abb. Berlin, Julius Springer. Preis geh. 1  $\mathcal{M}$ .

Swarts, F.: Grundriß der anorganischen Chemie. Autorisierte deutsche Ausg. von Walter Cronheim. 586 S. mit 82 Abb. Berlin, Julius Springer. Preis geh. 14  $\mathcal{M}$ , geb. 15  $\mathcal{M}$ .

The Journal of the Iron and Steel Institute. 82. Bd. (Nr. 2./1910). Hrsg. von George C. Lloyd. 616 S. mit Abb. London, E. & F. N. Spon Ltd.

Wölbling, H.: Lehrbuch der analytischen Chemie. 449 S. mit 83 Abb. und 1 Löslichkeitstabelle. Berlin, Julius Springer. Preis geh. 8  $\mathcal{M}$ , geb. 9  $\mathcal{M}$ .

Zeitungs-Katalog 1911. 252 S. mit einem Inseratenanhang von 233 S. Berlin, Invalidendank, Annoncen-Expedition. Zusammenstellung von Frachtsätzen für die Beförderung von Stein- und Braunkohlen, Koks und Briketts aus dem Ruhr-, Inde- und Wurm-Gebiet und dem linksrheinischen Braunkohlengebiet in Wagenladungen von Stationen der Dir.-Bez. Elberfeld, Essen und Köln, der Köln-Bonner Kreisbahnen, der Kreis Bergheimer Nebenbahnen und Mödrath-Liblar-Brühler Eisenbahn sowie den Stationen Bork (Westf.) und Ermelinghof des Dir.-Bez. Münster nebst Zechen-, Frachten- und Stations-Verzeichnis. Aufgestellt nach offiziellen Quellen. Begr. von G. Schäfer. Hrsg. von Heinrich Schäfer. 36. Jg. (1910) Bd. 3, hrsg. Anfang Dez. 1910. 1011 S. Elberfeld, A. Martini & Grüttefien G. m. b. H. Preis im Abonnement (jährlich 3 Bde.) geb. 38  $\mathcal{M}$  Einzelpreis des Bandes geb. 18,50  $\mathcal{M}$ .

#### Dissertationen.

Esch, Rudolf Julius: Über den Einfluß der Geschwindigkeit der Beförderung auf die Selbstkosten der Eisenbahnen. Eine technisch-wirtschaftliche Untersuchung unter besonderer Berücksichtigung und mit einer Selbstkostenberechnung der Preussisch-Hessischen Staatseisenbahnen. (Technische Hochschule Darmstadt) 98 S. Jena, Gustav Fischer.

Herzberg, Franz: Beiträge zur geologischen Kenntnis der Preßnitzer Erzlagerstätten. (Technische Hochschule Dresden und Bergakademie Freiberg) 55 S. mit 5 Taf. Freiberg i. S., Craz & Gerlach.

Klinckhard, Theodor: Über den  $\beta$ -Naphthaldehyd und seine Kondensation mit Pyroweinsäure. (Technische Hochschule Hannover) 44 S.

Krauß, Moritz: Beiträge zur fermentativen Fettsäurespaltung. (Technische Hochschule Hannover) 50 S. mit 1 Abb.

Leber, Engelbert: Die Frage der Selbstkostenberechnung von Gußstücken in Theorie und Praxis. Aufstellung einer gerechten Stück-Kalkulationsmethode auf vollständig neuer Grundlage sowie kritische Behandlung der gebräuchlichsten Verfahren. (Technische Hochschule Dresden in Verbindung mit der Bergakademie Freiberg) 134 S. mit Abb. Düsseldorf, Verlag Stahl-eisen m. b. H.

Niemann, Richard: Die Grundlagen und Mittel der vorbeugenden Hausschwammbekämpfung auf konstruktivem Wege. (Technische Hochschule Hannover) 122 S. mit 24 Abb.

Schumacher, Friedrich: Die Erzlagerstätten am Schausland im südwestlichen Schwarzwalde. Eine Untersuchung auf dem Gebiete der chemischen Geologie. Sonderabdruck aus der «Zeitschrift für praktische Geologie», Jg. 1911. (Technische Hochschule, Stuttgart) 56 S. mit 26 Abb. Berlin, Max Krahnmann.

Spillner, Friedrich G.: Die Trocknung des Klärschlammes. (Technische Hochschule Hannover) 63 S. mit 8 Abb.

Zimmermann, Werner: Beiträge zur Beurteilung des Betriebes von Dampfüberhitzern. (Technische Hochschule Hannover) 22 S. mit 21 Abb. und 2 Tab. im Anh.

## Zeitschriftenschau.

(Eine Erklärung der hierunter vorkommenden Abkürzungen von Zeitschriftentiteln ist nebst Angabe des Erscheinungsortes, Namens des Herausgebers usw. in Nr. 1 auf den Seiten 52—54 veröffentlicht. \* bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

### Mineralogie und Geologie.

Die geologischen Verhältnisse der Umgegend von Breslau. Von Tietze. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 258/98.\* Ergebnis der geologischen Aufnahmen zu beiden Seiten der Oder bei Breslau.

Zur Geologie und Hydrographie der Gegend von Arnswalde in der Neumark. Von Klautzsch. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 340/56.\* Die Feststellungen Keilhacks über »die baltische Endmoräne in der Neumark und im südlichen Hinterpommern« werden durch die Spezialkartierung der Arnswalder Gegend durch den Verfasser bestätigt.

Die sog. Ancylushebung und die Litorinensenkung von der deutschen Ostseeküste. Von Gagel. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 203/26. Die Beobachtungen der Geologen über die Niveauverschiebungen Skandinaviens in spät- und postglazialer Zeit sind nicht ohne weiteres auf das deutsche Ostseegebiet zu übertragen.

Jungtertiäre und altdiluviale pflanzenführende Ablagerungen im Niederrheingebiet. Von Fliegel und Stoller. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 227/57. Die Abgrenzung von Pliozän und Diluvium. Geologisches und Floristisches.

Das Alter des Lösses am Niederrhein und von Köthen-Magdeburg. Von v. Linstow. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 313/39.\* Der Löß am Niederrhein, bei Köthen-Magdeburg und im Harz.

Über einige neue Funde von Diluvialfossilien aus Bohrungen in Ostpreußen. Von Tornau. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 299/312.\* Die Ergebnisse von Bohrungen in Diluvialschichten werden an Hand von Profilen beschrieben.

Der Mechanismus der Osningfaltung. Von Stille. Jahrb. Geol. Berlin. Bd. XXXI, Teil I, Heft 2. S. 357/82.\* Osningprofile mit überkipptem Südwestflügel. Die Zone der »Haßberg-Versenkung« in den Osningprofilen mit überkipptem Südwestflügel. Das Querprofil Detmold-Grotenburg. Ausgleich in der Höhenlage der Osningflügel und Verschwinden der Überkipfung des Südwestflügels mit dessen Heraushebung und unter Absinken des Nordostflügels.

Über die Kupfererzlagerstätten von Bogoslowk im Ural. Z. B. H. S. Bd. 58, Heft 5. S. 457/62. Übersetzung aus dem russischen »Bergjournal«. Febr. 1909.

The Ray copper mining district, Arizona. Von Weed. Min. Wld. 14. Jan. S. 53/6.\* Geologie des Kupfererzvorkommens im Ray-Bezirk.

Mineral resources southern Kenai Peninsula. Von Grant und Higgins. Min. Wld. 14. Jan. S. 63/6.\* Geologische Beschreibung und Aussichten der Erzlagerstätten auf der Kenai-Halbinsel.

### Bergbautechnik.

Geology of Kolar gold field. Von Durand. Min. Miner. Jan. S. 350/1. Die geologischen, bergbaulichen und allgemeinen Verhältnisse in Mysore.

Gold and silver mining in Japan. Von Heber. Min. J. 21. Jan. S. 79/80. Angaben über die japanische Gold- und Silberförderung sowie die wichtigsten Gruben. Gewinnung der Erze, ihre Zusammensetzung und Verhüttung.

Gold deposits of San Juan, Colo. Von Prosser. Min. Miner. Jan. S. 335/7.\* Beschreibung der geologischen und bergbaulichen Verhältnisse.

Zinc mining at Yellow Pine, Nev. Von Gregory. Min. Miner. Jan. S. 340/1.\* Die Entdeckung und Ausbeutung der ausgedehnten Galmeilagerstätten.

Gebirgsdruck und Grubenbetrieb unter besonderer Berücksichtigung des Steinkohlenbergbaues. Von Nieß. Z. B. H. S. Bd. 58, Heft 5. S. 418/40.\* Gebirgsdruck und Abbau in rolligem und plastischem sowie in starrem, felsigem Gebirge, bei Wechsellagerung verschiedenartiger Gebirgsschichten und in gestörtem Gebirge.

Über den nachträglichen Abbau hangender Flöze beim oberschlesischen Steinkohlenbergbau. Von Puschmann. Z. B. H. S. Bd. 58, Heft 5. S. 387/411.\* Abbau im liegenden Flöz mit Spül- und Handversatz, mit Handversatz und Bruchbau abwechselnd und mit Bruchbau.

Evolution of hoisting. (Forts.) Min. Miner. Jan. S. 358/64.\* Fördermaschine für tiefe Gruben. Entwicklung der elektrischen Fördermaschine. (Forts. f.)

Schachtförderung durch Becherwerksbetrieb. Von Pieper. B. H. Rdsch. 5. Jan. S. 66/9.\* Unter Bezugnahme auf die Vorschläge des Dipl.-Berging. v. Bolesta-Malewski, die auf dem Internationalen Kongreß zu Düsseldorf im Jahre 1910 verhandelt wurden, wird die Schachtförderung mit Becherwerk auf dem Karolinenschacht des Germaniawerkes in Gorma bei Rositz (S.-A.) beschrieben, wo sich Förderkosten von etwa 0,04  $\mu$ /t bei rd. 3 $\frac{1}{2}$  m Förderhöhe ergeben, während Seilförderung etwa dreimal soviel kosten würde. Eine weitere Anlage für 63 m Teufe ist im Bau begriffen.

Efficiency and cost of mechanical transporters. Ir. Coal Tr. R. 20. Jan. S. 85.\* Besprechung einer Reihe mechanischer Transportvorrichtungen, ihre Verwendung und ihre Kosten.

The Old Dominion pumping system. Von Herrick. Min. Miner. Jan. S. 324/6.\* Die neue Pumpenanlage der Old Dominion Co.

The coal dust problem. Ir. Coal Tr. R. 20. Jan. S. 92. Vortrag von Prof. Thornton.

The Delagua, Colo., explosion. Von Duck. Min. Miner. Jan. S. 374/80.\* Besprechung der Katastrophe auf der Delagua-Grube, der 79 Bergleute zum Opfer fielen.

The Central, worlds largest stamp mill. Von Gascoyne. Min. Wld. 7. Jan. S. 17/8.\* Beschreibung des größten Pochwerks der Welt.

Washing and sorting of small coal. Von Roblings. Ir. Coal Tr. R. 20. Jan. S. 81/2.\* Die Notwendigkeit des Waschens der Kleinkohle. Verschiedene Systeme von Sieben. (Forts. f.)

### Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Über den Wert und die Rentabilität eines Economisers. Von Schulz. Z. Dampfk. Betr. 20. Jan. S. 26/8. Betrachtung der in Frage kommenden Verhältnisse einer Kesselanlage; durchgerechnete Beispiele; Leistungsfähigkeit verschiedener Systeme.

Pneumatische Kesselnetzung. Von Kröning. Z. Dampfk. Betr. 20. Jan. S. 28/30.\* Arbeitsweise moderner Preßluftnietmaschinen. Beschreibung verschiedener Ausführungsformen je nach dem Verwendungszweck. Vorteil der pneumatischen Nietung.

The Bennis balanced double-shovel arm for mechanical stokers. Engg. 20. Jan. S. 95.\* Beschreibung einer Katapult-Feuerung.

Über den Wert der Ölbremse als schwingungsdämpfendes Konstruktionselement bei Turbogeneratoren. Von Kröner. El. u. Masch. 15. Jan. S. 41/88.\* Das Fliehkraftpendel. Die Ölbremse. Der Servomotor. Kraftmaschinen mit Schwungrad.

Neue Kleinkraft-Verbrennungsmaschine. Von Berkow. Dingl. J. 21. Jan. S. 42/5.\* Stehende Gasmaschinen. (Forts. f.)

Über Labyrinthdichtungen für Wasser. Von Just. Dingl. J. 21. Jan. S. 33/7.\* Spaltverlust. Druckmessung. Geschwindigkeitsmessung. Versuche. (Forts. f.)

Die Brüsseler Weltausstellung und der gegenwärtige Stand des Dampfturbinenbaues. Von Münzinger. Z. Turb. Wes. 10. Jan. S. 1/4.\* Beschreibung der verschiedenen ausgestellten Dampfturbinen.

Les nouveautés mécaniques et électriques à l'exposition universelle de Bruxelles. Von Nebinger. (Forts.) Rev. Noire. 22. Jan. S. 21/4.\* Druckluftlokomotiven. (Forts. f.)

### Elektrotechnik.

New electrical power installation on the Rand. Von Gascoyne. Min. Wld. 14. Jan. S. 69/70.\* Beschreibung einer neuen elektrischen Kraftanlage.

Dauerversuche an Metallfadentlampen. Von Brandt. El. Anz. 15. Jan. 49/51.\* Angaben über ermittelte Brenndauer von Lampen in verschiedenen Lagen, über Wattverbrauch von Lampen verschiedener Herkunft unter Angabe der Lieferanten.

Aufgaben der Elektrizitätsgesetzgebung. Von Schreiber. El. u. Masch. 1. Jan. S. 8/11. Kritik des Elektrizitätsgesetzentwurfs. Von Krasny.

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

Changes in iron and steel making. Von Stoughton. Eng. Min. J. 7. Jan. S. 38/9. Die Fortschritte des Jahres 1910 in der Eisen- und Stahldarstellung.

Über den Einfluß des Mangans auf die Eigenschaften des Flußeisens. Von Lang. Metall. 8. Jan. S. 15/21.\* und 22. Jan. S. 49/53.\* Herstellung des Untersuchungsmaterials. Chemische und metallographische Untersuchung. Mechanische Eigenschaften. Magnetische und elektrische Untersuchungen.

Über den Schwefelgehalt der Eisenerze. Von Schäfer. Z. B. H. S. Bd. 58, Heft 5. S. 411/8. Die Entfernung des Schwefels aus den Erzen.

The metallurgy of lead in 1910. Von Hofman. Eng. Min. J. 7. Jan. S. 48/50. Die Metallurgie des Bleies, ihre Entwicklung in 1910.

The metallurgy of copper in 1910. Von Walker. Eng. Min. J. 7. Jan. S. 39/41. Fortschritte auf dem Gebiete der Kupferverhüttung in 1910.

Review of cyanidation in 1910. Von Argall. Eng. Min. J. 7. Jan. S. 42/6. Die Entwicklung des Cyanidverfahrens in 1910.

Eine neue Berechnungsmethode für Wärmespeicher bei Regenerativöfen. Von Cástek. Öst. Z. 7. Jan. S. 1/8. (Forts. f.)

### Volkswirtschaft und Statistik.

Die Organisation der Bergarbeiter in Deutschland. Von Ilgenstein. Bergb. 19. Jan. S. 29/30. Die Einnahmen und Ausgaben des Alten Verbandes und des Christlichen Gewerkvereins.

Employment, wages and disputes in 1910. Ir. Coal Tr. R. 20. Jan. S. 88. Der Arbeitsmarkt zeigte im Jahre 1910 im ganzen ein günstigeres Bild als in den vorhergehenden Jahren, demzufolge hatten auch die Löhne eine steigende Tendenz. Im Jahre 1910 begannen 506 Streiks, von denen 508 538 Arbeiter betroffen wurden.

Die Bedeutung der Eisenindustrie in volkswirtschaftlicher und technischer Hinsicht. Von Simmersbach. B. H. Rdsch. 5. Jan. S. 61/6.\* Statistische Angaben über Roheisen- und Stahlerzeugung, die Eisenerz- und Kohlenvorräte und ihre Produktion, die Eisenbahnnetze und Schifffahrtslinien der Erde.

Mining company dividends in 1910. Eng. Min. J. 7. Jan. S. 35/7. Die Ertragnisse der bergbautreibenden Gesellschaften im Jahre 1910. Vergleich mit verwandten Industrien.

Die Bergwerks- und Hüttenindustrie Belgiens im Jahre 1909. Z. B. H. S. Bd. 58, Heft 5. S. 451/7. Statistische Angaben.

### Vekehrs- und Verladewesen.

Das Eisenbahnwesen auf der Weltausstellung in Brüssel 1910. Von Bucher. (Forts.) Dingl. J. 21. Jan. S. 37/42.\* (Forts. f.)

Transporting methods in modern coal mines. Von Gradenwitz. Min. Wld. 7. Jan. S. 3/6.\* Kohlenlager- und Verladeeinrichtungen für Bergwerke.

### Personalien.

Dem Regierungsrat a. D. Dr. jur. Adolf Stoecker, Verwaltungsdirektor der Knappschaftsberufsgenossenschaft in Bochum, ist die Rote Kreuzmedaille dritter Klasse verliehen worden.

Das Verzeichnis der in dieser Nummer enthaltenen größern Anzeigen befindet sich gruppenweise geordnet auf den Seiten 56 und 57 des Anzeigenteils.