

wohl vorstellen, daß ein Zwischenstadium ganz besonderer Entzündlichkeit existiert, das die entzündlicheren Kohlen bereits erreicht haben. Das trifft zusammen mit der merkwürdigen Eigenschaft der Kohlen der Klasse 2, durch Vorbehandlung mit Sauerstoff bei 135° selbstentzündlicher zu werden. Dieser Punkt erschien uns wichtig genug, um ihn noch durch besondere quantitativ verfolgte Oxydationsversuche zu bestätigen. Tatsächlich tritt bei Kohle 2 (Germania) durch Sauerstoffbehandlung bei 135° eine merkliche Veränderung ein, die sich durch Gewichtzunahme unter reichlicher Abspaltung von Kohlensäure und Wasser dokumentiert und unsere Annahme bestätigt. Hierbei ist natürlich nicht nötig, daß dabei die Umwandlung in eine entzündlichere Kohle durch die ganze Masse erfolge, es genügt, wenn das hauptsächlich nur an einzelnen Stellen und vielleicht nur an der Oberfläche der einzelnen Kohlekörnchen geschieht. Daß im übrigen die Gewichtzunahme, die durch die bei der Oxydation stattfindende Sauerstoffaufnahme bedingt wird, auch bei den weniger entzündlichen Kohlen, mit Ausnahme der ganz unentzündlichen Nixon Navigation, nicht wesentlich kleiner ist, beruht offenbar auf ähnlicher Ursache, das gleiche gilt von der unter 6. aus der Elementaranalyse der oxydierten Kohlen hergeleiteten Sauerstoffaufnahme, dem Wasserstoff- und Kohlenstoffverlust. Ganz aus der Reihe fällt auch in diesen Beziehungen die ganz unentzündliche Kohle 1, Nixon Navigation, die sich nur mit besonderer Langsamkeit oxydiert.

Das Endprodukt der Oxydation sind offenbar die Humussäuren, und da sieht man an der Humuszahl ganz eklatant, wie die leicht entzündlichen oxydablen Kohlen die andern überflügeln.

Weniger leicht zu deuten ist der schwankende Verlauf der Pyridinextraktbefunde, namentlich, wenn man dabei den Gehalt der ursprünglichen und oxydierten Kohlen betrachtet. Sicher ist, daß der Extraktgehalt im allgemeinen mit der Entzündlichkeit wächst und durch die Oxydation verringert wird. Die eine Ausnahme der Kohle 2 ist vielleicht der nicht ganz einwandfreien Methode zuzuschreiben.

Mit voller Sicherheit geht aus unseren Versuchen hervor, daß der organische Teil der Steinkohlen zwei verschiedene Bestandteile enthält, die wenig miteinander zu tun haben. Der in den organischen Lösungsmitteln lösliche Teil scheint von ähnlicher Beschaffenheit und Zusammensetzung zu sein und ist vielleicht auch ähnlichen Ursprungs, wie die löslichen Bestandteile der Braunkohle z. B. das sogen. Montanwachs; nur enthält das Steinkohlenextrakt mehr Sauerstoff, ist also vielleicht aus ähnlichen Stoffen durch Oxydation entstanden.

Den in den organischen Lösungsmitteln unlöslichen Bestandteil der Steinkohle sehen wir als die eigentliche, wahrscheinlich aus der Cellulose des ursprünglichen Holzes entstandene Kohlensubstanz an; sie ist es, die durch weitere Oxydation die Humussäuren liefert, und die, wenn auch nicht ausschließlich, so doch hauptsächlich die Selbstentzündlichkeit bewirkt. Sie enthält auch vornehmlich die ungesättigten Verbindungen, auf denen die Jodaufnahme beruht, die in den Jodzahlen ihren quantitativen Ausdruck findet, sie laufen an nähernd parallel mit der Oxydationsfähigkeit; die

merkwürdigen Schwankungen der Jodzahlen in den ursprünglichen und oxydierten Kohlen lassen wir vorläufig absichtlich unerörtert.

Da die Jodzahl aber leicht und bequem zu bestimmen ist, so hat man, wenn der von uns beschriebene Entzündungsapparat nicht zur Verfügung steht, in ihr vielleicht neben der M a u m e n e s c h e n Zahl ein einigermaßen brauchbares Mittel zur Beurteilung der Feuergefährlichkeit einer Steinkohle.

Zum Schluß wird, zumal der praktische Chemiker die Frage aufwerfen, ob es nicht möglich sei, durch gewisse Behandlung, durch Zusätze usw. den leicht selbstentzündlichen Kohlen ihre Selbstentzündlichkeit zu nehmen; auch dieser Frage sind wir näher getreten. Wir hoffen, auch über dahinzielende Versuche in nicht allzu ferner Zeit berichten zu können, wie wir denn überhaupt die beschriebenen Untersuchungen selbst nur als den Anfang zu einem Versuche, der Chemie der Steinkohlen näher zu kommen, betrachten und auch von anderen betrachtet wissen wollen.

## Das Metallhüttenwesen im Jahre 1907.

Von Prof. Dr. B. NEUMANN, Darmstadt.

(Eingeg. d. 5./6. 1908.)

Schluß von S. 1798.

### Silber.

Die Zahlen zur Aufstellung einer Weltproduktionsübersicht werden bei Silber immer außerordentlich langsam bekannt; es ist jetzt noch nicht einmal möglich, für 1906 genaue Zahlen zu geben. Die nach Schätzungen des amerikanischen Minzdirektors sich ergebende Produktionssumme, berechnet aus der Bergwerksproduktion, beträgt 1906 5155,4 t Silber; die, jedenfalls zuverlässigere Schätzung auf Grund der Hüttenproduktion, ist für 1906 zwar auch noch nicht vollständig, ergibt aber rund eine Summe von 5600 t.

Die Bergwerksproduktion an Silber lieferten in der Hauptsache folgende Länder:

|                                 | Tonnen       |
|---------------------------------|--------------|
| Deutschland . . . . .           | 177,2        |
| Spanien und Portugal . . . . .  | 126,4        |
| Anderes Europa . . . . .        | 147,7        |
| Mexiko . . . . .                | 1717,7       |
| Vereinigte Staaten . . . . .    | 1757,9       |
| Zentral- und Südamerika . . . . | 415,5        |
| Kanada . . . . .                | 266,5        |
| Asien und Afrika . . . . .      | 103,7        |
| Australien . . . . .            | 442,8        |
|                                 | <hr/> 5155,4 |

Die Hüttenproduktion zeigt ein ganz anderes Bild. Danach werden von den Vereinigten Staaten 3089,6 t von Europa, 1286,7 t Silber erschmolzen. Deutschland allein brachte 393,4 t Silber aus, eine Menge, die mit Ausnahme von 1904 die niedrigste in den letzten 10 Jahren war; England erzeugte 486,4 t Silber.

Die Verhältnisse auf dem Silbermarkte waren 1906 so günstig, daß der Durchschnittspreis höher war wie einer der letzten 13 Jahre, nämlich 30,87 d. für die Unze Standardsilber bzw. 91,85 M für das

Kilogramm Feinsilber. Die ersten drei Quartale 1907 waren noch ähnlich günstig wie 1906. Der Preis blieb fast stets über 31 d., nur im letzten Quartal fiel derselbe bis auf 24 d herunter und schloß mit  $24\frac{14}{16}$  d. der Jahresdurchschnitt war 30,19 d. Die höchste Londoner Notiz war  $32\frac{7}{16}$  d. Deutsches Feinsilber (Hamburg) stand im Januar auf 94,73 M, sank bis März auf 90 M, erreichte im August 94,22 M und fiel im Dezember auf 75,42 M. Der Jahresdurchschnitt beträgt 89,86 M. Die günstige Lage des Silbermarktes wird dadurch bedingt, daß Indien in den letzten 3—4 Jahren stets große Mengen aufnimmt; in der ersten Hälfte 1907 nahm Indien 1968 t Silber, Amerika 210 t, Frankreich 185 t Silber aus dem Markte, auch von China gingen noch über 600 t nach Indien. Der Silberkurs wäre zweifellos noch höher gewesen, wenn nicht Mexiko seine außer Kurs gesetzten Silberdollars auf den Markt gebracht hätte.

Das jüngste Silberfeld, dessen Wichtigkeit nach genügender Durchbildung der Verhüttungsmethoden erst zur Geltung kommen dürfte, sind die Lager der silberhaltigen Kobalt-Nickel-Arsenide am Temiskamingsee (Ontario)<sup>93</sup>. Einige Mitteilungen über diese Silbergruben in Kobalt macht Hutchison<sup>94</sup>). Die Lager wurden 1903 beim Bau einer Eisenbahn entdeckt. 1904 wurde das erste Erz verschifft, 1905 gingen 2144 t Erz mit 3,90% Silber, 5,5% Kobalt und 3,49% Nickel von den Gruben, 1906 etwa 5000 t. Ledoux<sup>95</sup>) hat Gelegenheit gehabt, in einigen hundert Wagenladungen den Gehalt festzustellen, er gibt über die Erze folgendes an. Die vielfach vorkommenden mit Gangart verunreinigten Silberklumpen enthalten 750—870 Tausendteile Silber, das Silber selbst ist  $\frac{950}{1000}$  fein. Ein Drittel aller verschifften Erze enthält 3—9% Silber, die reichsten Verladungen 22%. Der höchste Kobaltgehalt war 11,96%, der Durchschnitt 5,99%, der höchste Nickelgehalt 12,49%, der Durchschnitt 3,66%, bei Arsen 59,32% bzw. 27,12%.

Seit einigen Jahren beobachtet man einen steigigen Rückgang der eigentlichen Silbergewinnungsverfahren; die Pfannenamalgamation hoher Erze ist ganz außer Gebrauch; die Chloration leidet unter außerordentlich großen Verlusten durch Verflüchtigung beim Rösten und durch unvollständige Umsetzung; der alte Patioprozeß arbeitet zwar noch an einigen Stellen, ist aber nur rentabel bei reichen Erzen. Dwight Furness hat nun zuerst praktisch erwiesen, daß sich die Silbererze der Veta Madre sehr gut durch Cyanidlaugerei, ähnlich wie Golderze, verarbeiten lassen, die Kosten betragen dabei nur etwa ein Drittel des Patioprozesses, die Cyanidlaugerei gestattet also auch die wesentlich ärmeren Erze mit Vorteil noch zu verarbeiten. In den Silbergebieten von Mexiko gewinnt die Cyanidlaugerei immer größere Verbreitung, die Werke in El Oro begannen, dann folgten Guanajuato, Chihuahua und Pachuca. Die Arbeitsweise ist jetzt fast überall die gleiche: Verpochen, Zerreiben zu Schlamm in Rohrmühlen, Laugerei durch Dekan-

tation, oder neuerdings Behandlung durch Filter (Ridgway, Butters usw), Ausfällen der Edelmetalle mit Zink. Van Law<sup>96</sup>) beschreibt eine solche Cyanidanlage für Silbererze in Guanajuato, ein Unbenannter<sup>97</sup>) eine solche in Pachuca.

Von Legierungen des Silbers mit Blei und Zinn<sup>98</sup>) und ferner mit Eisen, Nickel, Kobalt<sup>99</sup>) hat Petrenko Schmelzdiagramme aufgenommen.

### Platin.

Über die Platinproduktion in den letzten beiden Jahren ist noch nichts sicheres bekannt. De Haanpöck<sup>100</sup>), welcher eine sehr interessante Studie über die russische Platinindustrie liefert, gibt die russische Erzeugung 1906 zu 210 318, 1905 zu 200 450 Unzen an. Das wären 1906 6540, 1905 6233 kg. Russland liefert bekanntlich 95% der Weltproduktion an Platin. Die Hauptplatinvorkommen sind die von Gorooblagodatsk auf der asiatischen Seite des Urals im Gebiet des Ißflusses (Graf Schuwaloff), und die von Nichni-Tagilsk an dem europäischen Abhang des Urals im Gebiet des Wissim- und Martianflusses (Graf Demidoff); von geringerer Bedeutung sind die Vorkommen von Verk-Issetsk, Chernoo-Istchinsk, Ekaterinburg, Kytim, Solva, Slatoust, und am Turafluß. Der Ural hat bis 1907 nach offiziellen Angaben 186,6 t Platin geliefert, hierzu sind aber noch die üblichen 25%, welche gestohlen werden und indirekt auf den Markt kommen, hinzuzurechnen, so daß man auf rund 233 t Platin kommt. 1906 wurden 120 Platinseifen ausgebeutet, 6200 Arbeiter verwuschen 1 860 000 t Alluvium mit einem durchschnittlichen Platingehalte von 2,8 g Platin pro Tonne. Der Platingehalt des Sandes war früher bedeutender, anfänglich enthielt er 84 g, 1829—1838 noch 15 g, 1850—1880 10 g, nachher annähernd nur noch 3 g. Die Grubenbesitzer haben keinen Nutzen von den hohen Platinpreisen, denn sie geben nach einem bis 1915 laufenden Vertrage die Unze 82% Rohplatin zu 46 M an die Compagnie du Platine ab, sie haben infolgedessen, wie auch das Ausbringen der letzten 10 Jahre zeigt, gar kein Interesse zu so niedrigen Preisen ihre Produktion zu steigern. Der sog. Platintrust verfügt über 65% des russischen Platins, er hat also auch die Platinpreise in der Hand. Was nun die Platinpreise betrifft, so zeigen dieselben seit Anfang 1906 eine ganz außergewöhnliche Aufwärtsbewegung. Platin stand Anfang 1906 auf 2900 M, am Schlusse auf rund 5000 M, das Maximum fiel in die Wintermonate. 1907 standen im ersten Quartal die Preise noch ähnlich hoch, fielen im April auf 4000 M und gingen bis zum Jahresende auf rund 3300 M wieder herunter.

Über die Methode der Platingewinnung am Ißflusse liegt eine Mitteilung vor<sup>101</sup>). Die etwa 1,20 m mächtige Platin-sandschicht liegt unter einer 1,5 bis 6 m starken Bodenschicht, die Platinlager ziehen sich 60—240 m weit an beiden Seiten des Flusses hin. Das platinhaltige Material kommt zur Tren-

<sup>96</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 649 (1907).

<sup>97</sup>) Eng. Min. Journ. 84, 160 (1907).

<sup>98</sup>) Z. anorg. Chem. 53, 200 (1907).

<sup>99</sup>) Z. anorg. Chem. 53, 212. (1907)

<sup>100</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 1040 (1907).

<sup>101</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 559 (1907).

<sup>93</sup>) Siehe näheres über die Beschaffenheit u. Verhüttung dieser Erze bei „Nickel“.

<sup>94</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 793 (1907).

<sup>95</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 1111 (1907).

nung von Steinen und Zerteilung der tonigen Klumpen in Waschtrommeln, die Konzentrate werden dann auf Riffelbrettern weiter verwaschen.

Jedesmal, wenn die Platinpreise hoch sind, beginnt man auch an anderen Stellen der Erde der Gewinnung von Platin mehr Aufmerksamkeit zu schenken; das gilt besonders von Columbien, wo der Choco- und San Juandistrikt als platin- und goldhaltig bekannt sind, die Platingewinnung<sup>102)</sup> wird aber nur von Eingeborenen betrieben, die mit einer hölzernen Waschschüssel arbeiten, und denen man in Quiddo 48 M für die Unze bezahlt. In Kalifornien<sup>103)</sup> hat man gefunden, daß in den Halden der früher berühmten Blue Pointgrube in Smartsville, Yuba County, ebenso in den Baggerhalden im Folsomdistrikt, Sacramento County, noch eine Menge Platin steckt, zu dessen Gewinnung man Vorkehrungen trifft. — Wiederholt ist auch behauptet worden, daß am Yukon mit dem Golde Platin vorkomme. Holmes<sup>104)</sup> beweist, daß die Angabe auf den Hootalinguafluß nicht zutrifft. — In Nevada<sup>105)</sup> kommen Kupfer-Nickelerze im Bunkervilledistrikt vor, die neben 4% Kupfer 2,5% Nickel 10 g Platin pro Tonne enthalten; auch um den Millersee kommen Schwarzsande in großer Menge vor, die goldhaltig sind, und die bei der Prüfung einer in Seattle untersuchten Ladung für 152 M Platin pro Tonne enthielten.

### Gold.

Die Golderzeugung der Welt ist im Jahre 1907 wieder etwas gestiegen, sie beträgt nach amerikanischen Schätzungen dem Werte nach in 1000 Doll.:

|                              | 1907    | 1906    |
|------------------------------|---------|---------|
| Transvaal . . . . .          | 132 908 | 119 609 |
| Vereinigte Staaten . . . . . | 89 616  | 94 374  |
| Australien . . . . .         | 75 144  | 82 237  |
| Rußland . . . . .            | 21 500  | 22 469  |
| Mexiko . . . . .             | 17 250  | 16 639  |
| Ostasien . . . . .           | 11 500  | 11 500  |
| Rhodesia . . . . .           | 11 250  | 9 902   |
| Ostindien . . . . .          | 10 090  | 11 031  |
| Kanada . . . . .             | 9 500   | 12 023  |
| Westafrika . . . . .         | 5 620   | 4 122   |
| Andere Länder . . . . .      | 23 000  | 22 024  |
|                              | 407 378 | 405 930 |

Transvaal ist nicht nur wieder an der Spitze, sondern hat auch seine Produktion wieder ganz bedeutend gesteigert, dagegen haben die Vereinigten Staaten und Australien starke Rückgänge zu verzeichnen.

Die Fortschritte auf dem Gebiete der Goldgewinnung sind in den letzten Jahren hauptsächlich mechanischer Natur gewesen, indem man die Zerkleinerungseinrichtungen verbesserte durch weitere Einführung und Vervollkommenung der Rohrmühle, und indem man dementsprechend die Laugerei änderte, und zwar sowohl die Laugegefäße, wie auch namentlich die Art der Trennung von Erzschlamm und Goldlösung durch Verbesserung der

<sup>102)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 730 (1907); 85, 127 (1908).

<sup>103)</sup> Eng. Min. Journ. 85, 364 (1908).

<sup>104)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 273 (1907).

<sup>105)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 307 (1907).

Filterpressen und Einführung von Vakuumfiltern und ähnlichen Filterapparaten. Am Laugeprozesse selbst hat sich kaum etwas geändert. Die Waihigrube, der größte Goldproduzent Neuseelands, hatte gleich zuerst mit die Rohrmühle eingeführt, jetzt hat sie die Aufstellung von 9 Rohrmühlen auf der Victoriagrube beschlossen, nachdem sich herausgestellt hat, daß die feinere Zerkleinerung in der Rohrmühle 92% Goldausbringen liefert gegen 89,8% mit Pochstempeln<sup>106)</sup>. Auch die United Reduction & Refining Co. hat nach einem Versuch mit einer gewöhnlichen Rohrmühle von 4,2 m Länge 8 Abbeische schwere Rohrmühlen von 6,9 m Länge aufgestellt, die jede 180 t in 24 Std. leistet<sup>107)</sup>. Eine praktisch sehr wichtige Frage dabei ist die Auskleidung der Mühle, die von verschiedenen Seiten diskutiert wird. — Lambe beschreibt die Einrichtung von Butters Schlammfiltern auf der Kombinationgrube<sup>108)</sup>, Nutter betrachtet die Mooreischen Filter, Bosqui die stationären Filter des Butters-Casselschen Prozesses<sup>109)</sup>. Auch A. James spricht über Mooreische und Butters-Casselsche Filter, obwohl er dem Ridgwayischen Filter besondere Vorzüge nachröhmt<sup>110)</sup>. Danach scheint es doch, daß die Saugfilter der Filterpresse überlegen sind. Der Brownische Agitator ist ein neuer in Neuseeland eingeführter Apparat in Form eines stehenden Zylinders zur besseren Durchmischung und Durchlüftung mancher Erze bei der Laugerei.

Eine Beschreibung moderner Goldgewinnungsanlagen liefern Scholl<sup>111)</sup> und M. R. Lamb<sup>112)</sup>, eine der Homestake-Schlammalage und der Merillfilter Piekrusky<sup>113)</sup>.

Richards<sup>114)</sup> hat eine interessante Zusammenstellung der größten Goldminen der Welt gegeben, mit Monatsleistungen, Gewinn und Kosten. Die größte Monatsleistung hat die Homestakegrube, Süddakota, mit 120 110 t Erz, den größten Gewinn pro Tonne erzielt Camp Bird, Colorado, mit 29,87 Dollar, den größten Gesamtgewinn Robinson, Transvaal. Die Kosten betragen pro Tonne Erz in Transvaal zwischen 4,5 und 5,5 Doll., in Westaustralien etwa 6 Doll., die billigsten Kosten weist Homestake mit 2,73 Doll., die höchsten Esperanza, Mexiko, mit 13,25 Doll. auf.

In Kalifornien gewinnt die Methode des hydraulischen Abbaues, die längere Zeit gesetzlich untersagt war, wieder größere Bedeutung. Auch die Methode, den Goldgrund in Flüssen und Buchten durch Bagger aufzunehmen, hat sich als eine in vielen Fällen sehr vorteilhafte Art der Goldgewinnung erwiesen. Dabei zeigte sich jedoch, daß diese Baggermethode, die in den verschiedensten Ländern angewandt wird, nicht überall hinpaßt; während sie z. B. in Oroville, Kalifornien, mit außerordent-

<sup>106)</sup> Electr. Ind. 5, 146 (1907).

<sup>107)</sup> Electr. Ind. 5, 286 (1907).

<sup>108)</sup> Electr. Ind. 5, 88 (1907).

<sup>109)</sup> Electr. Ind. 5, 100 (1907).

<sup>110)</sup> Eng. Min. Journ. 85, 17 (1908).

<sup>111)</sup> Berg- u. Hüttenm. Rdsch. 3, 189 (1907).

<sup>112)</sup> Metallurgie 4, 283 (1907).

<sup>113)</sup> Metallurgie 4, 599 (1907).

<sup>114)</sup> Metallurgie 4, 835 (1907).

lich niedrigen Kosten arbeitet, ist sie bis jetzt in Klondike bei dem viel reicheren Grunde erfolglos geblieben, weil das Auftauen des gefrorenen Grundes zu unwirksam und zu kostspielig ist<sup>115)</sup>. Näheres über die Baggerverhältnisse bei Nome, Alaska, berichtet Hutchins<sup>116)</sup>, ebenso über die Goldbaggerei in Ruby, Montana<sup>117)</sup>, Boggovin behandelt die Verhältnisse in Rußland<sup>118)</sup>, Sellers<sup>119)</sup> die in Victoria. Hutchins<sup>120)</sup> bespricht dann noch die bei der Voruntersuchung und Bewertung von Goldgrund zu beobachtenden Punkte. Weniger bekannt dürfte sein, daß auch in Europa Schwimmbagger in Tätigkeit sind. Mit Baggern wurde der Aranyos und die Nera in Siebenbürgen, der Pek- und Timokfluß in Serbien bearbeitet; goldreiche Flüsse finden sich noch in Bosnien, Rumänien, Macedonien. L. Rainier<sup>121)</sup> geht genauer auf diese Dinge ein, erläutert eine für europäische Verhältnisse passende Baggertypus und berechnet, daß bei uns etwa 70 mg Rohgold die unterste Stufe der Bauwürdigkeit vorstellen.

Cornu<sup>122)</sup> hat die goldführenden Sande bei Marburg an der Drau untersucht. Wagoner<sup>123)</sup> bestimmte früher schon den Goldgehalt in Seewasser und Schlamm aus der Bucht von San Francisco; jetzt hat er auch Tiefseproben untersucht (145 und 267 mg Gold in der Tonne), die offenbar reicher sind, wie der Meeresgrund an der Küste. Auch von anderer Seite ist wiederholt Gold im Meerwasser (bis 64 mg) nachgewiesen worden. Es wäre nun interessant, zu wissen, wo das Gold bei der Abscheidung von Seesalz bleibt, ob im Salz oder in der Mutterlauge. Liversidge fand im Seesalz 64—128 mg, in Tangen und Mutterlauen bis 1536 mg. Glassenapp<sup>124)</sup> regt an, auf die Mutterlauen dort zu achten, wo viel Seesalz aus dem Meerwasser gewonnen wird.

Die Bedeutung des Cyanidprozesses hat Ph. Argall<sup>125)</sup> zahlenmäßig festzustellen versucht, was etwas schwierig ist, weil man nicht gut auseinanderhalten kann, was direkt durch den Cyanidprozeß gewonnen wird, und was indirekt. Am Witwatersrand würden z. B. die Erze ohne den Cyanidprozeß überhaupt nicht ökonomisch verarbeitbar sein; der direkte Vorteil des Cyanidprozesses beträgt demnach nur 25%, der indirekte aber 75%. Die Weltproduktion beträgt rund 1630 Mill. Mark, durch Waschen und Verschmelzen werden etwa für 280 Mill. Mark Gold gewonnen, es bleiben für die direkte Goldgewinnung durch den Cyanidprozeß also immer noch etwa 424 Mill. Mark übrig. Wenn wir annehmen, daß die ganze Edelmetallerzeugung (Gold und Silber) der Welt vor 50 Jahren nur ca. 680 Mill. Mark betrug, so

tritt die Bedeutung des Mc Arthur Forest-schen Prozesses klar zutage.

Von Einzelmitteilungen über den Cyanidprozeß sind folgende zu erwähnen: Lay<sup>126)</sup> beschreibt die Cyanidpraxis auf der Reliance Mill in Nelson. Brit.-Col., wo ein Hendryx-scher Apparat zur Anwendung gelangt. Weston<sup>127)</sup> berichtet über eine Verbesserung bei der Cyanidlauge am Witwatersrand, wo man auf Goldenhuis Estate & Crown Reef nach Adams Vorschlage den Schlamm bei der Laugerei als Oxydationsmittel manganhdydroxydhaltige Erze zugesetzt hat, wodurch die Laugzeit um ein Drittel abgekürzt werden konnte. Smith<sup>128)</sup> berichtet über den Erfolg der Cyanidlauge in Yuma County, Arizona, wo man pyritische Konzentrate ohne vorherige Röstung direkt mit Cyankalium laugte und 90,7% des Goldes ausbrachte. Leonard<sup>129)</sup> hielt einen Vortrag über die Cyanidbehandlung von Tellurgolderzen aus Colorado. Wilson<sup>130)</sup> hat versucht, südafrikanische Golderze, welche Arsenikies enthalten, zu laugen; die Ausbeute an Feingold war bei der gewöhnlichen Methode nur 53,4%. Durch zweckentsprechenden Kalkzusatz war es möglich, den nachteiligen Einfluß des Arsens zu verringern, die Ausbeute stieg auf 73%. Eine andere Untersuchung über die Goldextraktion mit verschiedenen starken Laugen und die erzielten Ausfällungsergebnisse veröffentlichte White<sup>131)</sup>. In bezug auf die Ausfällung des Goldes aus Cyanidlösungen bringt Richmon<sup>132)</sup> eine bemerkenswerte Mitteilung. Auf der San Sebastianguibe bei Santa Rosa (Salvador) werden komplexe kupferhaltige Golderze gelaugt. Die Goldextraktion betrug zwar 95%, der Niederschlag auf den Bleikathoden enthielt aber viel Kupfer (3,5% Gold, 65% Kupfer, Rest Blei), was die direkte Goldgewinnung durch Abtreiben unmöglich machte. Diese Kathodenplatten hängt man jetzt als Anoden in eine 2—3%ige Schwefelsäure und elektrolysiert; Kupfer löst sich und geht an die Kathode, das Gold fällt in den Anoden-schlamm. Weitere Angaben über die elektrische Entgoldung von Cyanidläugnen liefert D. Lay<sup>133)</sup> im Anschluß an die Beschreibung der Reliance-Mill-Anlage im Nelson, Brit.-Columbien.

Während man beim direkten Abtreiben der mit Gold überzogenen Bleiplatten ein relativ reines Rohgold erhält, gab die frühere Aufarbeitung der golthaltigen Zinkspäne nur ein Rohgold mit etwa 600—700/1000. Tavenor hat dann gezeigt, daß es sehr vorteilhaft ist, die Zink-Goldschlämme zu verbleien. Diese Methode hat sich in Transvaal eingeführt. Swinnery<sup>134)</sup> gibt eine eingehende Beschreibung dieses Verfahrens mit Ofenzeichnungen.

115) Eng. Min. Journ. 85, 18 (1908).

116) Eng. Min. Journ. 84, 955 (1907).

117) Eng. Min. Journ. 84, 69 (1907).

118) Eng. Min. Journ. 84, 303 (1907).

119) Eng. Min. Journ. 84, 509 (1907).

120) Eng. Min. Journ. 84, 385 (1907).

121) Österr. Berg- u. Hüttenw. 55, 209, 221, 235, 249, 263, 275 (1907).

122) Österr. Berg- u. Hüttenw. 55, 389 (1907).

123) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1907, 977.

124) Riga sche Ind.-Ztg. 33, 43 (1907).

125) Eng. Min. Journ. 84, 1128 (1907).

126) Eng. Min. Journ. 83, 758 (1907).

127) Eng. Min. Journ. 84, 65 (1907).

128) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1907, 1.

129) Metallurgie 5, 507 (1907); Electr. Ind. 5, 100 (1907).

130) Electr. Ind. 5, 193 (1907).

131) Electr. Ind. 5, 192 (1907).

132) Eng. Min. Journ. 83, 513 (1907); Metallurgie 1907, 502.

133) Eng. Min. Journ. 83, 802 (1907).

134) Eng. Min. Journ. 83, 609 (1907); Metallurgie 1907, 310.

Man erhält jetzt ein Rohgold von 860/1000 mit nur 10 M Schmelzkosten für 1 kg Gold.

Zur Feststellung, woher die Grünfärbung mancher Münzen und Goldbarren stammt, hat F. A. Leach<sup>135)</sup> eine Reihe Schmelzen aus Kupfer, Silber, Gold in verschiedenen Verhältnissen hergestellt und dieselben verschieden behandelt. Es zeigte sich, daß es ausschließlich das Silber ist, welches den grünen Schein hervorbringt.

K. Rose<sup>136)</sup> macht darauf aufmerksam, daß Gold in gewöhnlichen Öfen schon bei 1100° flüchtig ist, der Verlust wächst mit steigender Temperatur sehr stark. Gold-Kupferlegierungen sind noch flüchtiger. Sobald ein Luftstrom über einen Goldschmelzriegel geht, steigert sich der Verlust ebenfalls. In Philadelphia wurde in den Staubsammlräumen der Münze in sechs Monaten für 18 000 M Goldstaub aufgefangen.

### Nickel.

Die Welterzeugung an Nickel liefert immer noch fast ausschließlich Kanada und Neukaledonien. Die nachstehende statistische Übersicht zeigt die Zahlen der Hüttenproduktion nach Angaben der Frankfurter Metallgesellschaft.

|   | 1906   | 1907   |
|---|--------|--------|
|   | t      | t      |
| Vereinigte Staaten und Kanada . . . . . | 6500   | 6500   |
| England . . . . .                       | 3200   | 3200   |
| Deutschland . . . . .                   | 2800   | 2600   |
| Frankreich . . . . .                    | 1800   | 1800   |
|   | 14 300 | 14 100 |

Die Produktion wäre also im abgelaufenen Jahre nicht weiter gestiegen (1904: 12 000 t, 1905: 12 500 t). Der Preis, welcher 1906 vorübergehend eine Erhöhung von 3,30 auf 3,80 M erfahren hatte, betrug 1907 im Durchschnitt 3,50 M. Die Nickelergewinnung im Sudburydistrikt (Kanada) betreiben zwei große Gesellschaften, die Mond Nickel Co. zu Victoria, und die Canadian Copper Company zu Copper Cliff. Die Kupfer-Nickelerze werden geröstet und auf einen 77—80%igen Stein verschmolzen, welcher zur Raffination nach den Vereinigten Staaten und nach England geht. Nach offiziellen Angaben<sup>137)</sup> wurden gefördert 1906 343 814 t (à 2000 Pfund), 1907 351 916 t Erz, welche beim Verschmelzen 20 364 bzw. 22 041 t Nickelkupferstein lieferten mit einem Nickelgehalt von 10 745 bzw. 10 095 t (neben 5265 bzw. 6996 t Kupfer). Der bisherige stetige Anstieg der Nickelerzeugung des Sudburydistriktes ist also 1907 zum Stillstand gekommen. — Die Erzeugung der Neukaledonischen Gruben steht für 1907 noch nicht ganz fest. In den vorhergehenden Jahren wurden exportiert<sup>138)</sup>: 1903 73 360, 1904 98 655, 1905 125 289, 1906 130 688 t (à 1000 kg) Nickelerz und in den entsprechenden Jahren 8292, 8964, 2487 t Kobalterz. Acht bis neun Gruben liefern die ganze Kobalt- und Nickelproduktion, die leicht verdoppelt werden könnte. Der Bergbaubetrieb in Neukaledonien, über welchen

Colvocoresses<sup>139)</sup> sich eingehend verbreitet, ist hauptsächlich Tagebau.

Ein anderes für die Nickel- und Kobaltindustrie vielleicht sehr wichtiges Gebiet ist Ende 1903 beim Bahnbau am Temiskamingsee (Ontario, Kanada) aufgefunden worden. Es handelt sich um außerordentlich silberreiche Kobalt-Nickelarsenide<sup>140)</sup>, die bei der Station Kobalt vorkommen. Die Lager werden noch sehr unregelmäßig bearbeitet. 1905 wurden über 2000 t dieser Erze verschifft, 1906 soll allein für 14—16 Mill. Mark Silber aus dem Gebiete verschickt worden sein (für Kobalt und Nickel wurde nämlich so gut wie nichts bezahlt). Die Erze enthalten durchschnittlich 4 bis 4,8% Silber, 7—8% Kobalt, 3—5% Nickel, 31 bis 35% Arsen. Ihre Verarbeitung macht vorläufig noch Schwierigkeiten. Howe, Campbell und Knight<sup>141)</sup> haben versucht, diese Erze zu rösten, um das Arsen abzutreiben und zu verwerten. Der Arsengehalt läßt sich aber dabei nicht gut unter 20% bringen. Andererseits hat Hixson<sup>142)</sup> Vorschläge gemacht, wie man diese Erze verschmelzen könnte. Das Erz soll zur Vertreibung von Arsen und Schwefel geröstet, dann mit Lehm und Kalk brikettiert werden, dann wird es mit Bleiglanz verschmolzen, es entsteht Stein und Speise, die nach der Zerkleinerung nochmals mit Blei verschmolzen werden. Man erhält so das Silber im Blei, beim Verblasen des Steines das Kobalt in der Schlacke, das Nickel im Stein.

Die beim Nickelverhüttungsprozeß auftretenden Temperaturen waren bisher nicht genau bekannt. Woltmann und Mostowitsch<sup>143)</sup> haben auf der Nickelhütte in Frankenstein in Schlesien jetzt einige pyrometrische Messungen angestellt und mitgeteilt. Beim Rohsteinschmelzen betrug die Temperatur in der Formebene 1494°, die Temperatur des Rohsteins betrug beim Abstich nur 1160°, die der Schlacke 1290°. Der Rohstein wurde auf Feinstein verarbeitet bei einer Temperatur von ca. 1400°, der Konzentrationsstein hatte beim Abstich 1210°, die Schlacke 1260°. Beim Verblasen im Konverter wurden 1116° gemessen; bei Reduktion von Würfelnickel mit Holzkohle 1259°.

Zur Erzeugung von schmiedbarem Nickel benutzt Fleetmann seit 1878 bekanntlich einen Zusatz von Magnesium. Wiggin und Johnson wollen dasselbe durch Manganzusatz erreichen, ein Verfahren, was bei uns durch Bassé und Selvē längst in die Praxis eingeführt ist. J. Garnier will schmiedbares Nickel unter Phosphorzusatz herstellen. Sperry<sup>144)</sup> hält alle diese Mittel nicht für ausreichend zur Erzielung eines schmiedbaren Nickels, wenn man nicht den Kohlenstoff fernhalten kann.

Eine Reihe experimenteller Untersuchungen haben unsere Kenntnis der Konstitution von Nickellegierungen erweitert; auf diese Arbeiten kann hier nur verwiesen werden. Gürler und Tammann<sup>145)</sup> beschäftigten sich mit der

<sup>135)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 582 (1907).

<sup>136)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 297 (1907).

<sup>137)</sup> Eng. Min. Journ. 85, 599 (1908).

<sup>138)</sup> Eng. Min. Journ. 83, 1196 (1907).

<sup>139)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 582 (1907).

<sup>140)</sup> J. Soc. Chem. Ind. 26, 239 (1907).

<sup>141)</sup> Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1907, 53.

<sup>142)</sup> Eng. Min. Journ. 83, 426 (1907).

<sup>143)</sup> Metallurgie 5, 799 (1907).

<sup>144)</sup> Metallurgie 5, 155 (1907).

<sup>145)</sup> Z. anorg. Chem. 52, 25 (1907).

<sup>135)</sup> Metallurgie 5, 835 (1907).

<sup>136)</sup> Eng. Min. Journ. 84, 297 (1907).

<sup>137)</sup> Eng. Min. Journ. 85, 599 (1908).

<sup>138)</sup> Eng. Min. Journ. 83, 1196 (1907).

Konstitution der Legierung von Kupfer und Nickel, V. T a f e l<sup>146</sup>) mit Nickel und Zink, K. F r i e d - r i c h<sup>147</sup>) mit Nickel und Arsen, G u i l l e t<sup>148</sup>) mit Nickel und Zinn, P a r t e v i n<sup>149</sup>) mit Nickel und Blei.

Im Schwarzwalde waren früher zwei Nickelvorkommen, das eine bei Horbach, das andere bei Todtmoos in Betrieb. Die Ausbeutung soll, wie man hört, wieder aufgenommen werden.

### A l u m i n i u m.

Genaue Zahlen über die Aluminiumproduktion der Welt sind nicht zu erhalten. Nach Schätzung der Metallgesellschaft lieferten 1907:

|  | Tonnen |
|--|--------|
| Vereinigte Staaten und Kanada . . . . .    | 8000   |
| Deutschland, Österreich, Schweiz . . . . . | 4000   |
| Frankreich . . . . .                       | 6000   |
| England . . . . .                          | 1800   |
|  | 19 800 |

Die amerikanischen Schätzungen sind höher, sie gaben für 1906 schon 18 325 t (gegen 14 500 t Metallgesellschaft) an. Der Preis für Aluminium betrug im Jahresdurchschnitt wie in den letzten beiden Jahren ca. 3,50 M. Auch der Aluminiumpreis stieg im 1. Quartal an, er fiel aber mit der allgemeinen Metallkonjunktur im Herbst wieder scharf herunter. Ganz entsprechend der allgemeinen Lage arbeiteten die Werke anfangs äußerst angestrengt, im November schloß die amerikanische Aluminiumgesellschaft zeitweilig einen Teil ihrer Werke. P i t a v a l<sup>150</sup>) berichtet über zahlreiche Erweiterungen und Neubauten von Aluminiumwerken in Amerika, England, Norwegen, Schweiz, Frankreich, Italien. Die Aluminiumproduktion durfte sich daher, den nötigen Absatz vorausgesetzt, im laufenden Jahre fast verdoppeln.

An der Herstellungsweise hat sich nichts geändert. C a r p e n t e r und E d w a r d s<sup>151</sup>) haben an 1200 Probestücken die Eigenschaften von Aluminium-Kupferlegierungen studiert. Für technische und industrielle Zwecke ist aber nur eine kleine Anzahl Legierungen verwendbar, nämlich solche mit einem Aluminiumgehalte bis zu 11%, und auf der anderen Seite solche mit einem Kupfergehalte bis zu 4%, die dazwischen liegenden von 11—96% Al sind unbrauchbar. Die Legierung mit 92,6% Cu steht bei wechselnder Beanspruchung unerreicht da, Legierungen mit 7—10% Al kommen Stahlsorten gleich. Auch eine metallographische Untersuchung stellten die Verff. an<sup>152</sup>). S e m p e l l<sup>153</sup>) hat festgestellt, daß sich Aluminium-Kupferlegierungen, namentlich eine solche von 91,7% Al und 7,61% Cu, sehr gut als Lagermetall eignet, und zwar besser wie die üblichen Zinn-Antimon-Kupferlegierungen.

<sup>146</sup>) Metallurgie 5, 781 (1907).

<sup>147</sup>) Metallurgie 5, 200 (1907).

<sup>148</sup>) Rev. d. Métall. 1907, 535.

<sup>149</sup>) Electr. Ind. 1907, 423.

<sup>150</sup>) Genie civ. 1907, Nov., 16 u. 23.

<sup>151</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 127 (1907); Metallurgie 1907, 152.

<sup>152</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 253 (1907); Metallurgie 1907, 250.

<sup>153</sup>) Metallurgie 5, 667 (1907).

### K u p f e r.

Die Weltkupferproduktion ist 1907 zum ersten Male seit 15 Jahren nicht weiter gestiegen, sondern annähernd gleich geblieben. Die europäische Produktion hatte zwar um 5000 t zugenommen, der große Ausfall, den aber ganz Amerika infolge der wirtschaftlichen Verhältnisse zu verzeichnen hatte (ca. 15 000 t), konnte von den anderen Ländern nicht eingebrochen werden. Nach den sorgfältigen Zusammenstellungen der Frankfurter Metallgesellschaft ergibt sich folgendes Bild von der H ü t t e n - produktion an Kupfer :

|                                     | Tonnen  |
|-------------------------------------|---------|
| Deutschland . . . . .               | 31 900  |
| England . . . . .                   | 72 400  |
| Frankreich . . . . .                | 7 500   |
| Italien . . . . .                   | 4 000   |
| Österreich-Ungarn . . . . .         | 1 100   |
| Rußland . . . . .                   | 15 000  |
| Andere europäische Länder . . . . . | 11 000  |
| Vereinigte Staaten . . . . .        | 421 400 |
| Britisch-Nordamerika . . . . .      | 14 000  |
| Zentral- und Südamerika . . . . .   | 57 000  |
| Japan . . . . .                     | 45 000  |
| Australien . . . . .                | 32 500  |
|                                     | 712 800 |

1906 betrug die Weltproduktion 717 800 t; der damalige Weltverbrauch 722 500 t, während 1907 nur 674 000 t verbraucht wurden; die Vorräte sind deshalb stark in die Höhe gegangen. Betrachtet man die Durchschnittspreise der beiden letzten Jahre, so findet man fast keinen Unterschied (Standard) 1906 87,8,6 Pfd. Sterl., 1907 87,1,8 Pfd. Sterl., ganz anders sieht die Sache jedoch aus, wenn man die einzelnen Monatspreise ins Auge faßt. 1906 begann Standard mit 79,2,3 Pfd. Sterl. und stieg, namentlich im letzten Quartal rapid, bis auf 105,7,8 Pfd. Sterl. im Dezember. Im Jahre 1907 sah man die Preise genau den umgekehrten Weg gehen; zunächst stieg Kupfer allerdings noch bis 109,12,6 Pfd. Sterl., fiel dann aber rückweise herunter bis auf 60 Pfd. Sterl. John T. M o r r o w<sup>154</sup>) stellt die Kupferproduktion der Welt in den letzten 27 Jahren zusammen. Von 1879—1896 betrug die Zunahme jährlich 5,84%, von 1896—1906 6,40%. Wenn man nun mit der ersten Zunahme weiter rechnet, so würde schon 1912 die erste Million Tonnen überschritten werden, 1925 die zweite. Ob solche Mengen auch wirklich leicht erzeugt und glatt vom Konsum aufgenommen werden, kann natürlich niemand sagen.

In Deutschland betrug, wie angegeben, die Produktion an Rohkupfer aus in- und ausländischem Material 31 854 t, die Einfuhr 124 072 t (davon 103 630 t aus Nordamerika), die Ausfuhr 6112 t. Der Verbrauch würde danach 149 800 t betragen, bei einer Mehrausfuhr von 31 500 t berechnet sich nach den Angaben der Metallgesellschaft der wirkliche Eigenverbrauch zu 118 300 t, das ist etwa viermal soviel, wie wir produzieren.

Die Produktion an Kupfervitriol beläuft sich nach derselben Quelle auf 5400 t, Einfuhr 4519 t, Ausfuhr 2015 t. Verbrauch ca. 7900 t.

H a r t l e y K n i g h t<sup>155</sup>) gibt einen Bericht

<sup>154</sup>) Eng. Min. Journ. 85, 462 (1907).

<sup>155</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 1142 (1907).

über die in Deutsch-Südwestafrika gelegenen Ottavi-Kupfer- und Bleigruben, wobei er sich auf die Untersuchungen von C. J. a m e s stützt. Die Erze bestehen in der Hauptsache aus Kupferglanz, Malachit, Bleiglanz, Weißbleierz, wenig Blende, Ton und Quarz. J. a m e s schätzt bis zur 50 m-Sohle 293 000 t reiches Erz mit 12% Cu und 25,3% Pb, und 191 000 t armes Erz mit 2,9% Cu und 4,4% Pb. Eine Trennung des Kupfers und Bleies durch nasse Aufbereitung ist nicht möglich. Die Erze sollen auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen und diese Produkte auch an Ort und Stelle raffiniert werden; Mitte 1907 soll die Hütte in Betrieb kommen. H a r v e y W e e d<sup>156</sup>) berichtet über die Versuche zur Einführung einer Kupferindustrie in Serbien. Es wird in zwei Distrikten Kupfer gewonnen. In Maidenpek, 10 Meilen von Milanovac an der Donau, durch eine belgische Gesellschaft, welche ein 3%iges Erz auf Schwarzkupfer verschmilzt, und durch eine französische Gesellschaft in Bor, 30 Meilen südlich von Maidenpek, die 6—7%ige Erze in einem mit amerikanischen Schachtöfen und Konvertern ausgestatteten Werke verhüttet. Auf die Beschreibung einzelner bedeutender Kupferhüttenanlagen kann hier nicht eingegangen werden. W a g n e r und P r i m r o s e<sup>157</sup>) betrachten die Mansfelder Gruben und Hütten und die dort eingeführten Neuerungen (Gasmaschinen, Kupferkonverter, Güntherprozeß), sie bezeichnen die Mansfelder Werke als „a splendid example of modern Economy in mining and smelting.“ I n g a l l s<sup>158</sup>) behandelt die Kupfergruben von Ely, Nevada, und die Blei- und Kupferverhüttung im Salt Lake Tale (Garfield-, Bingham-, Hig<sup>+</sup> land Boyhütte u. a.). 159) H a m i l t o n<sup>160</sup>) die Kupferhütten zu Humboldt, Arizona, A d d i c k s<sup>161</sup>) die Anlage in Chrome, N. J. K u w o s z k y<sup>162</sup>) die Hütte in Z a l a t a, P e t r e n<sup>163</sup>) veröffentlicht in einem Reiseberichte die Arbeitsmethoden auf deutschen und österreichischen Kupferhütten. Auf der Hütte zu Bogoslowsk, deren Einrichtung G o e r k e<sup>164</sup>) beschreibt, sind einige Öfen merkwürdig, weil in ihnen das Verschmelzen mit Holzkohle geschieht; es werden sowohl Schacht- wie Flammöfen mit Holzkohle betrieben, während Wassermantelöfen und Kupolöfen mit Holzkohle nur sehr ungünstig arbeiten.

Eine der großartigsten Kupferhütten Amerikas ist jedenfalls die der Anacondagesellschaft gehörige Washoehütte. Zum Verschmelzen der Erze dienen mehrere Mathewsonschachtöfen<sup>165</sup>), zwei davon haben die riesige Länge von 51 Fuß, einer sogar von 87 Fuß, bei einer Weite von 56 Zoll an den Formen; die beiden kleineren setzen je 1600 t, der große 3000 t Beschickung in 24 Stdn. durch. Auf derselben Hütte sind Flammöfen in Betrieb mit

einer Herdfläche von 19 × 102—116 Fuß, mit einer Rostfläche von 8 × 16 Fuß, sie werden mit natürlichem Zug und Kohle betrieben und haben eine Schmelzleistung von 300 t in 24 Stdn.<sup>166</sup>). Daneben finden sich 11 Konverterstände mit horizontalen Konvertern von 8 Fuß Durchmesser und 12,5 Fuß Länge<sup>167</sup>). Im Anschluß hieran sei auf eine sehr übersichtliche vergleichende Zusammenstellung über Abmessungen, Beschickung, Durchsatz, Ausbringen usw. einer großen Anzahl von Kupferschachtöfen Flammöfen und Konvertern hingewiesen, die wir B o r c h e r s<sup>168</sup>) verdanken.

Von den Veränderungen, welche die Metallurgie des Kupfers betreffen, ist zunächst allgemein bemerkenswert, daß man in Amerika nur noch gemischte Werke baut, und daß Schachtofenwerke Flammöfen aufstellen und Werke, die bisher nur mit Flammöfen arbeiteten, sich Schachtöfen anschaffen. Für Flammöfen hat man jetzt die Kohlenstaubfeuerung einzuführen versucht, die Ansichten über den Erfolg sind aber geteilt. Auf den Highland Boy Smelter ergab sich nach S ö r e n s e n<sup>169</sup>) bei bedeutend größerem Durchsatz eine Kohlenersparsnis von 16—20%, in Cananea gelang das Experiment weniger gut; ein großes Hindernis scheint die Flugasche zu sein. — Bei Kupferschachtöfen zeigt sich häufig die Erscheinung des Oberfeuers. A u s t i n<sup>170</sup>) stellt Betrachtungen darüber an und kommt zum Schluß, daß dieser Übelstand sich sehr wohl durch sachgemäße Begichtung und namentlich durch Anwendung von Warmwind vermeiden läßt.

Auch in der Metallurgie des Kupfers kommen jetzt Verblasemethoden zur Entschwefelung von Erz und Stein in Anwendung, ganz ähnlich wie beim Blei. C l o u d<sup>171</sup>) berichtet über die Ausführung des M c M u r t y - R o g e r s schen Prozesses auf den Wallaroowerken. In großen 4½ Fuß tiefen, 8¾ Fuß weiten, um Zapfen drehbaren Eisen töpfen mit falschem Boden, wird auf eine brennende Charge unter gleichzeitigem Einblasen von Wind Erz gefüllt und die Charge bis auf Rotglut geblasen. Dabei entschwefeln 20% Erz bis auf 5%, das gesinterte Produkt wird verschmolzen. Bei Kupferstein schlägt man beim Verblasen 15—25% kiesel säurehaltiges Material zu und bläst schwächer. Die Wallaroowerke entschwefeln auf diese Weise wöchentlich 400—500 t Erze. Auch auf den Garfieldwerken hat man die Topfröstmethode zur Entschwefelung von halbgeröstetem Pyrit eingeführt. Man röstet in M c D o u g a l l schen Öfen auf 12% Schwefel ab und verbläst dann (3 × 7 t in 24 Stdn.) bis auf 3—4% Schwefel herunter. Das gesinterte, gebrochene Material geht zum Hochofen. Die Methode wird vielleicht für feine Sulfiderze noch von besonderer Bedeutung.

Eine außerordentlich lebhafte Aussprache unter amerikanischen Metallurgien hat über das Pyritschmelzen stattgefunden, weil in einigen Fällen etwas unerklärliche negative Resultate erzielt wur-

<sup>156</sup>) Eng. Min. Journ. 84, 115 (1907).

<sup>157</sup>) Eng. Min. Journ. 84, 671 (1907).

<sup>158</sup>) Eng. Min. Journ. 84, 675 (1907).

<sup>159</sup>) Eng. Min. Journ. 84, 527 (1907).

<sup>160</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 901 (1907).

<sup>161</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 1001 (1907).

<sup>162</sup>) Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 55, 536, 546, 563, 573, 585, 599 (1907).

<sup>163</sup>) Tekn. Tidskr. 37, 12 u. 23 (1907).

<sup>164</sup>) Metallurgie 5, 511 (1907).

<sup>165</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 660 (1907).

<sup>166</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 807 (1907).

<sup>167</sup>) Eng. Min. Journ. 83, 757 (1907).

<sup>168</sup>) Metallurgie 1907, 99, 105, 108.

<sup>169</sup>) Eng. Min. Journ. 85, 121 (1908).

<sup>170</sup>) Electr. Ind. 1907, 101.

<sup>171</sup>) Electr. Ind. 1907, 277.

<sup>172</sup>) Eng. Min. Journ. 85, 25 (1908).

den. Auch Magneteisenstein<sup>173)</sup> läßt sich unter besonderen Vorsichtsmaßregeln beim Kupfersteinschmelzen verwenden.

Auch die Hüttenrauchfrage<sup>174)</sup> beschäftigt jetzt die amerikanischen Hüttenleute.

Beim Konverterbetrieb sind ebenfalls einige Verbesserungen bekannt geworden. Charles<sup>175)</sup> gibt ein neues Verfahren zur Ausfütterung von Konvertern an, die dann mit heißer Schlacke getrocknet werden. Austin und Tanner<sup>176)</sup> haben eine bewegliche Konverterhaube konstruiert. In Kalifornien benutzt man, wie Rountree<sup>177)</sup> mitteilt, nicht nur zum Austrocknen der Konverter Rohöl, sondern auch zum Verblasen. In Mansfeld sind seit August 1906 auch zwei Konverter in Tätigkeit; die Gase gehen durch Flugstaubkammern in ein Bleikammersystem. Man verbläst hier nicht bis auf Schwarzkupfer, sondern nur bis auf Spurstein, wodurch die Edelmetallverluste sehr gering werden, und elektrolysiert den Spurstein. Mathewson<sup>178)</sup> hat an einem Konverter der Washoehütte beim Verblasen von Kupferstein untersucht, wie sich die Entfernung der verschiedenen Elemente gestaltet. Arsen fällt gleich anfangs bis auf etwa 0,05%, dann geht das Eisen und später der Schwefel heraus.

Gowland<sup>179)</sup> hat über die zukünftige Entwicklung der Kupferverhüttung einige Andeutungen gemacht. Danach wird man auch bei der Flammofenbeheizung wohl noch zur Generatorheizung greifen, was namentlich für die riesigen amerikanischen Flammöfen ein Vorteil sein würde. Auch in den Kupferhütten scheint sich ein kippbarer Herdofen ausbilden zu wollen, wozu in den Tacomawerken schon Anfänge vorhanden sind. Auch die Entschwefelung von Roherzen durch Verblasen wird sich weiter ausbreiten. Verwendet man basisch gefüllte Konverter und verbläst mit Zusatz von Kieselsäure, so wird sich das Verwendungsbereich des Konverters auch noch erweitern lassen.

Auf dem Gebiete der Kupferelektrolyse ist nichts Neues bekannt geworden. Mey<sup>180)</sup> gibt eine Beschreibung der Tecomaanlage. Auf die Störungen, die Ferrisulfat bei der Elektrolyse hervorbringen kann, weist Larrison<sup>181)</sup> hin.

Ähnlich wie Elmore versuchen auch andere durch Elektrolyse direkt Rohre herzustellen. Harrison und Day<sup>182)</sup> pressen die Elektrolysen unter Druck gegen die rotierende Kathode, Copper-Coles<sup>183)</sup> verwendet außerordentliche rasche Rotation der Kathode, Krause<sup>184)</sup> beschreibt ein ähnliches Verfahren unter Verwendung von Kieselgur.

In Butte ist eine größere Anlage errichtet zur Ausfällung des Kupfers aus Grubenwässern, über

welche Bushell<sup>185)</sup> berichtet. Buddäus<sup>186)</sup> glaubt, daß sich die chlorierende Röstung von Kupfererzen billiger im Schachtofen als im Muffelofen durchführen lasse, wenn die Erze zuvor briekettiert sind.

Von wissenschaftlichen Untersuchungen wären noch zu nennen: die Versuche zur Aufklärung der Konstitution von Ferro-Cuprosulfiden von Hoffmann, Cyploss und Harrington<sup>187)</sup>, und die metallographische Untersuchung von Schwefelsilber-Kupfersulfür- und Bleiglanz-Kupfersulfürgemengen von K. Friedrich<sup>188)</sup>, die Untersuchung des Sauerstoffgehaltes, Dichtigkeit, Gasabsorptionsvermögens von Kupfer von W. Stahl<sup>189)</sup>, über das Siliciumkupfer von M. Philip<sup>190)</sup>, über den Einfluß der Verunreinigungen auf die Leitfähigkeit von Sexton<sup>191)</sup>. Beiträge zur Konstitution der Kupferlegierungen lieferten Heyn und Bauer<sup>192)</sup>, Phosphor und Kupfer, Carpenter und Edwards<sup>193)</sup>: Kupfer-Aluminium, Tammann und Gürler<sup>194)</sup>: Kupfer-Nickel, Konstantinow<sup>195)</sup>: Kupfer-Kobalt, Friedrich<sup>196)</sup> Kupfer-Silber-Blei, Wologdine<sup>197)</sup>: Kupfer-Mangan.

## Zur Chemie der Sulfitzellstoffbleiche.

Von CARL G. SCHWALBE-Darmstadt.

(Eingeg. den 4.7. 1908.)

Fortsetzung von Seite 1357.

### 3. Alkalisches und saures Bleichen.

Obwohl der Zusatz von Säuren bei der Bleiche in ausgedehntem Maßstabe in der Praxis durchgeführt wird, ist man sich nicht darüber einig, ob dieser Säurezusatz ohne Schaden für den Stoff, ohne Chlorverluste zu bedingen, vorgenommen werden darf. Die Vorteile des Säurezusatzes sind außerordentliche Beschleunigung des Bleichvorganges bei völliger Ausnutzung des Bleichchlors. Die Beschleunigung ist durch sorgfältige, messende Versuche von Nübaum und Ebert für die Natriumhypochloritbleiche völlig erwiesen. Es fragt sich aber, ob diese Beschleunigung nicht auf Kosten der Stoffqualität erreicht wird. Die zu beschreibenden Versuche haben ergeben, daß in der Tat das Reduktionsvermögen eines unter Säurezusatz gebleichten Stoffes wesentlich höher ist als das eines alkalisch gebleichten Stoffes. Ob die schädigende Einwirkung auf lokale Überbleiche an der Einlaufstelle der verd. Säuren zurückzuführen ist, sich aber bei genügender Verdünnung und Verteilung der Säure ganz vermeiden ließe, muß vor-

173) Eng. Min. Journ. 83, 248 (1907).

174) Eng. Min. Journ. 83, 1227 (1907).

175) Eng. Min. Journ. 83, 1046 (1907).

176) Metallurgie 1907, 853.

177) Eng. Min. Journ. 84, 639 (1907).

178) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1907, 7.

179) Electr. Ind. 1907, 277.

180) Electr. Rev. 1907, 52.

181) Eng. Min. Journ. 83, 127 (1907).

182) Amer. Pat. 858 341.

183) Engl. Pat. 13 972.

184) D. R. P. 175 470; diese Z. 20, 305 (1907).

185) Eng. Min. Journ. 83, 1229 (1907).

186) Berg- u. Hüttenm. Rdsch. 1907, 267.

187) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1907, 25.

188) Metallurgie 1907, 671.

189) Metallurgie 1907, 761.

190) Metallurgie 1907, 587.

191) L'Electricien 34, 217 (1907).

192) Metallurgie 5, 242 (1907).

193) Metallurgie 1907, 250.

194) Z. anorg. Chem. 52, 25.

195) Electr. Ind. 1908, 30.

196) Metallurgie 1907, 250.

197) Electr. Ind. 1908, 25.