

all diese ziemlich naheliegenden Versuche wiesen keine brauchbaren Resultate auf, und man kam bald wieder von ihnen ab und blieb bei den einheitlichen Kohle- resp. Wolframfäden. —

Wichtige Fragen treten auch auf bei der weiteren Bearbeitung der Fäden, so bei der Einsetzung der Fäden in die Lampe. Bei der Kohlefadenlampe ist das Befestigen derselben verhältnismäßig einfach. Auf Nickeldrähten, die im Fuße der Lampe an Platindrähten befestigt sind, werden die Kohlefäden aufgekittet. Die Zuleitung des Stromes muß durch in das Glas eingeschmolzene Platindrähtchen erfolgen, weil das Platin den Ausdehnungskoeffizienten besitzt, der demjenigen des Glases am nächsten liegt. Eine weit vorsichtigere Behandlung verlangt der Metallfaden. Er bedarf einer Stütze in der Birne, da er beim Glühen so weich wird, daß er sich biegt und leicht die Wand der Birne berühren könnte. Die Stützen für den Faden bestehen aus Nickelösen, die an einem Glasstäbe befestigt sind. Bei hochkerzigen Lampen sind die Nickelösen durch Platinhäckchen ersetzt. In neuester Zeit nimmt man auch an Stelle des teuren Platins *Molybdän* drähtchen. Zur Herstellung guter Leitfähigkeit werden die Fäden an die Zuleitungsdrähte, die gerade so eingesetzt sind wie bei der Kohlenlampe, angeschmolzen, was durch Erzeugen eines kleinen elektrischen Lichtbogens zwischen Nickel- und Wolframfaden bewirkt wird. Nickel ist besonders gut geeignet, da es sich mit Wolfram sehr gut legiert. Bei der Metallfadenlampe ist das Evakuieren der Birne von besonderer Wichtigkeit. Eine mangelhaft evakuierte Lampe wird nach kurzer Brenndauer schwarz. Letzteres kann auch durch nicht gründlich durchformierte Fäden verursacht sein. —

[A. 195.]

Ann. Die neueste Errungenschaft auf dem Gebiete der Glühlampentechnik ist die sog. „Einwattlampe“, die von Siemens & Halske hergestellt wird; vgl. diese Z. 23, 1915 (1910).

Technische Fortschritte im Metallhüttenwesen 1909.

Von

Prof. Dr. BERNHARD NEUMANN, Darmstadt.

(Eingeg. 10.9. 1910.)

Während die Geschäftslage der Eisenindustrie fast stets die Gesamtlage unseres Wirtschaftslebens widerspiegelt, kann man aus den Marktverhältnissen und den Erzeugungsmengen der anderen Handelsmetalle einen ähnlichen Zusammenhang nicht entnehmen. In der Eisenindustrie war das Jahr 1907 ein Rekordjahr, darauf folgte das sehr schlechte Jahr 1908, dessen ungünstige Verhältnisse auch das Jahr 1909 noch bis zur zweiten Hälfte nachteilig beeinflußten. Diese Verhältnisse kamen sowohl in den Erzeugungsmengen, wie in den Marktpreisen zum Ausdruck. Bei den Handelsmetallen geben die Erzeugungsmengen ein ganz anderes Bild:

	1907 t	1908 t	1909 t
Blei	986 000	1 061 200	1 081 900
Kupfer	703 000	744 600	844 100
Zink	738 400	722 100	783 200
Zinn	97 700	107 500	108 300

Der wirtschaftliche Tiefstand des Jahres 1908 kommt hier in keiner Weise zum Ausdruck. Dagegen erkennt man ihn in den Jahresdurchschnittspreisen:

	1907 £	1908 £	1909 £
Blei	19. 1. 10	13. 10. 5	13. 1. 8
Kupfer	87. 1. 8	60. — 6	58. 17. 3
Zink	23. 16. 9	20. 3. 5	22. 3. 0
Zinn	172. 12. 9	133. 2. 6	134. 15. 6

Die Preisschwankungen bei den einzelnen Metallen waren im Laufe des Jahres 1909 ausnahmsweise ganz unerheblich. Die Preise hielten sich fast das ganze Jahr auf derselben Höhe, nur bei Zinn setzte von August ab eine langsame Aufwärtsbewegung ein. Eine graphische Aufzeichnung der Preisschwankungen bringt die Metallurgie¹), weiteres Material findet sich in den bekannten statistischen Mitteilungen der Frankfurter Metallgesellschaft und im Eng. & Min. Journal.

Allgemeine Aufbereitung.

Die Aufbereitung der Erze ist ein Verfahren zur Veredelung der von ihrer natürlichen Lagerstätte entfernten Erze, das einerseits zum Zwecke der Anreicherung armer Erze, die sonst für manche hüttenmännischen Prozesse unverwendbar wären, ausgeführt wird, und das andererseits eine mehr oder weniger weitgehende Scheidung verwachsener Mineralien herbeiführen soll, deren Trennung im Hüttenprozesse nur mit Verlusten und Kosten durchführbar ist. Am meisten finden Aufbereitungsmethoden Anwendung bei Eisenerzen und bei Zinkerzen bzw. Zink-Bleimischerzen. Zu den älteren Verfahren der sog. nassen Aufbereitung kam später die magnetische Anreicherung, während speziell für die Trennung von Mischerzen vor einigen Jahren die sog. Schweb- oder Schwemminverfahren erfunden wurden, deren volkommenste Form wohl in dem Elmoreischen Vakuum-Ölverfahren zu sehen ist²). Die Aufbereitung ist zwar eigentlich mehr Sache des Bergbaues wie der Hütten, sie interessiert aber in ihren neuesten Stadien auch vom rein wirtschaftlichen Standpunkte, weil durch die Öl-Schwemmmethode die Scheidung der mehrere Millionen Tonnen betragenden Zink-Bleibgänge in Neusüdwales derartige Mengen Zinkerze auf den Markt wirft, daß die Verhältnisse des Erzmarktes nicht unberührt bleiben können.

Aus einem Berichte Hooovers³) an die Zinc Corporation ist zu ersehen, daß man mit dem Elmoreischen Vakuum-Schwemmmprozeß in Broken-Hill monatlich 16—17 000 t Abgänge aufarbeitet. Am Block 10 liegen noch Vorräte für 2—3 Jahre, an der Südhalde noch 1 Mill. Tonnen. Elmore⁴) macht genauere Mitteilungen über den Betrieb

¹) Metallurgie 1910, Heft 2, Anhang.

²) Vgl. diese Z. 22, 2182 (1909).

³) Eng. Min. Journ. 88, 205 (1909).

⁴) Eng. Min. Journ. 88, 206 (1909).

(Auszüge von Linde⁵) und Hægge⁶). Die in Halden aufgeschichteten Abgänge der nassen Aufbereitung enthalten noch 20% Zink, 5,75% Blei und 0,025% Silber. Sie werden in Mahlpfannen naß zerkleinert, die Trübe wird klassiert, das Feine den Elmoreapparaten zugeführt, das Grobe nochmals weiter zerkleinert. Die Produkte der Elmore-schen Anreicherung enthalten dann 43% Zink, 11% Blei und 0,053% Silber; sie gehen nach Entfernung des Wassers in Öfen zur Zerstörung der geringen anhaftenden Ölmenge und werden dann auf Wilfleyherden nochmals einer nassen Aufbereitung unterworfen, wobei Zinkkonzentrate mit 46,5% Zink, 7,25% Blei und 0,05% Silber, und Bleikonzentrate mit 58% Blei, 15% Zink und 0,125% Silber erhalten werden. Man erzeugt monatlich 6000—7000 t Konzentrate.

Der einzelne Elmoreapparat setzt in 24 Stunden 40—45 t Material durch. Der Verbrauch an Säure (50° Bé. Kammersäure) beträgt 4,5—9 kg, der an Texasöl 2,75—3,65 kg. Die Arbeitskosten des Elmoreverfahrens betragen nur 2,38 M pro Tonne, dazu kommen noch 1,35 M für Zerkleinerung, 1,33 M für Trocknung und Entölung, 0,63 M für die Arbeit⁷ auf den Wilfleyherden.

Es hängt natürlich ganz von der Natur der Erze ab, ob man das Elmoreverfahren anwenden muß zur Scheidung von Zink und Blei. In Brockenhilf waren alle anderen Möglichkeiten bereits versucht, ohne daß vorher eine so befriedigende Lösung gefunden worden wäre. In Sardinien, wo sulfidische und oxydatische Mischerze von Zink und Blei zusammen vorkommen, reicht, wie Cappa⁸) erläutert, zur Trennung eine nasse Aufbereitung des naß zermahlenen Roherzes auf Ferristößherden vollständig aus. Die Zinkkonzentrate mit 42—45% Zink enthalten nur 6% Blei, die Bleikonzentrate 70—72% Blei.

K u p f e r.

Der Kupfermarkt lag im abgelaufenen Jahre sehr ungünstig, wobei, wie immer auf dem Kupfermarkt, die Verhältnisse in Amerika bestimmend

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909
Mansfeld	19 300	19 000	19 900	18 100	17 300	18 000	19 000
Andere Werke	2 300	2 300	2 600	2 600	3 500	2 500	3 800

Zwar wird jetzt in Deutsch-Südwestafrika lebhaft Kupferbergbau betrieben⁹), die Schmelzprodukte kommen aber nur zum geringsten Teil zu uns nach Deutschland.

Nach Schätzung eines bedeutenden deutschen Kupferhauses entfallen von dem deutschen Kupferverbrauche auf die einzelnen Industriezweige folgende Mengen: Elektrische Industrie 90 000 t, Kupferwerke 38 000 t, Messingwerke 41 000 t, Vitriol 2000 t, Eisenbahn, Schmelzer 23 000 t.

Auf eine Reihe Beschreibungen moderner ausländischer Kupferhütten kann hier nur verwiesen werden.¹⁰)

⁵⁾ Metallurgie 1909, 486. Diese Z. 22, 2200 (1909).

⁶⁾ Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 1909, 483.

Diese Z. 22, 2201 (1909).

⁷⁾ Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 1909, 467

⁸⁾ Erzbergbau 1909, 23. Vgl. auch dieses Heft im wirtsch.-gew. Teil.

⁹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 501, 746, 802, 838, 1125 (1909); 88, 55 (1909). Metallurgie 1909, 258, 569.

einwirkten. Der Kupferpreis setzte am Jahresanfang mit 63. 18. 9 Pfd. Sterl. ein, ging im Frühjahr auf 55. 3. 9 Pfd. Sterl. herunter, hob sich wieder bis 61. 5. 0 Pfd. Sterl., ging nochmals im Oktober bis auf 57 Pfd. Sterl. zurück, um am Ende sich wieder etwas zu bessern. Der Jahresdurchschnitt mit 58. 17. 3 Pfd. Sterl. liegt niedriger als die Durchschnitte der letzten 5 Jahre.

Die Hütten erzeugung und der Kupferverbrauch der einzelnen Länder stellte sich nach Angabe der Frankfurter Metallgesellschaft, wie folgt:

	Erzeugung t	Verbrauch t
Deutschland	31 100	179 100
England	66 700	109 100
Frankreich	7 500	73 100
Italien	3 000	17 400
Österreich-Ungarn	1 800	31 000
Rußland	18 500	21 600
Übriges Europa	12 700	20 400
Verein. Staaten	528 900	318 900
Brit. Nordamerika	14 500	3 500
Zentral- und Südamerika	85 000	
Japan	42 900	8 600
Australien	31 500	
	844 100	782 800

Die Kupfererzeugung von 1909 übertrifft die der Vorjahre (1908: 744 600 t, 1907: 703 000 t, 1906: 712 900 t) wesentlich, hierzu trägt in der Hauptsache die starke Produktionserhöhung der Verein. Staaten (um 81 200 t) bei, auch Mittel- und Südamerika haben 21 000 t mehr erzeugt. Die deutsche Erzeugung ist nur von 30 000 auf 31 100 t heraufgegangen. Der europäische Verbrauch blieb fast der gleiche, dagegen wuchs der Bedarf Nordamerikas von 208 800 t auf 318 900 t. Der Gesamtweltbedarf an rotem Metall betrug 1908: 701 700 t 1909: 782 800 Tonnen.

Der deutsche Kupfererzbergbau befindet sich seit mehreren Jahren im Stillstande, wie nachstehende Zahlen der Erzeugung aus eigenen Erzen (Bergwerkserzeugung) nach Merton & Co. zeigen.

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909
Mansfeld	19 300	19 000	19 900	18 100	17 300	18 000	19 000
Andere Werke	2 300	2 300	2 600	2 600	3 500	2 500	3 800

Zum Verschmelzen von Kupfererzen dienen heute sowohl Schachtofen wie Flammöfen. Die Ansichten über das Anwendungsgebiet dieser beiden Apparate haben sich aber im Laufe der Zeit geändert. Peters¹⁰), der bekannte Kupfermetallurge, weist auf diesen Umstand noch besonders hin. Während man früher den Schachtofen nur als Schmelzapparat betrachtete und im Flammofen nur den Oxydationsofen sah, hat sich jetzt das Verhältnis teilweise geändert: die riesigen amerikanischen Flammöfen sind die Schmelzapparate geworden, in welche vorgeröstetes Erz aufgegeben wird, und die mit neutraler Atmosphäre arbeiten. Natürlich können sie die bei der Aufbereitung auftretenden großen Mengen Feinerze leicht verarbeiten, die der Schachtofen ohne Brikettierung nur in verhältnismäßig geringen Mengen gebrauchen kann. Andererseits hat sich der Schachtofen zu einem

¹⁰⁾ Eng. Min. Journ. 88, 735 (1909). Metallurgie 1910, 19.

außerordentlich leistungsfähigen Oxydationsapparat entwickelt. Die großen sog. Pyritschachtöfen beseitigen leicht 78—82% des Schwefels aus der Beschickung und geben einen Kupferstein mit 45% Kupfer, wobei der Koksaufwand höchstens 9% beträgt. Neben diesem rein pyritischen Schmelzprozeß, bei dem fast ausschließlich der verbrennende Schwefel die Wärme liefert, wird natürlich auch noch der gewöhnliche Schnelzbetrieb mit Kohle durchgeführt. Die großen Öfen in Anaconda führen einen halb pyritischen Prozeß durch; man gibt die Erze ungeröstet auf und verbraucht zur Erzeugung eines 45%igen Kupfersteins 11% Koks. Offenbar macht über diese Öfen einige Mitteilungen¹¹⁾. Diese Wassermantelöfen von 4,5 m Länge, welche 6,3 m voneinander entfernt standen, hat Mattewson verbunden, wodurch Öfen von einer Gesamtlänge von 15,3 und 26,1 m entstanden. Der Versuch hat sich bewährt. Diese Öfen haben nicht nur einen Tiegel, in dem sich die geschmolzenen Massen sammeln, sondern 2 bis 3 und ebensoviel Vorherde, sie setzen 2500—3000 t Beschickung durch und sollen um weitere 19 m verlängert werden, da sich herausgestellt hat, daß durch Wegfall der seitlichen Kühlung der Wärmeverlust kleiner, der Durchsatz größer und der Ofenbetrieb einfacher wird.

Zur Durchführung des Pyritschmelzprozesses hat Kudsen¹²⁾ an Stelle des Schachtöfens seit Jahren in Sulitjelma einen großen stehenden Konverter benutzt, dessen Fassung bis auf 20 t vergrößert worden ist. Ein Pyrit mit 6,5% Kupfer wurde direkt auf Kupferstein mit 50% Kupfer verschmolzen, der dann im Manhèskonverter auf Kupfer verblasen wurde. Bergström¹³⁾ hat dann in diesen Apparaten weitere Schnielzungen durchgeführt und dabei ermittelt, daß man mit dem Schwefelgehalte bis auf 24% heruntergehen kann, und daß sich noch Erze mit nur 3,5% Kupfer auf diese Weise verarbeiten lassen.

Auch bei der Konstruktion der Wassermantelöfen ist man mit dem Ersatz des Mauerwerkes durch wassergekühlte Flächen immer weiter gegangen; der neue Schachtöfen auf den Teziutlanwerken (Mexiko) enthält überhaupt kein Mauerwerk mehr¹⁴⁾.

Auch in anderer Weise als im gewöhnlichen Flammofen hat man versucht, Kupfererze und namentlich Feinerze zu rösten und zu verschmelzen. In Garfield, Utah, wird ein Verfahren von Fink, in West Seattle, Washington, ein Verfahren von Catton geprüft. Beide Verfahren sind prinzipiell ähnlich, die Öfen bestehen aus je zwei Hälften; in der einen Hälfte wird das Erz geröstet, in der anderen verschmolzen, und zwar so, daß die aus dem Schmelzraum abziehenden Gase und die Hitze zur Röstung in der anderen Ofenhälfte verwendet werden¹⁵⁾. Nach der Abröstung der einen Hälfte schmilzt man diese Menge ein und chargiert auf der anderen Seite frisches Erz. Die Öfen sind für

11) Eng. Min. Journ. 88, 243. 1909. Metallurgie 1909, 596. Diese Z. 23, 133 (1910).

12) Chem.-Ztg. 1909, 345. Österr. Z. f. Berg-
u. Hüttenw. 1909, 426. Diese Z. 22, 1369 (1909).

13) Metallurgie 1910, 24.

14) Eng. Min. Journ. 88, 655 (1909).

15) Elektrochem. u. Metall.-Ind. 1909, 287.

Vgl. auch diese Z. 22, 641 u. 1078 (1909).

Staubkohle oder Öl als Brennstoff eingerichtet. Man spart an Brennstoff und kann Konzentrate ohne weitere Vorbereitung verhüten. In Garfield besteht die Anlage aus zwei aneinander stoßenden rotierenden Zylindern. Man verarbeitet 20% Kupfererz direkt bis auf Blasenkupfer, sticht dieses oder den Stein ab und chargiert das frische Feinerz in die zurückbleibende Schlacke. Der Catton-Prozeß wird in einem gemauerten Doppelofen ausgeführt. Es wird nur Grubenabfall aufgegeben und eine ziemlich bedeutende Konzentration des Kupfers im Stein erreicht. Die Kosten an Brennstoff sollen nur 35% von dem im Schachtöfen betragen.

Garetson hat einen Schachtöfen vorgeschlagen, in welchem der erschmolzene Kupferstein in einer und derselben Operation gleich weiter bis auf metallisches Kupfer gebracht werden soll. Zu diesem Zwecke wird der Ofen mit einem besonders tiefen Tiegel versehen, in welchen besondere Winddüsen eingebaut sind. In Ore Knob wurden Versuche mit einem solchen Ofen gemacht, wöhrüber Smple¹⁶⁾ berichtet. Der Ofen hatte oben auf jeder Seite 16 Winddüsen, unten 24 Konvertierungsdüsen. Man arbeitete wie üblich, bis der Kupferstein im Tiegel über die Konvertierungsdüsen reichte, dann wurde Wind unter großem Druck durch die unteren Düsen eingepreßt und gleichzeitig reichlich Quarz aufgegeben. Unter diesen Umständen konnte ganz armer Stein (5%) bis auf 62% gebracht werden.

Was den Schachtöfenbetrieb betrifft, so macht Rizzo-Patron¹⁷⁾ einige Mitteilungen aus der Praxis, in denen Erze beim Pyritschmelzen nur einen sehr armen Kupferstein lieferten, und trotz genügender Zuschlüsse keine flüssige Schlacke zu erzielen war, sobald die Erze roh aufgegeben wurden. Andererseits gaben dieselben Erze, wenn sie in Kilns teilweise geröstet waren, flüssige Schlacken und einen Stein von 35% ohne jede Schwierigkeit. Vorhandenes oder beim Rösten entstandenes Eisenoxydul oxyd geht bis in den Stein, verdünnt diesen, drückt den Schwefelgehalt herunter und bewirkt Erstarrungerscheinungen. Aber auch im Ofen selbst soll sich das Eisen mancher Pyrite unter dem Einfluß des Windes in Fe_3O_4 verwandeln, welches sich dann nicht mehr in Eisenoxydul zurückwandeln und verschlacken kann, sondern schwer schmelzbare Silicate bildet. Dein ist nur durch vorherige Röstung abzuholen. Benetts¹⁸⁾ hat kupferhaltige Magnetkiese verhüttet, deren Schwefelgehalt (3—10%) für gute Steinarbeit höchst niedrig war. Durch Aufgeben groben Stückes wurde weniger Schwefel oxydiert und ein Stein mit 45% Kupfer erzielt. Die Schlacke hielt 30% SiO_2 , 37% Fe, 5% CaO, 12% Al_2O_3 . Erreichte der Gehalt an $SiO_2 + Al_2O_3$ 45%, so traten Zeichen des Einfrierens auf. Nach seiner Beobachtung geht ein Teil des Magnetsteins unverändert durch den Ofen bis in den Vorherd. Auch Larison¹⁹⁾ beschäftigt sich mit dem Vorkommen von Magnetstein im Stein und der Schlacke.

Durch besondere Umstände gezwungen, war

16) Eng. Min. Journ. 88, 1266 (1909).

17) Eng. Min. Journ. 88, 367 (1909).

18) Eng. Min. Journ. 87, 962 (1909).

19) Eng. Min. Journ. 87, 1195 (1909).

Heberlein²⁰⁾ in der Lage, praktisch festzustellen, mit welchem Kieselsäuregehalte die Schmelzung im Wassermantelofen noch aufrecht zu erhalten ist. Bei einer Schlacke mit 50% Kieselsäure war der Koksaufwand nur 8,1%. In einer solchen Schlacke war der Ersatz des Eisens durch Kalk bis zu 16% FeO noch möglich.

Eine sehr eingehende Untersuchung über den Verbrennungsprozeß der Verunreinigungen bei der Kupferraffination im Flammofen hat Wanja-koff²¹⁾ angestellt, wobei Temperaturmessungen und Untersuchungen der Atmosphäre im Schmelzraum, der Abgase, ferner das Aussehen und die Form der erstarrten Oberfläche der genommenen Proben und die chemische Zusammensetzung der Proben in den verschiedenen Stadien berücksichtigt wurden. Ein Diagramm veranschaulicht den Verlauf der Raffination in den einzelnen Phasen des Prozesses.

Eine neue moderne Form eines liegenden Kupferkonverters erläutert Shelby²²⁾.

Amerikanische Kupferhütteningenieure haben schon vor einigen Jahren vorgeschlagen und versucht, auch die Kupferkonverter basisch auszuleiden. Schreyer²³⁾ schließt aus Mitteilungen über den Knudsenkonverter, daß unter normalen Verhältnissen das Verblasen im basischen Konverter unter Bildung saurer Schlacken ausgeschlossen ist. Westinghouse (D. R. P. 153 820) will bei kieselsäurearmen Kupfererzen und Kupferstein den Prozeß so leiten, daß eine leicht flüssige Schlacke aus Eisenoxyd und Eisensulfid sich bildet. Nach Schreyers Feststellung würde aber eine derartige Schmelze (1300°) einen für praktische Zwecke zu hohen Schmelzpunkt haben. Die Anwendung des basischen Konverters wäre nach Ansicht Schreyers höchstens bis zur Herstellung von Konzentrationsstein und auch dann nur unter Anwendung des vom Aachener Metallurgischen Institut empfohlenen sauerstoffreichen Windes möglich. Neuere Nachrichten aus Amerika widersprechen dieser Ansicht jedoch, denn es ist in Perth Amboy gelungen, auf einer Auskleidung 800 und 1000 t Kupfer aus bleihaltigem Kupferstein zu erblasen²⁴⁾.

Ein praktisch vielleicht sehr wichtig erscheinendes Verfahren, geringprozentige schweflige Säure Rötgase gleichzeitig unschädlich und nutzbar zu machen, hat Friedrich Borchers, Goslar²⁵⁾ ausgearbeitet. Die Verfahren von Häniisch und Schröder können keine Gase unter 4 Vol.-% SO₂ mehr verarbeiten, während das nach genanntem Verfahren gelingen soll. Die Rötgase werden einer Absorptionsanlage zugeführt, die mit einer und derselben Flüssigkeit so lange berieselte wird, bis die gewünschte Sättigung erreicht ist; die Anlage arbeitet kontinuierlich. Eine Versuchsanlage auf der Hütte Mezzavalle wurde leider durch Feuer zerstört.

²⁰⁾ Eng. Min. Journ. 88, 107 u. 177 (1909).

²¹⁾ Metallurgie 1909, 749 u. 792.

²²⁾ Eng. Min. Journ. 88, 815 (1909). Metallurgie 1910, 125.

²³⁾ Metallurgie 1909, 190. Diese Z. 22, 1077 (1909).

²⁴⁾ Eng. Min. Journ. 90, 263 (1910).

²⁵⁾ Metallurgie 1909, 316.

Die Duckton Sulfur Copper & Iron Co. in Isabella, Tennessee, hat in den letzten Jahren ebenfalls Versuche angestellt, die schweflige Säure in den Gasen der Kupferschachtöfen unschädlich und nutzbar zu machen²⁶⁾. Da die Gase kein Arsen enthalten, versuchte man im Kleinen den Platinkontaktprozeß mit befriedigendem Erfolge. Die Ausführung des Verfahrens in einer 10 t-Anlage mit Eisenkontaktmasse ergab aber nur schwache Säure infolge der Feuchtigkeit der Gase und einen sehr schlechten Wirkungsgrad, infolge Ablagerung von Zink auf der Kontaktmasse. Man hat deshalb den Kontaktprozeß aufgegeben und baute Bleikammern.

Einen Beitrag zur Aufklärung der Konstitution des Kupfersteines liefern Bornemann & Schreyer²⁷⁾ durch ihre Untersuchung des Systems Cu₂S — FeS.

N i c k e l

Die ganze Weltproduktion an Nickel wird fast allein von Neukaledonien (40%) und Canada (60%) geliefert. Die Gewinnung des Metalles verteilt sich allerdings auf verschiedene Länder. Das kanadische Nickel wird in der Hauptsache in den Vereinigten Staaten ausgebracht, ein weiterer Teil in England, das neukaledonische in Frankreich und Deutschland. Die Erzeugungsmengen betragen:

	1908	1909
	t	t
Vereinigte Staaten	6 000	9 000
England	2 800	2 800
Deutschland	2 600	3 100
Frankreich	1 400	1 200
	<hr/>	<hr/>
	12 800	18 100

Der Marktpreis ist auf 3—3,50 M für das Kilo stehen geblieben. Nickel ist nämlich kein Spekulationsmetall, sondern der Preis wird von der Internationalen Nickel Co. im Verein mit Le Nickel und der Mond Nickel-Co. nach Belieben so hoch gehalten, während die reinen Herstellungskosten nach Angaben der Canad. Min. Journ. nur 60 Pf pro Kilo betragen sollen.

Warlimont²⁸⁾ hat einen Vorschlag zu einer etwas anderen als der üblichen Verarbeitungsweise der kupf- und nickelhaltigen Magnetkiese gemacht. Die Erze sollen bei Anwesenheit hinreichend großer Mengen von Schwefeleisen so geröstet werden, daß nahezu alles Kupfer in lösliches Sulfat übergeht, und nur wenige Prozente vom Nickel löslich werden, während Ferro- und Ferrisulfat zum größten Teile in Oxyde übergehen. Das aus dem Ofen kommende Rötgut wird unter schwacher Berieselung mehrere Tage der Luft ausgesetzt, dann in Bottichen gelaugt. Der Laugereückstand wird auf Nickelrohstein verschmolzen, dieser auf Konzentrationsstein verblasen, der dann in Anodenformen gegossen und elektrolysiert werden soll. Die kupferhaltige Lauge wird mit Eisen zementiert, das Eisen und Nickel wie üblich gefällt. Resultate einer Durchführung in der Praxis liegen nicht vor. Gleichzeitig hat Warlimont Versuche über die Bildungstemperatur der Sulfate von Eisen, Kupfer und Nickel bei der oxydierenden

²⁶⁾ Chem. Engineer 1909, 37.

²⁷⁾ Metallurgie 1909, 609. Diese Z. 23, 134 (1910).

Röstung ihrer Sulfide angestellt und die Bestimmung der zur Zersetzung der betreffenden Sulfate notwendigen Temperaturen vorgenommen.

Die erst 1903 in Canada am Temiskamingsee entdeckten außerordentlich silberreichen Nickel-Kobaltarsenide bieten noch immer Schwierigkeiten für eine rationelle Verhüttung. Man hat Amalgamation, Chlorierung, auch Verbleitung zur Extraktion des Silbers versucht und hat den Rest auf Speise verschmolzen. Alles ohne großen Erfolg. B e l t z e r²⁸⁾ will alles bis zur Mehleinfinität zerkleinern, das gediegene Silber absieben, in Flammöfen etwa 20% Arsen abtreiben und die Arsenreste durch raffinierendes Schmelzen mit Kohle oder Kalk oder Soda entfernen. Der gelaugte Rückstand wird chloriert, und aus der Chloridlösung werden die Metalle einzeln gefällt.

Die von der Internat. Nickel Co. in den Handel gebrachte Legierung: "Monelmetall" besteht aus 68—72% Nickel und Kupfer, sie schmilzt bei 1350° und hat Festigkeiten wie mittelharter Stahl³⁰⁾.

Z i n k.

Das wichtigste Ereignis auf dem Zinkmarkte im abgelaufenen Jahre war das Zustandekommen einer internationalen Zinkkonvention im Februar. Die Wirkung dieses Zusammenschlusses machte sich aber erst nach Aufzehrung der vor dem Abschluß verkauften Zinkmengen im Spätsommer bemerkbar. Deutsches Zink stand in Breslau am Jahresanfang auf 42,50 M (100 kg), wurde von der Konvention auf 43,75 M (für Spezialmarken 45,25 Mark) gesetzt, erreichte Ende Juni 44,75 M, Ende Dezember 47,25 M. Der Durchschnittspreis war zwar etwas höher wie das Vorjahr, aber schlechter wie die vorhergehenden Jahre.

Die Welterzeugung an Zink betrug 1909:

	t
Deutschland	220 080
Belgien	167 100
Holland	19 548
Großbritannien	59 350
Frankreich und Spanien	56 118
Österreich und Italien	12 638
Rußland	7 945
Vereinigte Staaten	240 446
Australien	—
	783 200

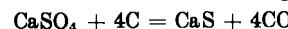
Die Erzeugung des Jahres 1909 übersteigt nicht nur diejenige des Vorjahrs, sondern auch die bisherige Höchstleistung des Jahres 1907 (738 400 Tonnen). Die Erzeugung von Rheinland-Westfalen betrug 75 173 t, von Schlesien 144 907 t. Die Vereinigten Staaten scheinen jetzt dauernd die Erzeugung Deutschlands zu überflügeln. Deutschland verbraucht von seiner Erzeugung selbst nur 188 000 t. Nach einer offiziellen Schätzung in den Vereinigten Staaten verteilt sich der Zinkkonsum auf einzelne Industriezweige wie folgt: für Galvanisierzwecke 62,7%, Messingindustrie 18,3%, Zinkblech 12,6%, Werkbleientsilberung 1%, andere Zwecke 5,4%.

²⁸⁾ Metallurgie 1909, 83 u. 127.

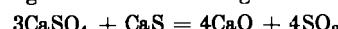
²⁹⁾ Moniteur Scient. 1909, 633, Diese Z. 23, 806 (1910).

³⁰⁾ Diese Z. 22, 844 u. 455 (1909).

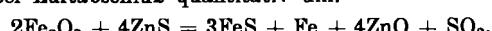
Im abgelaufenen Jahre sind einige Veröffentlichungen bekannt geworden, welche die Chemie des Zinkhüttenprozesses betreffen und für die Praxis wertvolle Fingerzeige geben. L e p i a r c y k³¹⁾ beschäftigt sich mit den Vorgängen beim Rösten und in der Muffel. Seine Studien über den Röstprozeß ergeben, daß sich reines Schwefelzink vollständig auf Zinkoxyd abröstet läßt, wenn die Bedingungen so sind, daß das beim Rösten entstandene Zinksulfat wieder zerstört und die Schwefelsäure und schweflige Säure frei abgeführt werden. Die nicht vollständige Austreibung des Schwefels verschuldet in geringerem Maße das Eisen, in höherem der Kalk. Eisenoxyd setzt sich mit Zinksulfid um, Kalk verhindert zwar die Abröstung der Blende nicht, geht aber fast vollständig in Gips über; in beiden Fällen entstehen Schwefelverluste. In der Muffel verläuft dann der Vorgang



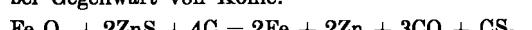
nicht quantitativ, Gips und Schwefelcalcium scheinen in folgender Weise zu reagieren



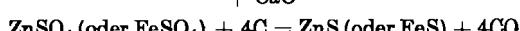
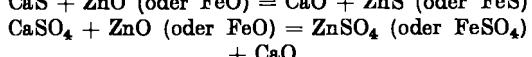
Eisenoxyd und Zinksulfid setzen sich in der Muffel bei Luftabschluß quantitativ um:



bei Gegenwart von Kohle:



Calciumsulfid und Gips setzen sich mit den Oxyden wie folgt um:



Eisen ist also beim Röstprozeß in geringem Maße schädlich, beim Destillationsprozeß in der Form von Eisenoxyd aber von großem Nutzen, weil es ZnS zu ZnO umsetzt und der Destillation zugänglich macht; andererseits verhindert Eisen, daß der aus dem Gips entstehende Sulfidschwefel sich mit dem Zink verbindet. Man sollte also eigentlich bei kalkreichen Blenden in der Praxis Eisenoxyd zuschlagen, um ein besseres Zinkausbringen zu erreichen, oder den Kalk vor dem Rösten zu entfernen suchen.

L i n d t³²⁾ hat dann derartige Versuche zur ökonomischen Entkalkung kalkführender Zinkerze angestellt. Durch Behandlung mit wässriger schwefliger Säure konnten 94% des Kalkes und die ganze Magnesia ausgewaschen werden. Das Erz wird hierdurch konzentriert, die Röstung geht leichter und vollständiger vor sich, es findet sich nach dem Rösten nur ganz wenig Sulfatschwefel, der quantitativ an Blei gebunden ist. Am zweckmäßigsten würde man den Waschprozeß in der Erzwäsche vornehmen und mit der Laugerei zu einem Prozesse vereinigen.

L i n d t³³⁾ hat weiter untersucht, in welchem Zustande das Zinkoxyd in calciniertem Galmei und

³¹⁾ Metallurgie 1909, 419. Diese Z. 22, 1943 (1909).

³²⁾ Metallurgie 1909, 747. Diese Z. 23, 279 (1910).

³³⁾ Metallurgie 1909, 745. Diese Z. 23, 297 (1910).

in gerösteter Blende sich vorfindet, denn es ist eine bekannte Tatsache, daß Zink aus Galmei vollständiger und leichter auszubringen ist, als aus gerösteter Blende. Weiter weiß man, daß eisenreiche geröstete Blenden schwerer reduzierbar sind wie eisenarme. Vf. fand nun, daß aus hoherhitzten Gemischen von Zinkoxyd und Eisenoxyd durch ammoniumcarbonathaltige Ammoniaklösung nicht mehr alles Zink herauszulösen ist, und daß das Zink in den verschiedenen Zinkmaterialien einen graduellen Unterschied der Löslichkeit gegenüber diesem Lösungsmittel zeigt. L i n d t nimmt an, daß sich bei höheren Temperaturen eine Verbindung Fe_2ZnO_4 bildet, die schwerer reduzierbar ist als Zinkoxyd. Im rohen Galmei ist das Zinkcarbonat frei, im gerösteten Galmei ist schon ein Teil Zinkoxyd an Eisen gebunden, bei gerösteter Blende aber ist infolge der höheren Temperatur diese Verbindung in größerer Menge entstanden. Man müßte also größere Eisenmengen aus dem Roherz zu entfernen suchen.

L e p i a r c z y k hatte die Beobachtung gemacht, daß bei der Reaktion zwischen Kohle und Blende in der Muffel auch ein Teil des Sulfidschwefels verdampfen kann. Diese Reaktion hat F r a e n k e l³⁴⁾ weiter untersucht; sie setzt schon bei 1000° ein.

Von sonstigen Verbesserungen im praktischen Zinkhüttenbetriebe ist zu erwähnen: der jetzt vielfach erprobte Gebrauch eines in den Hals der Muffel oder in die Vorlage eingebauten Koksfilters, in welchem sich die Hauptmenge des Bleies kondensiert³⁵⁾, und ferner die Einführung von Chargier- und Räumvorrichtungen für die Muffelbedienung³⁶⁾.

H u g h e s und H a l l³⁷⁾ haben im Kleinen Versuche angestellt, den Reaktionsprozeß zwischen Zinkoxyd und Reduktionsmittel zu beschleunigen, sie mischen Zinkoxyd mit Petroleum und lassen dieses Gemenge kontinuierlich in einen auf 1200° erhitzten Ofen eintreten.

Die Zinkgewinnung im elektrischen Ofen ist trotz verschiedener größerer Versuche noch wenig vollkommen. S y n d e r macht einige Angaben über den kanadischen Ofen zu Nelson³⁸⁾; F l e u r e v i l l e³⁹⁾ berichtet über das in Arugy (Pyrrenäen) ausgeführte Verfahren von Côte und Pierron, nach welchem die Umsetzung der Blende mit Eisen geschieht. Auch hierbei erhält man neben wenig metallischem Zink viel Zinkoxyd.

Z i n n.

Der Zinnmarkt war im abgelaufenen Jahre weniger Schwankungen unterworfen wie sonst. Der Jahresdurchschnittspreis war 134. 15. 6 Pfd. Sterl., also ein wenig höher wie 1908, aber schlechter wie die Vorjahre. Nach Angaben der Metallgesellschaft setzte sich 1909 die Weltproduktion an Zinn wie folgt zusammen: (Hüttenproduktion)

	t
Straits	61 540
England	16 890
Banka	12 150
Deutschland	8 990
Australien	6 450
Biliton	2 280
	<hr/>
	108 300

Die erzeugte Menge übertrifft die des Vorjahres (107 500 t) ein wenig. Deutschland hat seine Erzeugung von 6375 t auf 8990 t gesteigert. Diese Erzeugung entstammt aber fast ausschließlich bolivianischen Erzen, ebenso sind 12 000 t der englischen Erzeugung bolivianischen Ursprungs, und nur 5000 t liefert der einheimische Bergbau.

Rund ein Viertel der Welterzeugung an Zinn verbraucht die Weißblechindustrie (26—30 000 t), die damit 1,3 Mill. Tonnen Weißblech herstellt. Über die Entwicklung der Weißblechfabrikation⁴⁰⁾ hat V o g e l eine Studie veröffentlicht, aus dessen Feder auch eine lebenswerte Veröffentlichung über das Verzinnen in alter und neuer Zeit stammt⁴¹⁾.

A n t i m o n.

Antimonmetall hatte einen sehr schlechten Markt. Der Jahresdurchschnitt betrug nur 31 Pfd. Sterl., während er 1907 doppelt so hoch, 1906 sogar dreimal so hoch stand. Die toskanischen Antimongruben⁴²⁾ verarbeiteten ihr Erz jetzt auf Oxyd, welches teilweise in dieser Form in den Handel geht, teilweise reduziert wird.

S c h u l t e⁴³⁾ hat einige Versuche angestellt um Antimon aus Sulfantimoniatlösungen auszuscheiden und Antimon aus Britanniametall wieder zu gewinnen.

B l e i.

Die in den letzten Jahren immer schlechter werdenden Verhältnisse auf dem Bleimarkte haben endlich am 1./5. zu einer internationalen Verkaufsgemeinschaft geführt. Der Durchschnittspreis 1909 war nur 13. 1. 8 Pfd. Sterl., also noch niedriger wie in dem schlechten Jahre 1908 (13. 10. 5 Pfd. Sterl.).

Die Bleierzeugung im Jahre 1909 stellt sich nach Angaben der Metallgesellschaft wie folgt:

	t
Spanien	184 000
Deutschland	167 900
Frankreich	35 000
Großbritannien	25 000
Belgien	41 300
Italien	23 000
Österreich-Ungarn	13 900
Griechenland	15 300
Schweden	300
Rußland	100
Türkei	12 100
Vereinigte Staaten	339 700
	<hr/>
	857 600

³⁴⁾ Metallurgie. 1909, 682.

³⁵⁾ Elektr. Metall. Ind. 1909, 493.

³⁶⁾ Metallurgie 1910, 39.

³⁷⁾ J. Ind. Eng. Chem. 1909, 788.

³⁸⁾ L'Electricien 1909, 335. Vgl. diese Z. 23,

997 (1910).

³⁹⁾ Elektroch. u. Metall.-Ind. 1909, 468.

⁴⁰⁾ Stahl u. Eisen 1909, 1097.

⁴¹⁾ Stahl u. Eisen 1909, 56. Diese Z. 22, 746 (1909).

⁴²⁾ Eng. Min. Journ. 87, 844 (1909).

⁴³⁾ Metallurgie 1909, 215.

	t
Übertrag	857 600
Mexiko	118 000
Canada	22 000
Japan	3 000
Australien	77 200
Übrige Länder	4 100
	1 081 900

Damit ist die vorjährige, bisher höchste Erzeugung noch etwas übertroffen. Deutschland verbraucht mehr Blei (213 200 t) als es erzeugt, ebenso Amerika (365 200 t) und England (199 500 t). Nach amerikanischer Schätzung werden 40,5% allen Bleies auf Weißblei und Oxyde verarbeitet, 11,6% für Rohre, 5,7% für Bleche, 10,9% für Schrot verbraucht und 31,3% entfallen auf verschiedene andere Zwecke.

La Touche und Brown⁴⁴⁾ beschreiben die Bleigruben von Bawdwin, Shan, China, die 1412 schon bearbeitet wurden, hierbei machen sie auch einige interessante Mitteilungen über die alte chinesische Bleisichelmethode und die Art des Treibprozesses zur Scheidung des Silbers vom Blei.

Einen Begriff der Leistungsfähigkeit moderner amerikanischer Wassermantelöfen gegenüber den älteren Rundöfen gibt ein Bericht über die Bleiverhüttung in Laurium. Der aus dem Altertum rühmlichst bekannte Bergbau von Laurium ist seit etwa 40 Jahren von einer französischen und einer griechischen Gesellschaft wieder aufgenommen worden. Die französische Gesellschaft verschmilzt ein Gemisch von Bleikonzentraten und oxydischen Bleierzen. Bisher waren 12 alte kastilianische Rundöfen in Betrieb, die täglich je 25 t Charge durchsetzten, einen Bleiverlust von 20—25% ergaben und 17—18% Koks verbrauchten. Ein einziger großer Wassermantelofen ersetzt jetzt jene 12 Öfen, seine Durchsatzleistung beträgt 275—300 t, der Koksverbrauch ist nur 14%, der Bleiverlust 10%⁴⁵⁾. Die Chargen enthalten nur 11% Blei.

Einen ungewöhnlichen Fall besprechen Ives und Ossa⁴⁶⁾, in welchem ein edelmetallhaltiger Jamesonit (Bleiantimon) zu verschmelzen war. Sie rösteten das Erz erst bis auf 2—3% Schwefel ab und verschmolzen dann im Schachtofen auf Antimonialblei. Man erzielte dabei ein Metall mit 78,8% Blei, 16% Antimon, 3,5% Kupfer, 90 g Gold und 1110 g Silber, außerdem einen Stein mit 2—3% Blei, 7—12% Kupfer, 0,6—7,0% Antimon, 7,5 g Gold und 410 g Silber. Der Stein wird auf einen 40%igen Kupferstein angereichert und an Kupferraffinerien verkauft; das edelmetallhaltige Antimonialblei soll elektrolytisch nach dem Bettsprozeß raffiniert werden.

Solche Anlagen zur elektrolytischen Bleiraffination nach Betts⁴⁷⁾ sind in Amerika zwei, in Trail und in Graslli in Betrieb, die jede täglich 72 t raffinieren können, die dritte Anlage in Newcastle, England, ist kleiner. Die Raffiniekosten sind annähernd ebenso hoch wie bei der Zinkentsilberung von Werkblei, das Ausbringen an Wismut bildet aber hier den Vorteil.

⁴⁴⁾ Eng. Min. Journ. 88, 550 (1909).

⁴⁵⁾ Eng. Min. Journ. 87, 881 (1909) u. 88, 446 (1909).

⁴⁶⁾ Eng. Min. Journ. 87, 891 (1909).

⁴⁷⁾ Metallurgie 1909, 233 u. 427.

Silber

Das weiße Metall hatte im abgelaufenen Jahre wieder einen sehr schlechten Markt. Die Hamburger Silberkurse erreichten nur einen Jahresschnitt von 70,54 M. Das ist der bisher überhaupt je erreichte niedrigste Silberpreis.

Die Silbererzeugung der hauptsächlichsten Länder war 1908 folgende, wobei neben der Hütten-erzeugung auch die Bergwerkserzeugung angegeben ist⁴⁸⁾.

	Hütten- erzeugung	Bergwerks- erzeugung
	t	t
Deutschland	407,2	154,6
England	623,2	4,2
Belgien	225,8	—
Spanien und Portugal	165,0	129,9
Anderes Europa	136,5	130,0
Vereinigte Staaten	3669,8	2291,3
Mexiko	980,0	1631,1
Zentral- und Südamerika	200,0	574,3
Canada	20,0	687,6
Japan	90,0	118,2
Australien	85,5	504,2
	6603,0	

Trotz der schlechten Silberpreise ist die Erzeugung in den letzten Jahren gestiegen 1906: 5650,3 t, 1907: 6113,2 t, 1908: 6603,0 t.

Die Silbercyanidlauge gewinnt, namentlich für Mexiko, eine immer größere Bedeutung. La m b⁴⁹⁾ gibt eine Übersicht über die von den 20 größten Anlagen in Mexiko benutzten Apparate zur Zerkleinerung, Aufbereitung, Durchlüftung, Waschung, Filtration und Fällung. Im großen und ganzen sind ähnliche Vorrichtungen im Gebrauch wie bei der Cyanidgoldlauge in Südafrika: Pochstempel, Rohrmühlen, Schöpfräder, Laugebottiche. Es sind aber auch für die speziellen Anforderungen der Silberlauge besondere Apparate eingeführt worden, dazu gehören z. B. die sog. Pachucatanks⁵⁰⁾, turmartige Bottiche zur mechanischen Durchmischung und Durchlüftung der Trübe, ferner große Bottiche zum Eindicken der Schlämme. Im allgemeinen verfährt man nach R i c e⁵¹⁾ so, daß die Erze (12 g Gold und 93 g Silber) durch Steinbrecher und Pochstempel gehen, wobei beim Verpochen bereits eine 0,01%ige Cyanidlauge verwendet wird, die Trübe wird klassiert; die Schlämme werden durch Agitation gelaugt, die Sande in Rohrmühlen in Schlamm verwandelt, dieser eingedickt, in Rührbottichen gelaugt, alles durch selbsttätige Vakuumfilter filtriert, die Lauge mit Zink entsilbert. Das Ausbringen beläuft sich auf 93% beim Gold und 70% beim Silber, der Verbrauch an Cyanid beträgt 0,8 Pfd., der an Zink 0,9 Pfd. Die Kosten betragen 1,60 M für das Zerkleinern, 3,60 M für das Laugen. Eine zusammenfassende Besprechung der Silbercyanidlauge hat auch G ö p n e r veröffentlicht⁵²⁾. Die Silbercyanidlauge ist aber nicht auf Mexiko

⁴⁸⁾ Nach Angaben der Metallgesellschaft.

⁴⁹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 696 (1909).

⁵⁰⁾ Eng. Min. Journ. 87, 895 (1909).

⁵¹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 883 (1909).

⁵²⁾ Metallurgie 1909, 134, 137.

beschränkt geblieben, auch in Nevada ist sie auf den Tonopahhütten eingeführt worden⁵³⁾.

Auch bei der Silberlaugerei scheidet man Konzentrate aus⁵⁴⁾, einerseits, um Bestandteile auszusondern, welche Cyanid zerstören, andererseits, um einen Anteil der Metallwerte anzureichern, der dann an Schmelzhütten abgegeben wird. Verschiedene Anlagen zerkleinern aber, ähnlich wie bei der Goldlaugerei, die Konzentrate zu Mühlefeinheit und langen sie besonders. E m p s o n konnte zeigen, daß geschwefelte Silberkonzentrate bei 72-stündiger Laugerei mit allerdings sehr starker Lauge (1,56%) und großem Cyanidverbrauch (6,9 kg) eine Extraktion von 96,7% beim Silber und 98% beim Golde erreichen ließen. Außerordentlich wichtig ist bei der Silberlaugerei die Oxydation durch Luft oder Chemikalien. M e g r a w⁵⁵⁾ zeigt durch einige Versuche die Wirksamkeit der Durchlüftung, Bewegung durch Pumpen, Zusatz von Chemikalien. Auch M o s c h e r⁵⁶⁾ empfiehlt oxydierende Chemikalien.

Läßt man die Laugen länger als nötig stehen, so tritt eine Wiederausfällung von Silber durch lösliche Sulfide ein⁵⁷⁾. Am leichtesten lösen sich in Cyanidlaugen, wie H o l t⁵⁸⁾ angibt, Silberhalogenverbindungen, dann folgt gediegenes Silber in durchlüfteter Lauge; die Laugerei von Schwefel-silber verlangt vorherige oder gleichzeitige Entfernung löslicher Sulfide durch Blei oder Oxydationsmittel.

Auch bei der Silberlaugerei hat man, wie L a m b⁵⁹⁾ berichtet, Versuche gemacht, die Ausfällung des Metalles aus den Laugen, anstatt mit Zink, mit Elektrolyse vorzunehmen. Das Ausbringen betrug 84—90%.

Sogar in ein ganz entlegenes Gebiet ist die Cyanidlaugerei gedrungen. In dem 1904 entdeckten neuen Kobaltgebiete (Silber-Nickelarsenide) am Temiskamingsee in Ontario werden die Erze nur etwas aufbereitet und verschifft, 1909 betru der Silbergehalt der Erze allein 61,4 Mill. Mark. Zwei Gruben haben begonnen, die zurückbleibenden Abgänge mit Cyanidlaugerei auszunutzen⁶⁰⁾.

H o f m a n n und H a y w a r d⁶¹⁾ haben einige Laboratoriumsversuche zum Studium der Pfannen-amalgamation angestellt.

Quicksilber.

Für Quecksilber war das abgelaufene Jahr nicht ungünstig, der Jahresschnitt war 8. 7.2 gegen 8. 4. 9 Pfd. Sterl. im vorhergehenden Jahre. Trotz des höheren Preises war die Nachfrage zeitweilig so, daß ihr nicht entsprochen werden konnte. Die Weltproduktion ist wieder etwas zurückgegangen, was nicht wundernehmen kann, denn das russische Vorkommen ist vollständig ab-

⁵³⁾ Eng. Min. Journ. 87, 594 (1909). Metallurgie 1909, 216.

⁵⁴⁾ Eng. Min. Journ. 88, 668 (1909).

⁵⁵⁾ Eng. Min. Journ. 88, 645 (1909).

⁵⁶⁾ Metallurgie 1909, 698. Diese Z. 22, 1691 (1909).

⁵⁷⁾ Eng. Min. Journ. 87, 841 (1909).

⁵⁸⁾ J. Ind. Eng. Chem. 1909, 694. Diese Z. 22, 2386 (1909).

⁵⁹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 705 (1909).

⁶⁰⁾ Eng. Min. Journ. 87, 1267 (1909).

⁶¹⁾ Bl. Am. Inst. Min. Eng. 1909, 513.

gebaut, und in Kalifornien wird von den großen Gruben eine nach der anderen geschlossen, Texas bietet aber offenbar nicht den erhofften Ersatz. Zur Weltproduktion steuerten bei:

	t
Vereinigte Staaten	683
Spanien	1000
Österreich-Ungarn.	609
Italien	710
Rußland	7
Mexiko	200
	3200

In Blackbutte, Oregon, versuchte man, einen Scott-Hüttnerofen mit Holz zu betreiben. Der Versuch mißlang; erst durch Verwendung eines Holzgenerators war die Benutzung von Holz möglich.

D e n n i s⁶²⁾ hat einen neuen Rötofen vorgeschlagen mit bestimmtem Temperaturabfall in den einzelnen Zonen, wodurch eine Abkürzung der Röstdauer erzielt werden soll.

Aus Mitteilungen N i c r u s⁶³⁾ über die Quecksilbergewinnung am Monte Amiata geht hervor, daß die geförderten Erze nur 1% Quecksilber haben. Man erzielt aber trotzdem in großen Cermaköfen, die täglich 24—30 t durchsetzen, ein Ausbringen von 92,5%.

Eine genaue Analyse des in den Kondensatoren der Quecksilberöfen sich abscheidenden Produktes „Stupp“ hat J a n d a⁶⁴⁾ ausgeführt. Das Produkt besteht aus 65,42% Quecksilbermetall, 3,16% Schwefelquecksilber und 1,88% anderen Quecksilberverbindungen, der Rest sind mineralische Flugstaubbeimengungen.

Gold.

Die Golderzeugung der Welt hat auch im abgelaufenen Jahre wieder stark zugenommen:

	1908	1909
	Mill. M	Mill. M
Transvaal	582,0	607,6
Vereinigte Staaten	385,2	386,0
Australien	297,2	287,9
Rußland	110,0	136,6
Mexiko	75,0	104,0
Rhodesia	53,1	50,4
Britisch-Indien	43,7	42,2
Canada	37,4	43,0
China, Japan, Korea	42,0	44,0
Westafrika	23,2	18,5
Madagaskar	96,0	9,9
Andere Länder	100,0	
	1744,8	1820,1

Die Zunahme wurde fast allein von Transvaal, Mexiko und Russland bestritten.

Über das Goldvorkommen in Deutsch-Ostafrika hat K u n z⁶⁵⁾ einige Mitteilungen gemacht.

Mit dem hydraulischen Goldabbau, den dazu notwendigen Gerinnen und anderen Einrichtungen, Anlage usw. beschäftigt sich eine Veröffentlichung von B r i g h a m⁶⁶⁾. Weit zahlreicher sind Mit-

⁶²⁾ Eng. Min. Journ. 88, 112 (1909).

⁶³⁾ Eng. Min. Journ. 87, 1242 (1909).

⁶⁴⁾ Österr. Z. f. Berg- u. Hüttenw. 1909, 637.

Diese Z. 23, 135 (1910).

⁶⁵⁾ Z. f. prakt. Geolog. 1909, 205.

⁶⁶⁾ Eng. Min. Journ. 87, 23 (1909).

teilungen über die Goldgewinnung durch Baggerbetrieb, die auf den Philippinen⁶⁷⁾, am Amazonenstrom⁶⁸⁾, in Alaska⁶⁹⁾ am Yukon⁷⁰⁾, in Rußland⁷¹⁾ usw. ausgeführt wird.

Die Fortschritte in der eigentlichen Goldgewinnung beschränken sich in den letzten Jahren in der Hauptsache auf die Verbesserung mechanischer Mittel bei der Cyanidlaugerei. 1908 kamen die Vakuumfilter in Gebrauch, worüber jetzt einige eingehendere Beschreibungen vorliegen⁷²⁾, so über die Filter von Moore⁷³⁾, Burt⁷⁴⁾, Hunt⁷⁵⁾ und andere. Ferner hat man Zugklassierapparate von Dorr und Mpsone eingeführt zur Scheidung von Sand und Schlamm; weiter ähnlich wie bei der Silberlaugerei Schlammreindicker, aus denen nach einer Mitteilung von Nichols⁷⁶⁾ ein Produkt mit nur 25% Feuchtigkeit herauskommt, welches den Kuchen der Filterpresse sehr ähnlich ist. Mit dem Gewicht der Pochstempel ist man versuchsweise bis 1900 Pfd. heraufgegangen, die eine Leistung von 15 t aufweisen. Man hat aber am Rand gefunden, daß man wesentlich höhere Leistungen erzielen kann⁷⁷⁾, wenn man die Pochbatterien nur zur Grobzerkleinerung benutzt und in der Rohrmühle fein mahlt. Ein in Mexiko angestellter Vergleich zwischen Stempeln und chilenischen Mühlen sprach zugunsten der letzteren.⁷⁸⁾.

Auf eine Zusammenstellung Shaws⁷⁹⁾ sei noch hingewiesen, welche von 17 Anlagen in den Vereinigten Staaten und Mexiko alle Angaben über die Zerkleinerung, Klassierung, Amalgamation, Konzentration, Laugerei, Filtration, Fällung, Extraktionsgrad, Kosten bringt.

Bishop⁸⁰⁾ veröffentlicht einige Versuche darüber, wie weit ein Kalkzusatz und Temperaturerhöhung bei der Laugerei von Schlämmen eine Klärung herbeiführt. Auf der Homestakegrube benutzte man zur Ausfällung des Goldes einen bleihaltigen Zinkstaub. Linton⁸¹⁾ sieht hierin einen großen Vorteil gegenüber der Fällung mit Zinkspänen. Die bei der Zinkfällung in den Fällkästen auftretenden weißen schlammigen Niederschläge bestehen nach Untersuchung Coolidges⁸²⁾ in der Hauptsache aus Zinkoxyd, sie halten aber mechanisch Gold fest. An Stelle der Filterpresse zum Sammeln und Auswaschen der Goldniederschläge bringt Jensen⁸³⁾ eine einfache Filtereinrichtung in Vorschlag; Yates⁸⁴⁾ empfiehlt zum Ein-

schmelzen der Goldniederschläge einen öligeheizten Faber de Faurofen.

Keley und Tatum⁸⁵⁾ lieferten einen Beitrag zur Elektrochemie der Lösung des Goldes in Cyanalkalium.

In Transvaal hat man die Versuche wieder aufgenommen, die früher von den Gebr. Denny angeregt wurden, nämlich die Laugerei ev. unter Ausschaltung der Amalgamationsplatten durchzuführen⁸⁶⁾.

Platin.

Die Platinproduktion ist im abgelaufenen Jahre jedenfalls etwas in die Höhe gegangen. Nach der russischen Handels- und Industriezeitung wurden 1906 in Rußland 5776,42 kg, 1907 5386,17 kg, 1908 4886,62 kg erzeugt, während die Angabe für 1909 nach einer Quelle zu 5116 kg, nach der anderen zu 5730,55 kg angegeben wird. Im Ural wird immer noch etwa 90% des Platins mit der Hand, und nur 10% durch Bagger gewonnen. Über die Produktion Columbiens ist noch nichts bekannt.

Die Platinpreise waren wieder ziemlich großen Schwankungen unterworfen. In Neu-York notierte die Unze raffiniertes Platin im Januar 96,40 M, der Preis fiel bis Juli auf 89,72 M, stand September auf 101 M, November und Dezember auf 118 M.

Aluminium.

Die Aluminiumindustrie, welche im vorhergehenden Jahre eine gefährliche Krise zu überstehen hatte, hat auch im abgelaufenen Jahre noch keine günstigen Verhältnisse angetroffen. Der Durchschnittspreis 1909 war nur 1,35 M, das ist zwar besser als wie der niedrigste Stand von 1,20 M 1908, er wird aber immer noch in der Gegend der Selbstkosten liegen. Trotzdem hat die Erzeugung im abgelaufenen Jahre stark zugenommen:

	1904	1909
	t	t
Vereinigte Staaten	6 000	9 000
Deutschland	4 000	5 000
Österreich-Schweiz		
Frankreich	6 000	6 000
England	2 000	2 800
Italien	600	800
Norwegen		600
	18 600	24 200

Der Verbrauch Deutschlands beträgt 8200 t, der Amerikas 11 000 t.

Jarrett⁸⁷⁾ machte eingehende Mitteilungen über die Gewinnung des für die Aluminiumherstellung unentbehrlichen Kryoliths.

Moldenhauer⁸⁸⁾ hat versucht, Tonerdesilicate als Ausgangsmaterial für die Aluminiumfabrikation zu benutzen. Es wurden Tonerdesilicate mit Kohle und mit Eisenoxyd und Kohle im elektrischen Ofen verschmolzen, es entsteht Ferrosilicium und eine Schicht geschmolzener Tonerde, die aber nie kieselsäurefrei zu bekommen war. Diese Beimengungen von etwa 0,5% Kieselsäure dürfte diese Art der Tonerdeherstellung für praktische Zwecke der Aluminiumfabrikation ausschließen.

⁶⁷⁾ Eng. Min. Journ. 88, 975 (1909).

⁶⁸⁾ Eng. Min. Journ. 87, 643 (1909).

⁶⁹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 893 (1907).

⁷⁰⁾ Eng. Min. Journ. 87, 833 (1909).

⁷¹⁾ Eng. Min. Journ. 87, 1050 (1909).

⁷²⁾ Eng. Min. Journ. 87, 1004 (1909).

⁷³⁾ Metallurgie 1909, 261.

⁷⁴⁾ Metallurgie 1909, 54.

⁷⁵⁾ Metallurgie 1909, 24.

⁷⁶⁾ Eng. Min. Journ. 87, 837 (1909).

⁷⁷⁾ Eng. Min. Journ. 88, 1231 (1909).

⁷⁸⁾ Eng. Min. Journ. 87, 1182 (1909).

⁷⁹⁾ Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1909, 591.

⁸⁰⁾ Electr. Metall. Ind. 1909, 73.

⁸¹⁾ Eng. Min. Journ. 88, 199 (1909).

⁸²⁾ Metallurgie 1910, 17. Diese Z. 22, 2297 (1909).

⁸³⁾ Eng. Min. Journ. 87, 902 (1909).

⁸⁴⁾ Eng. Min. Journ. 88, 473 (1909).

⁸⁵⁾ Elektr. Metall. Ind. 1909, 156.

⁸⁶⁾ Eng. Min. Journ. 88, 883 (1909).

⁸⁷⁾ Chem.-Ztg. Rep. 1909, 259.

⁸⁸⁾ Metallurgie 1909, 14. Diese Z. 22, 547 (1909).