

nun aber diese geringen Beimengungen fremder Substanzen die auffallende Folge, daß die ebenfalls im wesentlichen aus Al_2O_3 bestehenden Schmelztropfen nicht mehr wie beim Rubin usw. nach dem Erstarren einen einheitlichen Krystall bilden, sondern man erhält eine glasige, amorphe Masse, zwar von derselben äußeren Form, wie beim Rubin, aber ohne Doppelbrechung und ohne Dichroismus, mit geringerer Härte und geringerem spez. Gew. (3,6 bis 3,8) als der krystallisierten Tonerde zukommt (4,0). Es ist also physikalisch eine ganz andere Substanz als der Korund und etwa dem Quarzglas im Verhältnis zum Bergkrystall zu vergleichen. Jedenfalls kann von synthetischem Sapphir in dem eingangs präzierten Sinne in keiner Weise gesprochen werden. Der kleine Gehalt an CaO , MgO und der Kobaltverbindung hat offenbar genügt, um die Krystallisationsfähigkeit der geschmolzenen Tonerde vollkommen aufzuheben, während beim Rubin die färbende Chromverbindung wohl als mit der Tonerde isomorphes Cr_2O_3 beigemischt und daher der Krystallisation nicht hinderlich ist.

Aber auch rein äußerlich steht dieses Kunstprodukt hinter dem schön blauen natürlichen Sapphir weit zurück. Es ist zu intensiv blau, so blau wie kein echter Sapphir; es ist die gemeine blaue Farbe des Kobaltglases, der Smalte, und es fehlt durchaus der liebliche samtartige Schimmer der natürlichen krystallisierten Steine. Außerdem geht die Farbe bei Lampenlicht ins Violette über, was allerdings durch einen kleinen Eisenzusatz vermieden werden kann. Also richtigen synthetischen Sapphir gibt es nicht und wird es, aus dem erwähnten Grunde, wohl auch so bald nicht geben, wenigstens nicht nach der Methode von Verneuil.

Hieran schließt sich endlich der sog. synthetische Alexandrit. Der echte Alexandrit ist die dunkel smaragdgrüne Varietät des Minerals Chrysoberyll, BeAl_2O_4 , von dem auch eine andere Abart mit wogendem Lichtschein als sog. Katzenauge eine gewisse Rolle unter den Edelsteinen spielt. Der Alexandrit ist durch seinen eigentümlichen Farbenwechsel bekannt. Nur bei Tage ist er smaragdgrün, bei Lampenlicht ist er dagegen ausgesprochen violett. Unter den nach Verneuil'scher Art hergestellten Schmelztropfen und den daraus geschliffenen Steinen sind solche, die einen ähnlichen Farbenwechsel zeigen. Sie sind bei Tage allerdings nur hellgrün, aber bei künstlicher Beleuchtung ganz schön violett. Daher hat man sie für künstliche Alexandrite gehalten oder wenigstens ausgegeben. Die genaue Untersuchung hat aber gezeigt, daß diese künstlichen Steine kein oder nur sehr wenig Beryllium enthalten, daß sie nicht das spez. Gew. 3,7 des Alexandrits, sondern das von 4,0 des Korunds haben, und daß auch alle anderen physikalischen Eigenschaften, besonders die optischen, nicht die des Alexandrits, sondern die des Korunds sind. Wir haben es also hier nicht mit Alexandrit, sondern gleichfalls mit einem künstlichen Korund zu tun, und in der Tat gibt es auch aus dieser Gruppe, wenngleich als größte Seltenheit, natürliche Steine, an denen ein ähnlicher Farbenwechsel wie an den künstlichen zu beobachten ist. Wie diese hergestellt werden, d. h. was das färbende Prinzip ist, ist ganz unbekannt.

Nehmen wir alles bisherige zusammen, so sehen wir, daß, abgesehen von dem sog. „synthetischen Sapphir“, nach dem Verfahren von Verneuil vorläufig nur Edelsteine der Korundgruppe als krystallisierte, flaschenförmige Schmelztropfen dargestellt werden konnten. Topas und Alexandrit kann man auf diese Art, wie es nach dem Namen einiger derartiger Kunstprodukte scheinen konnte, noch nicht reproduzieren.

Im Anschluß hieran sei auch noch der sog. synthetische Smaragd erwähnt. Smaragd ist die schöne grüne Varietät des Minerals Beryll, die in tadellosen Exemplaren in der Reihe der Edelsteine dem Werte nach dem Rubin ungefähr gleich steht. Was man synthetischen Smaragd nennt und als solchen in den Handel bringt, ist aber nichts als ein Betrug. Es ist zum Teil durch Chrom grün gefärbtes Glas, oder es sind sog. Doubletten. Der Oberteil der geschliffenen Steine und der Unterteil sind farbloses Glas oder Bergkrystall oder auch Aquamarin, die hell bläulichgrün gefärbte Varietät des Berylls, die wegen ihres häufigen Vorkommens keinen großen Wert hat. Zwischen dem Oberteil und dem Unterteil ist ein dünnes, smaragdgrünes Glasplättchen oder ein Gelatineplättchen von derselben Farbe eingeschoben, das dem ganzen Stein von oben gesehen diese nämliche Farbe in täuschender Weise mitteilt. Von der Seite gesehen oder auch sonst bei genauerer Untersuchung kommt aber die Täuschung leicht an den Tag, was jedoch nur möglich ist, wenn die Steine nicht gefaßt sind. Auch andere ähnliche Verbindungen wertloser grüner und farbloser Teile sind schon beobachtet worden. Die Fabrikation dieser Imitationen soll ihren Hauptsitz ebenfalls in Paris haben. Die synthetische Herstellung richtiger Smaragde ist noch nicht gelungen, ebensowenig wie die des Aquamarins oder einer anderen Abart des Minerals Beryll.

Wenn ich schließlich noch den Diamant erwähne, so geschieht es nur, um zu sagen, daß er in Form sehr kleiner Kryställchen schon auf verschiedenen Wegen erhalten worden ist. Irgend eine Bedeutung für den Edelsteinhandel hat das aber noch nicht erlangt; ich glaube daher, hier darauf nicht weiter eingehen zu sollen. [A. 178.]

Das Metallhüttenwesen im Jahre 1908.

Von Prof. Dr. B. NEUMANN-Darmstadt.

(Eingeg. 16./9. 1909.)

Überblickt man die Produktionszahlen, die Verbrauchsmengen und die Preisbewegung der verschiedenen Metalle im Jahre 1908 und vergleicht diese mit den entsprechenden Zahlen des Vorjahres, so fällt einerseits ein Unterschied zwischen dem Eisen und den anderen Nutzmعادallen auf, andererseits sind die Vereinigten Staaten durch die wirtschaftlich ungünstigen Verhältnisse ganz anders betroffen worden wie die europäischen Länder. Die Eisenproduktion ist in allen Ländern 1908 ganz bedeutend gegen das Vorjahr gefallen¹⁾, und die Preise zeigten erst in diesem Jahre die ständige

¹⁾ Vgl. diese Z. 22, 1746 (1909).

Abwärtsbewegung, die die anderen Metalle schon das Jahr vorher erfahren hatten. Bei den anderen Handelsmetallen haben sich 1908 in den europäischen Ländern sogar die Erzeugung und der Verbrauch gehoben, nur die Preise sind sehr schlecht geblieben, und zwar ist der Verlauf der Preiskurve das ganze Jahr hindurch ein ganz gleichmäßiger geblieben. In Amerika aber war der Produktionsrückgang auch 1908 noch so groß, daß hierdurch die Weltproduktionszahlen bei vielen Metallen keinen oder nur einen unwesentlichen Fortschritt gemacht haben. Die Preisbewegung in Amerika zeigt annähernd dasselbe Bild wie auf dem europäischen Markte, nur hat in den beiden letzten Monaten des Jahres eine geringe, aber unverkennbare Besserung eingesetzt. Zinn weist, wie stets, zwar größere Schwankungen im Preise auf, folgt aber doch genau der Tendenz der anderen Metalle; anders Aluminium, welches im letzten Quartal nach Auflösung der europäischen Konvention einen so großen Preissturz erfuhr, daß die Preise nicht einmal die Erzeugungskosten deckten.

Graphische Aufzeichnungen über die Preisschwankungen im Jahre 1908 bringen für europäische Marktverhältnisse die „Metallurgie“²⁾, für Amerika das „Eng. Min. Journ.“³⁾. Weiteren Aufschluß geben auch die wertvollen „Statistischen Zusammenstellungen“ der Frankfurter Metallgesellschaft.

Die Weltproduktion der hauptsächlichsten Handelsmetalle stellte sich in den letzten Jahren wie folgt:

	1906 t	1907 t	1908 t
Blei	973 100	984 300	1 052 500
Kupfer	717 800	703 000	738 900
Zink	702 000	738 400	722 100
Zinn	98 800	97 700	106 500

Die Jahresdurchschnitte der Preise waren folgende:

	1907 £	1908 £	1898–1908 £
Blei	17.7.0	13.10.5	14.5.11
Kupfer	87. 1.8	60.—.6	68.16. 4 ¹ / ₂
Zink	23.16.9	20. 3.5	22.— 5 ¹ / ₂
Zinn	172.12.9	133. 2.6	137.17.10

Daraus ergibt sich, daß die Preise 1908 alle unter dem Durchschnitt der letzten 10 Jahre liegen; ganz erheblich ist aber der Unterschied gegen das Vorjahr, wo wenigstens noch in der ersten Hälfte die Preise sich halten konnten.

Bei der nachfolgenden Besprechung der einzelnen Metalle wird auf die Marktverhältnisse und die Produktion noch etwas näher eingegangen werden.

Allgemeines.

Auf dem Gebiete der Erzaufbereitung sind einige bemerkenswerte Änderungen zu verzeichnen. Neben der gewöhnlichen Trennung der Erze nach dem spezifischen Gewichte waren in den letzten Jahren einige Verfahren aufgekommen, welche die Scheidung der Erzteilchen und des tauben Gesteins und die Anreicherung der ersteren in etwas anderer

Weise bewerkstelligten. Zunächst erregten die sog. Schwebeverfahren einiges Aufsehen, weil sie dazu verwendet wurden, die schwere Aufgabe zu lösen, die zinkreichen Aufbereitungsrückstände in Broken-Hill, Neu-Süd Wales, die sich zu Halden von einigen Millionen Tonnen angesammelt hatten, in ein marktfähiges Produkt zu verwandeln. Das Prinzip dieser Schwebeverfahren beruht darauf, daß bei Behandlung mit verdünnten Säuren die aufsteigenden Gasbläschen sich an die Sulfidpartikelchen hängen und diese nach oben tragen, während die Gangart am Boden bleibt. Diese Verfahren von Delprat, Potter und de Baray haben auch Erfolge erzielt, ihre Resultate wurden aber übertroffen von der Elmore'schen Ölkonzentration, die jetzt in Broken-Hill eingeführt ist und die das alte Problem der Zink-Blei-Mischerzsecheidung endlich gelöst zu haben scheint. Nach diesem Verfahren werden durch Vermischung der Erztrübe mit Mineralöl die Erz- oder Metallteilchen gefettet und steigen an die Oberfläche, während die Gangart zu Boden sinkt; durch Anwendung eines Vakuums kann der Erfolg noch gesteigert werden. Dieses Verfahren wird auch anderwärts für andere Erzmischungen verwendet. Diese Art der Aufbereitung scheint noch eine große Zukunft zu haben, da auch die Trennung bei manchen Erzsorzen gelingt, wo nasse, magnetische, pneumatische usw. Aufbereitungsmethoden versagten: Mitteilungen über das Elmoreverfahren veröffentlichten Göpner⁴⁾, Linde⁵⁾, Stören⁶⁾.

Macquisten hat andererseits gefunden, daß sulfidische Erze unterhalb einer gewissen Korngröße die Oberflächenspannung des Wassers nicht mehr überwinden können, sie schwimmen auf der Wasseroberfläche und lassen sich so von der Gangart trennen. Der Erzbrei wird einfach in eine geneigte rotierende Eisenröhre, die mit Rippen versehen ist, eingeführt, die Trennung erfolgt durch Überlauf. Ingalls⁷⁾ berichtete über dieses Verfahren. Dasselbe scheint bisher nur für Kupfererze angewandt worden zu sein.

Auch in Amerika beginnt jetzt die Frage nach der Beseitigung der schädlichen Bestandteile des Hüttenrauches einige Schmerzen zu machen, denn auch dort beginnen die Interessen der Landwirtschaft eine Einschränkung der Beschädigung der Vegetation durch Hüttenrauch energisch zu fordern. Schiffner⁸⁾ berichtete über diese Verhältnisse. Die Mittel zur Beseitigung von Staub und schwefliger Säure sind im großen und ganzen auch diejenigen, die bei uns in Anwendung sind: kilometerlange Kanäle, hohe Schornsteine, und weiter noch: große Sackhäuser zur Filtration. Lang hat dabei Kanäle aus Holz von deltaförmigem Querschnitt vorgeschlagen, deren Dauerhaftigkeit einigermaßen unsicher sein dürfte. Vielfach sind bereits großartige Filtrationseinrichtungen in Anwendung; so hat die Bleihütte in Salt Lake City⁹⁾ ein Sackhaus mit 2200 Säcken in Betrieb, durch welches die

⁴⁾ Metallurgie 1909, 1, 45, 128.

⁵⁾ Metallurgie 1909, 87.

⁶⁾ Eng. Min. Journ. 86, 839 (1908).

⁷⁾ Metallurgie 1908, 359. Eng. Min. Journ. 86, 23 (1908).

⁸⁾ Metallurgie 1908, 169.

⁹⁾ Eng. Min. Journ. 85, 24 (1908).

²⁾ Metallurgie. 1909, Heft 2, Anhang.

³⁾ Eng. Min. Journ. 87, 74 (1909).

Gase von 6 Hochöfen gehen, die täglich 10 t Staub absetzen; die Kupferhütte in Murray, Utah, hat sogar ein Sackhaus mit 4160 Säcken; die Konstruktion eines solchen (1920 Säcke) für die Bleihütte in Selby, Kalifornien, beschreibt Bennett¹⁰⁾. Auch durch elektrostatische Ladungen hat man eine Ausscheidung der Staubeilchen versucht¹¹⁾.

Viel schwieriger als die Beseitigung der Staubeilchen ist die Beseitigung der schwefligen Säure aus den Hüttengasen. Eine Verarbeitung auf Schwefelsäure ist wegen des mangelnden Absatzes nicht möglich. Die Anacondahütten schicken allein täglich 1000 t schweflige Säure in die Luft (rund 1500 t 66° H₂SO₄). Auf dem Murrayschmelzwerke hatte man daran gedacht, die schweflige Säure in Koks-türmen durch Wasser wegzufangen; die 400 t schweflige Säure täglich würden aber 40 000 t saurer Lösung geben, deren Beseitigung schwieriger wäre als die der schwefligen Säure. Westby-Sorensen¹²⁾ haben nun vorgeschlagen, die heißen Röstgase direkt auf feuchte Kupferflammosenschlacken wirken zu lassen, die dadurch fast vollständig aufgeschlossen und ausgelaugt werden, über einen größeren Versuchsbetrieb scheint das Verfahren aber noch nicht hinausgekommen zu sein. Die Beseitigung der schwefligen Säure aus den Rauchgasen ist also immer noch ein schwieriges Problem.

Havard¹³⁾ bemüht sich nachzuweisen, daß man an Stelle der bisher verwendeten basischen feuerfesten Steine in vielen Fällen besser basische Magnesitsteine oder Chromziegel verwenden würde. In Kupferflammosen werden in der Schlackenlinie die hochtonerdehaltigen feuerfesten Steine sehr bald weggefressen, noch stärker fressen die bleioxydhaltigen Schlacken in Bleiflammöfen. Im ersteren Falle empfehlen sich Magnesitsteine, im letzteren Chromsteine, auch bei Treiböfen und Glätteöfen sollte man für die Innenauskleidung diese Art feuerfester Steine verwenden. In Amerika sollen sogar im Treibherd Magnesitsteine und Stampfmasse das übliche Herdmaterial aus Mergel, Zement, Knochenasche usw. verdrängt haben. Für die stark fressenden Antimonschlacken haben sich am besten Chromsteine bewährt; auch im Kupferschachtofen würden Magnesia- oder Chromsteine als Tiegelauskleidung sehr vorteilhaft sein.

Kupfer.

Der Kupfermarkt litt das ganze Jahr unter sehr schlechten Preisverhältnissen. Während die Preise 1907, von Anfang an, von etwa 107 bis auf 60 Pfd. Sterl. am Jahresschlusse heruntergingen, haben sie sich 1908 fast gleichmäßig auf dieser Tiefe gehalten; das Jahr begann mit 61.6 Pfd. Sterl. und endete mit 63.17 Pfd. Sterl., nach der Jahresmitte zu fielen die Preise allerdings noch weiter und erreichten im Juli mit 51.11.— Pfd. Sterl. den tiefsten Stand. Infolgedessen ist auch der Jahresdurchschnitt mit 60.6 Pfd. Sterl. viel tiefer wie der der letzten Jahre. Die deutschen Preise standen anfangs auf 132 M, Minimum 115 M, Ende 135 M.

Die Weltproduktion an Kupfer hat im abgelaufenen Jahre nicht nur die des Vorjahres überholt, sondern auch die Zahl von 1906 überschritten, so daß die aufsteigende Kurve, die das Jahr vorher unterbrochen wurde, wieder ihren alten Verlauf zeigt. Nach den Angaben der Frankfurter Metallgesellschaft belief sich die Hüttenproduktion der einzelnen Länder 1908 auf folgende Mengen, denen zum Vergleich die betreffenden Verbrauchszahlen nach der gleichen Quelle gegenüber gestellt sind.

	Erzeugung	Verbrauch
Deutschland	30 000	180 700
England	71 400	128 900
Frankreich	8 000	73 900
Italien	4 000	11 000
Österreich-Ungarn	1 300	33 500
Rußland	16 800	21 600
Anderes Europa	11 400	17 200
Vereinigte Staaten	449 500	210 600
Britisch-Nordamerika	14 000	2 400
Zentral- und Südamerika	62 000	
Japan	36 000	9 400
Australien	34 500	
	738 900	701 700

Die Welterzeugung war 1906 717 800 t, 1907 703 000 t; trotz der niedrigeren Produktionszahl 1907 war das Jahr für die Gruben und Hütten günstiger, denn bei den höheren Preisen war 1907 der Gesamtwert 1230 Mill. M, 1908 aber nur 890 Mill. M. Bei dem großen Erzeugungsüberschuß müssen sich Ende 1908 die Vorräte bedeutend (37 000 t) vermehrt haben. Der Weltverbrauch betrug 1906 727 600 t, 1907 657 300 t. Der Verbrauch Amerikas ist in den letzten Jahren prozentuell gegen den von Europa zurückgegangen und hat im letzten Jahre nur 30% erreicht, während auf Europa 68,3% entfallen; namentlich ist 1908 der Konsum Deutschlands gegen das Vorjahr um 30 700 t, das sind 20,5%, gestiegen. Andererseits ist aber gleichzeitig unsere eigene Erzeugung von 31 900 t auf 30 000 t gesunken. Die Einfuhr fertigen Kupfers betrug 1908 157 434 t, wovon 93,13% aus Nordamerika kamen; ausgeführt als Rohkupfer wurden nur 6778 t. Unsere eigene Förderung an Kupfererzen belief sich auf 727 384 t, wozu eine Einfuhr von 17 456 t (davon aus Deutsch-Südwestafrika 7015 t, 1907 2637 t) kam, der eine Wiederausfuhr von 21 741 t gegenübersteht.

Der größte Kupferproduzent ist nach wie vor Nordamerika, wo ein Bezirk, Arizona, allein soviel erzeugt (144 441 t) wie ganz Europa zusammen.

Kupfervitriol erzeugte Deutschland 7117 t, der Verbrauch betrug 9200 t.

Findley untersuchte die Erzeugungskosten, welche verschiedene Hütten haben; dabei sind die Berichte der bedeutendsten Kupferhütten in Arizona, Montana, am Oberen See, Australien, Tasmanien usw. zu Rate gezogen worden¹⁴⁾. Auch Townsend prüfte die Angaben von 22 Gesellschaften hinsichtlich der Gruben-, Hütten-, Verwaltungskosten usw.¹⁵⁾. Bemerkenswert in den

¹⁰⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 457 und 604 (1908).

¹¹⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 375 (1908).

¹²⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 418 (1908).

¹³⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 802 (1908).

¹⁴⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 857 (1908); **86**, 37 und 165 (1908).

¹⁵⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 555 (1908).

Berichten ist ein Vergleich der Selbstkosten der großen Anacondahütte; seit 1903 hat man dort die Schmelzkosten von 3,39 Doll. auf 2,52 Doll., die Raffinationskosten von 2,30 Doll. auf 0,93 Doll. herunterbringen können, gewiß ein Beweis für sehr wirksame Verbesserungen im Betriebe.

Einen eingehenden Bericht über die Kupferindustrie Japans, die Einrichtungen und Leistungen der drei großen Gruben: Ashio, Besshi und Kosaka, und den Kupferexport Japans brachte W. P a u l¹⁶⁾.

Aus einer großen Anzahl Beschreibungen von Kupferverhüttungsanlagen seien hier nur ein paar herausgehoben, welche uns von der neuesten Entwicklung ein Bild geben. S h e l b y¹⁷⁾ gibt genaue Konstruktionszeichnungen der Schachtofenanlage der Cananea Copper Co; auch von den Schachtöfen der Great Cobar Schmelzwerke, Australien, liegen Beschreibung und Abbildungen vor¹⁸⁾. Auch die Konverteranlage der Cananea Copper C. behandelt S h e l b y¹⁹⁾ eingehend. Einen sehr wertvollen Beitrag in dieser Beziehung liefert auch O f f e r h a u s²⁰⁾, welcher einerseits die großartige Konverteranlage der Anacondahütte und den Betrieb mit allen Einzelheiten darlegt, und der ebenso die riesigen Flammöfen²¹⁾ derselben Gesellschaft durch Zeichnungen und Betriebsdaten erläutert. Die Größe dieser Anacondaflamöfen ist bereits bei 31 und 35 m Herdlänge und 5,80 m Herdbreite angelangt, mit einer Durchsetzung von 250 t. Diese Anlage verschmilzt monatlich 55 500 t Charge und liefert 10 400 t Kupferstein mit 41% Kupfer.

C h r i s t e n s e n führt eine Berechnung für die Konstruktion einer 100 t-Kupferschachtofenanlage vor²²⁾.

Eine sehr interessante Neuerung in der Metallurgie des Kupfers ist die Beobachtung, daß man sich auch bei der Verhüttung von Kupfererzen die durch Huntington und Heberlein mit so großem Erfolge für Bleierze eingeführte Abröstung durch Verblasen mit Kalkzuschlag, die sog. Topfröstung, verwenden kann. Im letzten Berichte war schon von der Einführung dieses Verfahrens auf den Wallaroorwerken die Rede. Jetzt bringt B r i n s m a d e²³⁾ bei Beschreibung der Garfieldwerke in Utah auch eine Abbildung, welche uns eine Batterie von 26 Stück solcher Huntington-Heberlein-Rösttöpfe zeigt. Man röstet in McDougalöfen vor (bis 12% S), führt das heiße Material befeuchtet in die 5—6 t fassenden Töpfe und verbläst 8—9 Stunden. Das gesinterte, ziemlich entschwefelte Material (3 bis 4% S) geht zum Hochofen. P a c k a r d²⁴⁾ hat einige Studien über dieses Topfröstverfahren für Kupferkonzentrate angestellt. Seine Kupferkonzentrate enthielten neben Kupferkies noch Pyrit und Bleiglanz. Die besten Resultate wurden mit 20% Kalkzuschlag erzielt (8 mm Korngröße), wobei der Schwefel von 32,3 auf 5,16% herunter ging. Zu feines Material erwies sich als ungeeignet. Das ge-

sinterte Röstprodukt, in einem kleinen Schachtofen mit 13% Sandsteinzuschlag verschmolzen, ergab direkt einen Kupferstein mit 32,11% Kupfer. P a c k a r d hält die Methode nur dort für durchführbar, wo Brennstoff teuer ist. Da die bisherige Topfröstung aber nur intermittierend arbeiten kann und immer noch umständlich ist, haben D w i g h t und L l o y d²⁵⁾ sich nach einem besseren Apparate umgesehen, der dasselbe Prinzip ohne jene Unvollkommenheiten durchführen könnte. Sie haben ein großes Schmelzrad konstruiert, bestehend aus einem großen, auf Rollen laufenden Zylindermantel, der aus einem Fischgrätenrost besteht. Unter dem oberen Viertel der Mantelfläche legt sich eine Saugkammer an. Man läßt nun aus einem Fülltrichter das gemischte feinpulverige Material, etwas befeuchtet, auf die obere Mantelfläche fallen, leitet durch Brenner die Erhitzung und Röstung des Materials ein und saugt durch das Material Luft in die Kammer. Auf dem Trommelmantel bildet sich eine mehrere Zentimeter starke Schicht des gesinterten Röstgutes, die dann beim Weiterdrehen der Trommel durch gabelartige Abnehmer selbsttätig abgehoben wird. Diese Röstmaschine soll täglich etwa 30 t leisten können.

Das Pyritschmelzverfahren ist für abgelegene Gegenden mit teuren Brennstoffpreisen ein großer Vorteil; einen Nachteil scheint das Verfahren aber stets zu haben: Die Konzentration des Kupfers im Stein fällt immer sehr gering aus. N i c h o l l s²⁶⁾ berichtet über einen schon einige Jahre zurückliegenden Fall, wo es ihm gelang, in Tilt Cove (Neufundland) ein Erz mit 3,6% Kupfer ganz ohne Koks-zusatz zu verschmelzen, die Ofenreise dauerte aber stets nur 6 Tage und die Konzentration im Stein war nur 2 : 1. Der Grund für diese auch sonst beobachtete Erscheinung ist darin zu suchen, daß im Schachtofen die Sulfide schon bei niedriger Temperatur schmelzen und in den Tiegel des Ofens gelangen, ehe sie durch den Wind genügend entschwefelt werden, es bildet sich demnach nur ein armer Stein, den auch noch die aufschwimmende Schlacke vor weiterer Oxydation schützt. G a r r e t s o n²⁷⁾ will dem dadurch abhelfen, daß er in etwas umgeändertem Ofen den Stein sofort noch mit gepreßtem Winde verbläst und durch eine Trennungsfläche im Ofen Stein und Schlacke sondert. Einfacher und vollkommener hat dasselbe Ziel bereits K n u d s e n²⁸⁾ in seinem konverterartigen Ofen erreicht, der in Sulitjelma in Betrieb ist und sich anscheinend sehr gut bewährt.

Die großen Vorbilder, die die Eisenindustrie der Metallhüttenindustrie liefert durch Ausnutzung der Vorteile der Verwendung warmen Windes, der Regenerativfeuerung, Ausnutzung der Gichtgase usw., haben bis jetzt nur wenig Nachahmung gefunden, es scheint aber, als wenn sich auch hier ein Umschwung vollziehen wollte.

B r e t h e r t o n²⁹⁾ zeigt in einem Berichte über Schmelzversuche in Ingot, Kalifornien, wie vorteilhaft der Warmwind in manchen Fällen wirken

¹⁶⁾ Metallurgie 1908, 495.

¹⁷⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 841 (1908).

¹⁸⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 950 (1908).

¹⁹⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 954 (1908).

²⁰⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 1189, 1234 (1908).

²¹⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 147 (1908).

²²⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 847 (1908).

²³⁾ Mines and Minerals; Metallurgie 1908, 242.

²⁴⁾ Trans. Am. Inst. Min. Eng. 75 (1908).

²⁵⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 649 (1908).

²⁶⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 462 (1908).

²⁷⁾ Eng. Min. Journ. **86**, 776 (1908).

²⁸⁾ Tekn. Ugebl. **16** (1908); Chem.-Ztg. Rep. 1908, 279.

²⁹⁾ Eng. Min. Journ. **85**, 443 (1908).

kann. Ein Kupfererz, welches 14% Zink und 7,4% Baryt enthielt, machte beim Rohverschmelzen nach dem Pyritprozesse, den Betrieb in wenig Stunden zur Unmöglichkeit. Es gelang aber mit Warmwind ohne vorherige Röstung das blendige Erz bei niedriger Beschickungssäule auf einen Stein mit 28 $\frac{1}{3}$ % Kupfer zu verschmelzen mit annähernd dem halben Koksverbrauche, wie mit kaltem Winde.

Die Vorteile der Regenerativfeuerung sind jetzt auch durch ein Beispiel belegt worden. Leas³⁰⁾ berichtet darüber folgendes: Die mit Öl geheizten Flammöfen wurden an der den Brennern gegenüberliegenden Seite nicht recht warm. Er baute deshalb auf den Werken der Payton Chemical Company einen älteren Flammofen in einen Regenerativofen um. Bei mehrmaligem Flammenwechsel während der Schmelzperiode gelang es, in demselben Ofen jetzt mehr als 90 t zu schmelzen, welcher vorher nur 60—65 t geleistet hatte. Man baute daraufhin einen neuen Ofen mit einer Herdfläche von 27 × 60 Fuß; dieser verschmolz in 24 Stunden 176 t, also pro Quadratfuß Herdfläche 345 Pfd., während der alte Ofen nur 200 Pfd., der provisorische Regenerativofen 300 Pfd. verschmolzen hatte.

Auch die Gichtgase der Kupferschachtöfen werden jetzt für motorische Zwecke ausgenutzt, wie die Gase der Eisenhochöfen. Hierin ist Mansfeld bahnbrechend vorgegangen. Die Gichtgase enthalten auf der Krughütte 21,65% CO, auf der Kochhütte 18,6%, auf der Eckarthütte 17,65%, die Hütten liefern stündlich 21 000, 14 000, 9000 cbm Gase, womit 5000—8500 PS zu erzielen sind. Auf der Krughütte werden die Gase, nachdem sie in Theissen'schen Wäschern von Staub (von 17 g auf 0,003 g) befreit sind, in zwei 1300 PS-Öchelhäuser Gasmaschinen geleitet, mit denen Drehstromgeneratoren von je 1080 KW gekuppelt sind. Die so gewonnene Kraft dient für hüttenmännische (Gebläse, Pumpen) und bergmännische Zwecke³¹⁾.

Auch sonst sind in Mansfeld einige bemerkenswerte Neuerungen eingeführt worden. Es sind ein paar Kupferkonverter aufgestellt; ihr Betrieb war zunächst deshalb bedenklich, weil bei uns die schweflige Säure nicht ohne weiteres in die Luft geblasen werden darf; diese Schwierigkeit ist dadurch überwunden, daß es gelungen ist, die Gase in ein Bleikammersystem zu führen. Die besondere Zusammensetzung des Mansfelder Steins, namentlich der Zinkgehalt, mußten zunächst befürchten lassen, daß hierdurch beim Verblasen auf Schwarzkupfer besonders große Silberverluste eintreten würden; die Verluste stellten sich aber nicht höher heraus wie beim alten Verfahren. Man hat weiter größere Versuche mit dem Verfahren D. R.-P. 160 046 (Borchers, Günther, Franke) gemacht und hat gefunden, daß es vorteilhafter ist, den Stein nicht auf Schwarzkupfer, sondern nur bis zu einem Konzentrationsstein von 72—76% zu blasen, wobei die Kupfer- und Silberverluste ganz bedeutend geringer ausfallen. Dieser Stein läßt sich dann direkt der Elektrolyse in saurer Lösung unterwerfen, wobei man Feinkupfer an der Kathode erhält, während Silber und Schwefel in den Anodenschlamm gehen. Das ganze Verfahren bedeutet eine große Vereinfachung des ganzen Prozesses.

³⁰⁾ Eng. Min. Journ. 86, 899 (1908).

³¹⁾ Electr. and Met. Ind. 1908, 14.

In Mansfeld werden die oxydischen Extraktionsrückstände mit ungeröstetem Spurstein umgesetzt (Reaktionsschmelzen). Die hierbei auftretenden Verluste von Kupfer und Silber sind von Stahl näher untersucht worden³²⁾.

Die Flugstaubbildung in Kupferschachtöfen ist ziemlich erheblich. Lyons³³⁾ ist deshalb zur Vermeidung derselben auf den Gedanken gekommen, ob man einen Ofen nicht auch mit umgekehrter Richtung des Windes betreiben könne. Einen solchen Ofen mit der angegebenen Windführung hatte vorher schon Donoso auf der Volcanhütte bei Santiago, Chile, in Betrieb, allerdings zu anderem Zwecke. Man erzielte dort stets eine so basische Schlacke (Kieselsäurezusatz war untunlich), daß diese im Stichloch einfror. Donoso baute deshalb an den Schachtöfen vorneinen flammofenartigen Vorherd ein und führte den Wind durch diesen über die geschmolzenen Massen hinweg, die Schlacke blieb flüssig, er erzielte eine gute Steinkonzentration, und die Staubbildung war ganz unwesentlich.

Auf dem Gebiete der elektrolytischen Kupferaffination sind Änderungen von Bedeutung nicht bekannt geworden. Kershaw³⁴⁾ gibt eine Aufstellung der vorhandenen Anlagen und ihrer prozentuellen Beteiligung. Das Gesamtausbringen aller elektrolytischen Raffinerien ist etwa 400 000 t, davon entfallen auf Nordamerika mit 11 Anlagen 86,5%, auf England 8,8%, die andern Länder (Deutschland mit 9, Frankreich 4, Rußland 2, Österreich-Ungarn 2, Japan 2 Anlagen) zusammen bringen nur 4,7% auf. Eine weitere Anlage entsteht in Australien und Rußland. Eine eingehende Beschreibung einer der bedeutendsten amerikanischen Anlagen, die der Raritan Copper-Works in Perth Amboy mit Abbildungen, Konstruktionszeichnungen und Plänen hat Easterbrook³⁵⁾ veröffentlicht. Es sind 2 Bäderhäuser vorhanden, von denen das eine 1600, das andere 1188 Bäder mit je 21 bzw. 25 Kathoden enthält. Die Leistungsfähigkeit des Werkes wird auf 144 000 t Elektrolytkupfer geschätzt.

Die Kupferlaugerei nach Neill (Laugung oxydischer Erze mit schwefliger Säure) wurde in Cocino in einer Versuchsanlage ausprobiert, der Erfolg war aber, wie Jennings³⁶⁾ mitteilt, unbefriedigend. Einmal gelang die Sättigung des Laugewassers mit Gas nicht recht, dann aber auch war die Ausfällung des Cuprocuprisulfits durch Erhitzung unvollkommen (60% des Kupfers) und die Ausfällung des Restes mit Kalk ergab arme, gipshaltige Niederschläge. Jumeau hat sich mehrere ähnliche Vorschläge schützen lassen³⁷⁾, wonach die durch Laugerei erhaltene Sulfatlösung mit schwefliger Säure gesättigt werden soll, aus der dann durch Erhitzung unter Druck das Kupfer ausfallen soll. Resultate von einer praktischen Ausnutzung sind nicht bekannt.

Auch bei der Elektrolyse von Kupfersalzlösungen hat man schon schweflige Säure einzu-

³²⁾ Metallurgie 1908, 353.

³³⁾ Eng. Min. Journ. 85, 763 (1908).

³⁴⁾ Electrician 35, 198 (1908).

³⁵⁾ Electr. and Met. Ind. 1908, 233, 245; Met. 1908, 549.

³⁶⁾ Eng. Min. Journ. 85, 152, 556, 821 (1908).

³⁷⁾ D. R.-P. 189 974, 204 673. D. Z. 21, 1001; 22, 405.

blasen versucht. Reinartz³⁸⁾ hat diese Frage jetzt etwas näher untersucht. Bei der Auslaugung von Kupfererzen enthält die Sulfatlauge fast stets größere Eisenmengen in der Form von Ferrosulfat. Bei der Elektrolyse oxydiert sich dieses zu Ferrisulfat, welches seinerseits wieder Kupfer an der Kathode löst und dabei in Ferrosulfat zurückgeht. Die Stromausbeute geht also hierdurch stark herunter und die Beschaffenheit des Kathodenniederschlags leidet. Durch Einblasen von schwefliger Säure wird die Oxydation des Ferrosulfates verhindert und man kann mit fast theoretischer Stromausbeute ohne Diaphragma die Lauge entkupfern.

Ein Laugereiverfahren für Kupfererze hat Frölich³⁹⁾ ausgearbeitet. Kupferkies wird durch Erhitzen bei 200° ohne Luftzutritt aufgeschlossen (wahrscheinlich $\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}_3 = \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS}$); dieses Material, ebenso wie andere Kupfererze werden dann in einem sehr wirksamen Schneckenrührwerk heiß mit Eisenchloridlösung gelaugt, und aus der Lauge schließlich in demselben Apparate das Kupfer durch Eisen gefällt. Die Oxydation des Eisenchlorürs zu Chlorid soll durch Luft geschehen.

Zum Schluß sei noch auf einige metallographische Untersuchungen von Kupferlegierungen verwiesen. Sahm⁴⁰⁾ untersuchte Legierungen des Kupfers mit Kobalt, Eisen, Mangan, Magnesium, Tafel⁴¹⁾ Kupfer-Zink-Nickel, Kupfer-Nickel, Kupfer-Zinn, Sackur und Pic⁴²⁾ Kupfer-Zinn, Carpenter und Edwards⁴³⁾ Kupfer-Aluminium.

Blei.

Die Weltproduktion an Blei ist im abgelaufenen Jahre trotz der schlechten Preise weiter gestiegen und hat jetzt 1 Million Tonnen überschritten. Die Welterzeugung betrug 1904 964 000 t; 1905 984 000 t, 1906 973 000 t, 1907 984 000 t, 1908 1 053 000 t. Wie aber nachstehende Übersicht über den Verbrauch zeigt, ist auch der Bleiverbrauch in gleichem Maße gewachsen. Nach den Angaben der Frankfurter Metallgesellschaft stellte sich 1908 die Erzeugung und der Verbrauch in den verschiedenen Ländern, wie folgt:

	Erzeugung t	Verbrauch t
Deutschland	164 100	211 300
Spanien	183 200	—
Frankreich	25 000	103 000
England	30 000	228 800
Belgien	30 100	20 800
Italien	26 000	36 500
Österreich-Ungarn	14 600	28 900
Griechenland	16 000	15 300 ⁴⁴⁾
Schweden	800	
Rußland	100	44 700
Türkei	11 800	—
Vereinigte Staaten	296 700	326 000
Mexiko	110 000	—
Kanada	21 600	16 000
Japan	3 000	8 000
Australien	119 000	7 700
Andere Länder	500	10 000
	1 052 500	1 057 000

³⁸⁾ Metallurgie 1908, 203.

³⁹⁾ Metallurgie 1908, 206.

⁴⁰⁾ Z. anorg. Chem. 57, 1 (1908).

Deutschland hat gegen das Vorjahr seine Bleiproduktion um 21 800 t (= 15,3%) von 142 300 auf 164 100 t erhöht, Mexiko von 72 000 auf 110 000 t, Australien von 97 000 auf 119 000 t; andererseits ist die amerikanische Erzeugung in den letzten Jahren schrittweise rückwärts gegangen: 1906 332 800 t, 1907 320 600 t, 1908 296 700 t. Der Bleiverbrauch in Deutschland ist um genau dieselbe Menge wie die Erzeugung, von 189 500 t auf 211 300 t gestiegen. Die Bleieinfuhr betrug 77 200 t, die Ausfuhr 30 000 t, wonach ein Überschuß von 47 000 t fremden Bleies im Lande blieben. Wie obige Tabelle bei einem Vergleich der beiden Reihen zeigt, sind die eigentlichen Bleilieferanten für die großen Bleiverbraucher in erster Linie Spanien, Mexiko und Australien.

Die Bleipreise fielen schon 1907 von 19.16.8 auf 14.9.4 Pfd. Sterl. herunter, sie sind 1908 noch weiter, wenn auch langsamer gesunken; der tiefste Stand wurde im Juni mit 12.10.— Pfd. Sterl. erreicht, am Jahresschlusse wurde wieder 13.0.0 Pfd. Sterl. notiert. Der Jahresdurchschnitt mit 13.10.5 Pfd. Sterl. ist infolgedessen auch schlechter wie die vorherigen Jahrespreise: 1905 13.14.5 Pfd. Sterl., 1906 17.7.— Pfd. Sterl., 1907 19.1.10 Pfd. Sterl.

Auch unter den Bleiproduzenten ist eine Bewegung im Gange, eine Regelung des Bleiverkaufs zu ermöglichen, die in diesem Falle wirklich ein Gebot der Existenzmöglichkeit ist.

Williams behandelt die Lagerung und den Abbau der berühmten Zink-Blei-Silber-Erze von Broken Hill, Neusüdwales, und erörtert die dort in Anwendung stehenden Scheidemethoden⁴⁵⁾. Diese großartigen Erzlager sind erst vor 22 Jahren aufgefunden, sie haben aber bereits für 1300 Mill. M Blei und Silber, und den Aktionären 240 Mill. M Dividenden geliefert. Diese außerordentlich widerstandsfähigen Mischerze konnten zunächst mit den üblichen Aufbereitungsmethoden nur so weit geschieden werden, daß man ein Bleikonzentrat erhielt, während die Hauptmenge des Zinkes, ein Teil Blei und Silber in den Rückständen blieb, die auf bessere Zeiten und neue Methoden wartend, sich zu Halden von mehreren Millionen Tonnen anhäufte. Durch Einführung der „Schwebverfahren“ von Potter, Delprat, de Baray (Säurebehandlung) war allerdings ein Schritt nach vorwärts gemacht. Die neuesten Versuchsergebnisse zeigen aber, daß auch diese wieder durch die Elmore'sche Ölkonzentration verdrängt werden; das letztere Verfahren scheint damit das schwierige Problem der Mischerzverarbeitung endlich gelöst zu haben. Die Bleierzkonzentrate wurden früher in der Hauptsache verschifft, jetzt werden sie in zunehmender Menge auf der Hütte in Port Pirie verschmolzen. Diese Hütte hat jetzt⁴⁶⁾ Turbogebälde eingeführt, die allerlei Vorteile nach sich gezogen haben. Ein solches Gebläse reicht für 2 Öfen aus. Durch entsprechende Änderungen am Ofen ist es gelungen, die Ofenleistung so zu steigern, daß

⁴¹⁾ Metallurgie 1908, 343, 376, 413.

⁴²⁾ Z. anorg. Chem. 58, 46 (1908).

⁴³⁾ Rev. d. Metall. Juli 1908.

⁴⁴⁾ Anderes Europa.

⁴⁵⁾ Eng. Min. Journ. 86, 793, 893 (1908).

⁴⁶⁾ Eng. Min. Journ. 85, 1201 (1908).

jetzt 4 Öfen soviel liefern wie früher 7. Die Batterie der Huntington-Heberlein-Konverter für die Kalkröstung ist auf 22 gebracht. Bei Ausführung des Verfahrens befeuchtet man das Material mit 10% Wasser, wodurch die Bleiverluste sehr viel geringer werden sollen. Die Röstofen sind mit Gasfeuerung versehen worden.

Auch Rice⁴⁷⁾ berichtet von der Hütte der Peñoles Company in Mapimi, Mexiko, die Anwendung von 12 Huntington-Heberlein-Konvertern.

Während wir also die Anwendung dieses so vorteilhaften neuen Kalkröstverfahrens überall, sogar in Australien und Mexiko, sehen, hinkt die wissenschaftliche Erklärung für die bei dem Verfahren stattfindenden Umsetzungen noch nach. Schon im vorjährigen Berichte⁴⁸⁾ war eine Übersicht über die verschiedenen Ansichten gegeben. Später hat zwischen Weiller⁴⁹⁾, Tandler⁵⁰⁾ und Richter⁵¹⁾ in der Chemiker-Zeitung ein Meinungsaustausch stattgefunden. Weiller stellt eine Umsetzungsformeln auf:

1. $\text{PbS} + 4\text{O} = \text{PbSO}_4$,
2. $\text{PbS} + 3\text{O} = \text{PbO} + \text{SO}_2$,
3. $\text{PbS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{PbO}$,
4. $\text{CaS} + \text{PbSO}_4 = \text{CaSO}_4 + \text{PbS}$,

die nach seiner Ansicht „eine zwanglose Erklärung für das Huntington-Heberlein-Verfahren geben“. Einerseits stehen die Gleichungen mit seiner eigenen Analyse des Konverter-Endproduktes im Widerspruch, andererseits hat Richter schon darauf hingewiesen, daß mit der Gewinnung von CaSO_4 für den Prozeß noch gar nichts erreicht ist, denn dann entsteht erst die Frage: wie geht nun der Schwefel aus dem CaSO_4 heraus. Auch Tandler „hält es für ein Bedürfnis, auch die Theorien der Metallurgen einer zeitgemäßen Behandlung zu unterziehen“. Er kommt zu den Formeln:

1. $\text{PbS} + 4\text{O} = \text{PbSO}_4$,
2. $\text{PbSO}_4 + \text{CaO} \rightleftharpoons \text{PbO} + \text{CaSO}_4$.

„Zur vollständigen Erklärung des Prozesses dient in bekannter Weise die Konstante der Reaktion

$$K = \frac{[\text{PbSO}_4][\text{CaO}]}{[\text{PbO}][\text{CaSO}_4]}$$

und deren Ableitung nach der Temperatur“. Die Praktiker sind jedenfalls sehr entzückt gewesen, diese „zwanglose Erklärung“ und die „zeitgemäße Behandlung“ zu vernehmen, genützt hat sie aber niemand etwas. Richter dagegen hat sehr deutlich von der wichtigen Rolle gesprochen, die die Kieselsäure für den ganzen Prozeß spielt. Falls nämlich Kieselsäure nicht in genügender Menge im Erz enthalten ist, muß solche in genügender Menge zugeschlagen werden, wobei man die Berechnung, ähnlich wie für den Hochofen, ungefähr auf Singulosilicat durchführt. Auf die Wichtigkeit der Kieselsäure zur Durchführung des Prozesses hatten schon früher Austen und Hutchins hingewiesen. Den experimentellen Beweis für die

Reaktion haben aber jetzt erst Hofman und Mostowitsch⁵²⁾ erbracht. Sie konnten zeigen, daß die Kieselsäure schon von 1000° ab Calciumsulfat zersetzt, eine Reaktion die bei 1250° vollständig wird. Auch Eisenoxyd wirkt schon von 1100° ab auf Gips zersetzend. Hilpert⁵³⁾ hat andererseits die Einwirkung der Kieselsäure auf Bleisulfat untersucht und verbreitet sich über die Bildung von Bleisilikaten und ihre Rolle bei den Kalkröstverfahren; weiter zeigt er, daß bei Einwirkung von Kieselsäure auf Bleioxyd⁵⁴⁾ bis 1000° nur geringe Mengen Bleioxyd sich verflüchtigen, wenn der Gehalt nicht über den der Verbindung $2\text{PbO} \cdot 3\text{SiO}_2$ steigt.

Die von Dwight und Lloyd angegebene (bei „Kupfer“ erwähnte) Röstmaschine ist natürlich für die Kalkröstung von Bleierzen ebensogut geeignet.

Über die Kosten des Bleierzbergbaues und der Bleierrhüttung haben Finlay⁵⁵⁾, Ingalls⁵⁶⁾ und Ritter⁵⁷⁾ Untersuchungen angestellt, auf die hier nur verwiesen werden kann.

Von elektrolytischen Bleigewinnungs- und Raffinationsverfahren ist praktisch nur das Bettssche Bleiraffinationsverfahren übrig geblieben. Becquerel versuchte schon 1854, silberhaltigen Bleiglanz durch Elektrolyse zu verarbeiten; Lyte wollte 1893 das Bleierz in Chlorblei überführen und dieses im Schmelzfluß elektrolysieren. Die Reduktion des Bleiglanzes durch kathodischen Wasserstoff nach Salom scheint auch noch nicht alle Schwierigkeiten überwinden zu haben. Jetzt haben Auerbach und Kern⁵⁸⁾ wieder die Idee gehabt, Bleiglanz in einem Bade von geschmolzenem Chlornatrium oder Chlorcalcium, event. auch Kryolith zu elektrolysieren. Eine ausführliche Beschreibung der Bettsschen Bleiraffinationsanlage in Trail mit Zeichnungen usw. hat Wolfl⁵⁹⁾ mitgeteilt.

(Schluß folgt.)

Über die Vorgänge bei der Lederbildung.

Von Dr. W. FAHRION.

(Eingeg. d. 24/8. 1909.)

(Schluß von S. 2144.)

D. Mineralgerbung.

Das mineralgare Leder habe ich seinerzeit definiert als eine salzartige Verbindung, in welcher die Haut vorwiegend als Säure fungiert, indem sie ein Sesquioxid aufnimmt. Gleichzeitig fungiert sie aber auch als Base, indem sie außer dem Oxyd auch eine gewisse Menge Säure, welche derjenigen des Oxyds nicht äquivalent zu sein braucht, auf sich niederschlägt. Beim Zweibadchromgerbverfahren wurde eine Oxydation der Hautfaser durch

47) Eng. Min. Journ. **86**, 373 (1908).

48) Diese Z. 1908, 1796.

49) Chem.-Ztg. 1908, 372.

50) Chem.-Ztg. 1908, 437.

51) Chem.-Ztg. 1908, 632.

52) Transact. Amer. Inst. Min. Eng. 1909, 51.

53) Metallurgie 1908, 535.

54) Metallurgie 1908, 539.

55) Eng. Min. Journ. **85**, 1279 (1908).

56) Eng. Min. Journ. **86**, 315 (1908).

57) Eng. Min. Journ. **86**, 585 (1908).

58) L'Electricien **35**, 176 (1908).

59) Bull. Colorado School of Mines. Met. 1908, 68.