

eingedickter Kochlauge hergestellten „Leim- und Schmiermittel, Schmier- und Putzwichsen“ gerade durch diesen Zusatz eine Verbesserung erfahren haben oder nicht. Jedenfalls dürften die Mengen, welche hierbei Verwendung finden können, selbst im Vergleich zu den von einer mittleren Fabrik erzeugten Quanten höchst unbedeutende sein. Da auch nach den kürzlich veröffentlichten Untersuchungen von Professor Dr. Ahrens das von Knösel vorgeschlagene Verfahren, die Behandlung von Thomasmehl mit auf 35° B ϵ . eingedickten Sulfitablaugen behufs Herstellung von Futter- und Düngemitteln, die Prüfung auf wissenschaftliche Richtigkeit und Zuverlässigkeit nicht bestanden hat, so kann auch heute noch die Lösung der Abwasserfrage der Zellstofffabriken nur in der ausreichenden Mischung der flüssigen Abgänge mit dem Wasser eines genügend großen Vorfluters gefunden werden. Ja es könnte unter Umständen bei den vielfach alkalischen Eigenschaften und der Härte mancher Flußwässer, durch Zuführung der Zelluloseabwässer in nicht vollständig neutralisiertem Zustande, eine gewisse Verbesserung des Flußwassers für mancherlei Zwecke erzielt werden.

Die Goldgewinnung in Transvaal.

Von Dr. J. LOEVY (Berlin).

(Schluß von S. 953.)

Das Cyanidverfahren.

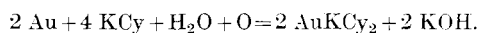
Einerationelle und kontinuierliche Aufarbeitung der alten Tailingsbestände sowie der neu hinzukommenden begann erst gegen Ende des Jahres 1890, nachdem durch die Mc Arthur Forest Co. im Mai desselben Jahres in einer größeren Versuchsanlage bei Johannesburg der Beweis für die Rentabilität des Cyanidverfahrens erbracht worden war.

Schon viel früher, zu Anfang der achtziger Jahre, hatte man in anderen Ländern, in Amerika, Siebenbürgen und Ungarn versucht, Cyankalium zur Extraktion des Goldes aus seinen Erzen zu benutzen. Diese Versuche, obgleich in durchaus fachkundiger Weise ausgeführt, waren jedoch nicht von praktischem Erfolge gekrönt. Die Ursache dieser Mißerfolge lag einerseits in der Anwesenheit gewisser störender Metallverbindungen (Kupfer, Arsen, Antimon), andererseits auch in der grobkörnigen Beschaffenheit des Goldes, welches in dieser Form der Auflösung in Cyankalium nicht oder nur schwer zugänglich ist. Die Konglomeratflöze des Witwatersrandgebietes dagegen enthalten, wie schon oben hervorgehoben wurde, das Gold in sehr fein verteiltem Zustande als feines Pulver, während störende Metallverbindungen, wie Kupfer, Arsen, Antimon, gar nicht oder nur spurenweise darin vorhanden sind; sie erfüllen somit alle Bedingungen, welche für die schnelle und vollständige Auflösung ihres Goldes durch Cyankalium notwendig sind, und diesem Zusammentreffen günstiger Umstände ist der große Erfolg zuzuschreiben, welchen die Cyanidlaugerei am Witwatersrand aufzuweisen hat. Neuerdings hat man sich allerdings auch erfolgreich bemüht, die angedeuteten Schwierigkeiten zu beseitigen; so werden schon seit mehreren

Jahren in Australien die komplexen telluridischen Golderze mit gutem Resultate nach dem Goepner-Diehlschen Verfahren durch Cyankalium unter Mitwirkung von Bromcyan entgolde.

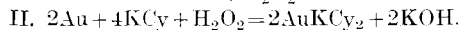
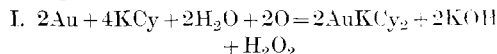
Theorie des Cyanidverfahrens.

Die Auflösung des Goldes in Cyankalium geht unter Bildung der Doppelverbindung Kaliumgoldcyanür (AuKCy_2) vor sich, ein Vorgang, der durch die folgende zuerst von Elsner in Dinglers Polytechnischem Journal veröffentlichte Gleichung veranschaulicht wird:



Die Richtigkeit dieser Gleichung ist vielfach bestritten worden, namentlich hat man die Notwendigkeit des in ihr figurierenden Sauerstoffatoms bezweifelt. So hat man eine Anzahl anderer Gleichungen ohne freien Sauerstoff vorgeschlagen durch welche der Lösungsvorgang als ein Reduktionsprozeß aufgefaßt und die Mitwirkung des Sauerstoffs völlig in Abrede gestellt wird. Ich sehe davon ab, diese Gleichungen hier aufzuführen, da sie auf Richtigkeit keinen Anspruch erheben können, denn die Praxis hat den unumstößlichen Beweis dafür erbracht, daß die Mitwirkung von Sauerstoff eine *conditio sine qua non* für die Auflösung des Goldes in Cyankalium ist.

In richtiger Erkenntnis dieser durch die Praxis erbrachten Tatsache hat G. Bodländer eine sehr beachtenswerte Gleichung aufgestellt; sie gründet sich auf die Annahme, daß der Lösungsprozeß in zwei Phasen verläuft, indem eine intermediäre Bildung von Wasserstoffsuperoxyd stattfindet, welches seinerseits zur Auflösung des Goldes beiträgt:



Das Auftreten von Wasserstoffsuperoxyd bei dem Lösungsprozeß ist in einwandsfreier Weise nachgewiesen worden, und da ferner erwiesen ist, daß es die Auflösung des Goldes in Cyankalium in ähnlicher Weise wie Sauerstoff beschleunigt, so kann kein Zweifel darüber bestehen, daß die Bodländer'sche Gleichung zum mindesten dieselbe, wahrscheinlich aber eine größere Berechtigung hat als die vorerwähnte Elsner'sche.

Experimente.

Man kann sich durch die folgenden leicht ausführbaren Versuche von der Wirkung des Sauerstoffs und des Wasserstoffsuperoxyds überzeugen:

1. Man stelle sich eine 0,2–0,3%ige Cyankaliumlösung her, und zwar mit Wasser, welches vorher durch längeres Kochen möglichst vollständig von Luft befreit wurde. Etwa 300 ccm dieser Lösung bringe man in einen Glaszylinder, so daß dieser fast vollständig damit gefüllt ist, füge ein Blättchen Blattgold hinzu, verteile es durch Umrühren in der Lösung und verschließe den Zylinder: das Gold wird sich, selbst nach mehrtägigem Stehen, nicht auflösen.

2. Man verfahre genau wie beim vorigen Versuch, leite aber in die das Goldblättchen ent-

haltende Cyankaliumlösung einige Blasen Sauerstoff ein, verschließe den Zylinder und schüttele mehrmals kräftig um: das Gold wird sich nach 5—10 Minuten vollständig aufgelöst haben.

3. Man verfähre wie beim vorigen Versuch, füge aber anstatt Sauerstoff einige cem Wasserstoffsperoxyd hinzu und schüttele um: das Gold wird sich ebenso schnell wie bei Versuch 2 auflösen.

4. In eine Porzellanschale oder auf ein Uhrglas bringe man etwa 100 cem der Cyankaliumlösung, füge ein Blättchen Blattgold hinzu und rühre mit einem Glasstabe um, so daß sich der größere Teil des Blattgoldes zusammenballt und untersinkt, während nur einige wenige Goldpartikelchen auf der Lösung schwimmen: das untergesunkene Gold bleibt ungelöst, während sich die auf der Ober-

dem man aber gefunden hatte, daß durch Luft-sauerstoff dieselbe Wirkung zu erreichen ist, sind diese Oxydationsmittel fast vollständig außer Gebrauch gekommen: man sorgt für den nötigen Sauerstoff, indem man Laugegut und Lösung in möglichst intensive Berührung mit Luftsauerstoff bringt, sei es durch Einpressen von Luft in den Laugebottich (bei Sanden), oder durch Überführung des Laugebreies von einem Bottich in den anderen mittels Zentrifugalpumpen (bei Schläm-men).

Cyanidverbrauch.

Nach der Elsnerschen und Bodländerschen Gleichung brauchen 394 Gewichtsteile Gold zu ihrer Auflösung 260 Gewichtsteile Cyankalium, d. h. es würden für die Entgoldung einer Tonne

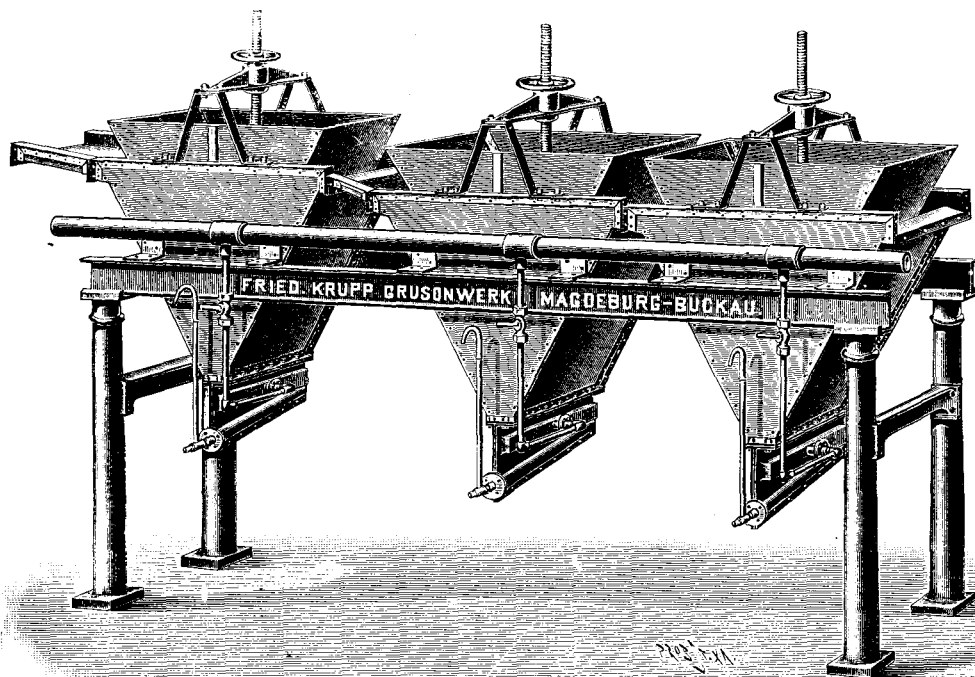


Abb. 5. Spitzlutter.

fläche schwimmenden Goldteilchen nach wenigen Minuten vollständig auflösen.

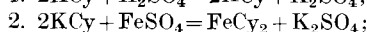
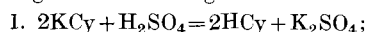
5. Man füge zu etwa 100 cem in einer Porzellanschale oder auf einem Uhrglase befindlicher Cyankaliumlösung ein Blättchen Gold in der Weise, daß man es mit Hilfe einer Pinzette vorsichtig auf der Oberfläche der Lösung ausbreitet, so daß es auf dieser schwimmt: nach 10—15 Minuten wird es sich vollständig aufgelöst haben.

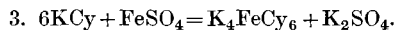
Künstliche Oxydationsmittel.

Man hat, wie leicht erklärlich, vielfach versucht, durch Anwendung chemischer Oxydationsmittel bei der Laugerei den Lösungsprozeß zu beschleunigen und zu vervollkommen. Kaliumpermanganat (Bettel, Julian), Ferricyankalium (Moldenhauer), Wasserstoffsperoxyd (Loevy) und andere sauerstoffabgebende Verbindungen wurden zu Anfang der neunziger Jahre der Reihe nach in den Bereich der Untersuchungen gezogen und auch in der Praxis verwendet; nach-

Sande mit dem üblichen Goldgehalt von 7 g nur 5 g Cyankalium erforderlich sein. In der Praxis stellt sich der Cyanidkonsum selbstredend ganz erheblich höher; er hängt von der Beschaffenheit des Laugegutes ab und beträgt das 50—200fache der theoretischen Menge. Zwar enthalten die Konglomeraterze keine Metallverbindungen, welche auf die Laugerei störend einwirken oder einen hohen Cyanidverbrauch verursachen, aber es finden sich in dem aus der Pochtrübe erhaltenen Laugegut, namentlich wenn es längere Zeit aufgestapelt war, Cyankalium zerstörende Verbindungen, welche aus der durch Luft und Feuchtigkeit bewirkten Zersetzung der Schwefelkiese resultieren. Die wichtigsten dieser „Cyanidzerstörer“ sind Schwefelsäure, Eisensulfat, Eisensulfür und Eisenhydroxydul.

Ihre zersetzende Wirkung auf Cyankalium ist aus folgenden Gleichungen ersichtlich:





Außerdem finden sich, namentlich in alten Sanden und Schlämmen, oft Eisensulfür und Eisenhydroxydul, welche der Cyankaliumlösung

gemischt oder vor der eigentlichen Laugerei mit einer schwachen Ätznatronlösung gewaschen:

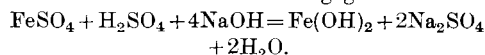
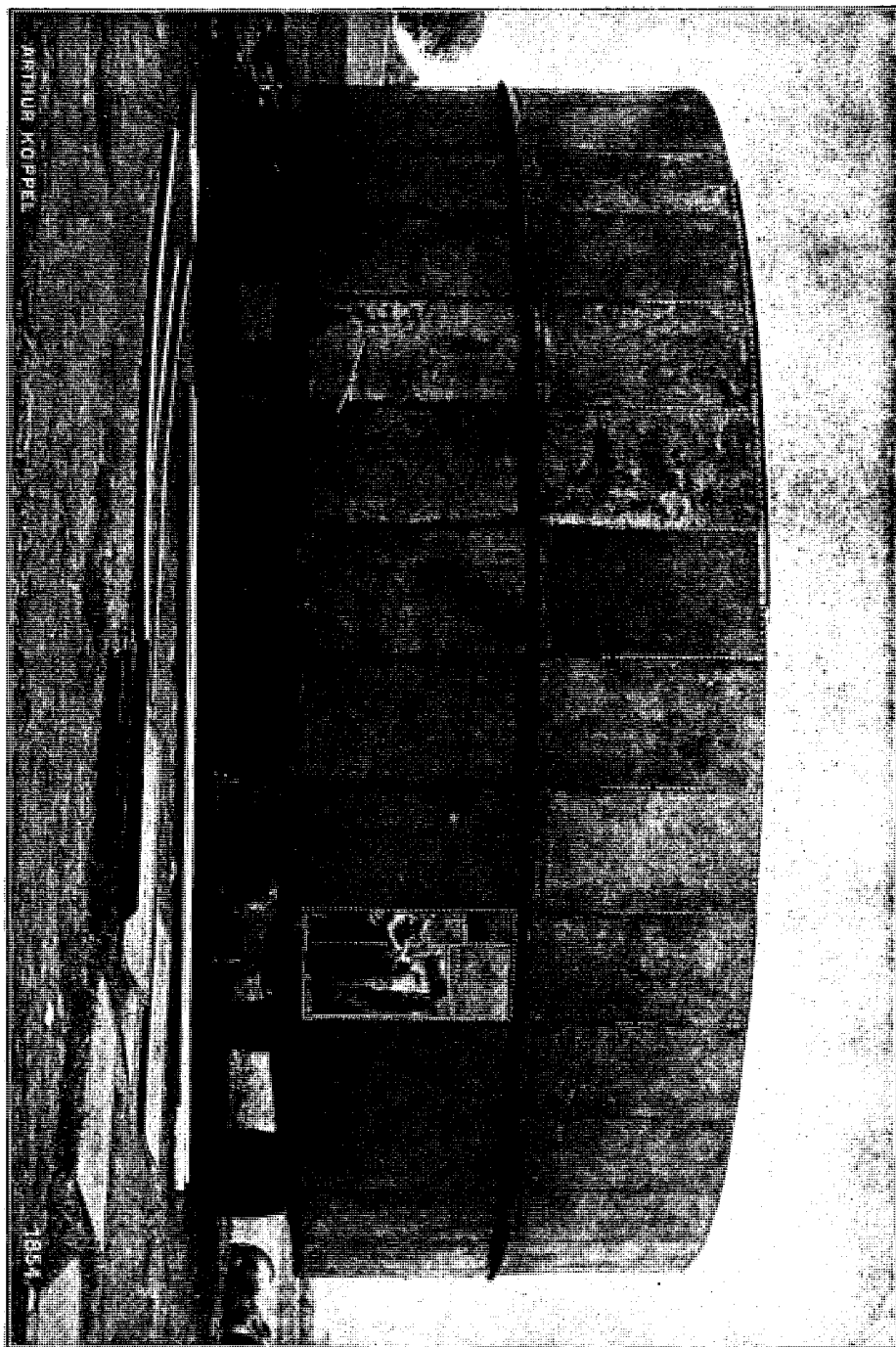


Abb. 6. Laugebottich (äußere Ansicht).



Sauerstoff entziehen und dadurch den Lösungsprozeß beeinträchtigen.

Zur Beseitigung der Cyanidzerstörer, welche für ein gutes Ausbringen unbedingt erforderlich ist, wird das Laugegut zur Neutralisierung der Säure und Fällung der Eisensalze entweder mit Kalk

Aber auch damit ist nur ein Teil der beabsichtigten Wirkung, nämlich die Neutralisierung der Säure, erreicht, denn auch das Eisenhydroxydul beeinflusst den Lösungsprozeß ungünstig, indem es einerseits der Cyankaliumlösung Sauerstoff entzieht, und anderer-

seits Eisencyanür und Ferrocyankalium bildet:

1. $\text{Fe}(\text{OH})_2 + 2\text{KCy} = \text{FeCy}_2 + 2\text{KOH};$
2. $\text{Fe}(\text{OH})_2 + 6\text{KCy} = \text{K}_4\text{FeCy}_6 + 2\text{KOH}.$

lösung stets einen beträchtlichen Überschuß an Alkali enthält, sei es in Form von Ätznatron oder Kalk, um etwaige während der Laugerei aus den Kiesen entstehende freie Säure zu neutralisieren.

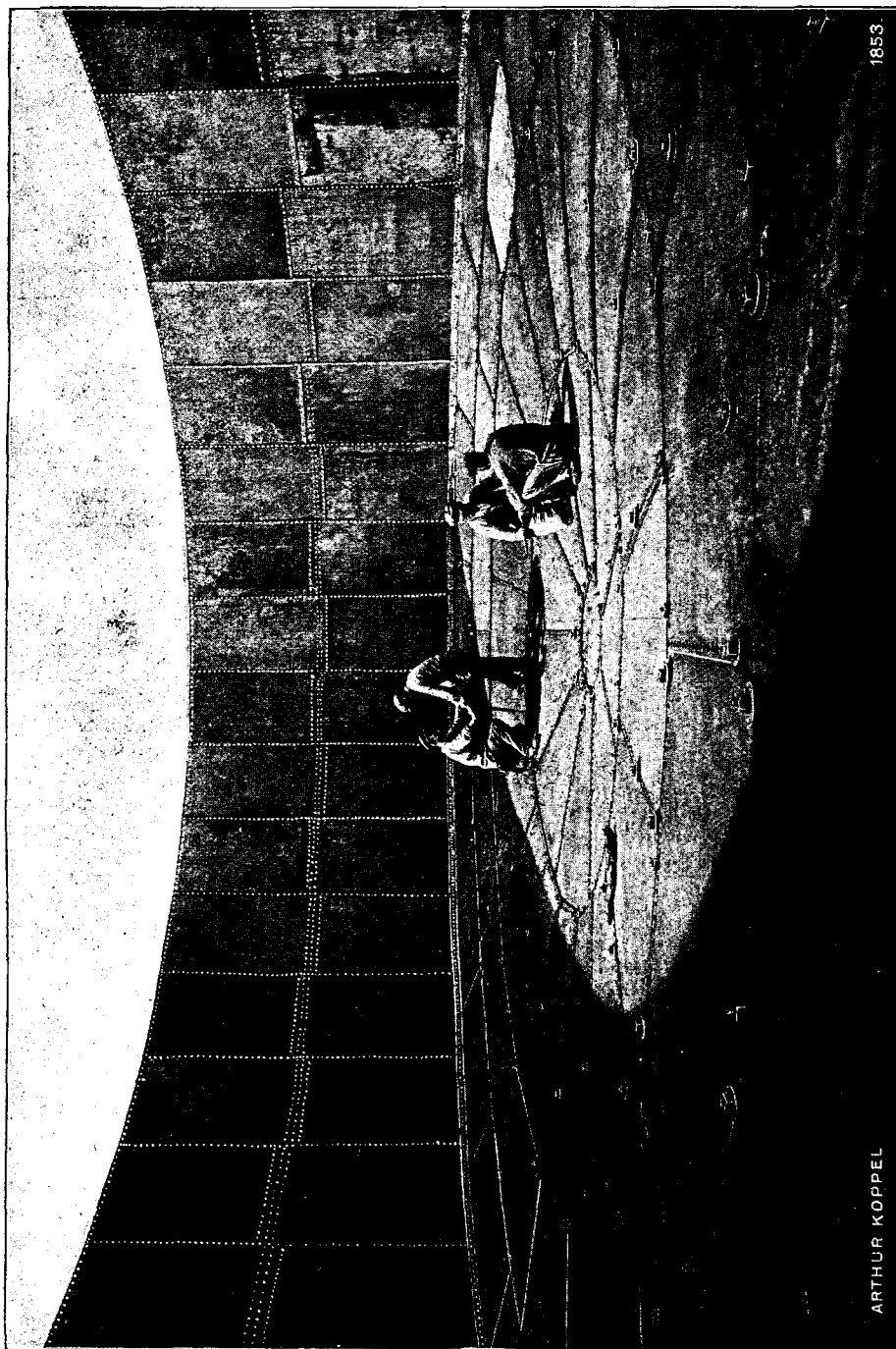


Abb. 7. Laugebottich (innere Ansicht).

Es ergibt sich hieraus die Notwendigkeit einer energischen Luftzufuhr während des Laugeprozesses zur Überführung des Oxydsalzes in Eisenhydroxyd, welches letztere eine Verbindung mit KCy nicht eingeht. Außerdem ist noch mit großer Sorgfalt darauf zu achten, daß die Cyankalium-

Die Praxis des Cyanidverfahrens.

Die der Cyanidlaugerei vorangehende Klassifizierung der Pochtrübe erfolgt zumeist durch ein Doppelsystem von Spitzlutteln, in deren erstem die pyritigen Sande abgeschieden werden, während im zweiten eine Sonderung der Schlämme von den

pyritfreien Sanden erfolgt (Abb. 5). Eine Pochtrübe, welche von einem Erz mit einem Goldgehalt von 15 g pro Tonne stammt, gibt durchschnittlich folgende Produkte:

65% pyritfreie Sande mit 7 g Gold pro Tonne.
10% pyritige Sande mit 18 g Gold pro Tonne.

25% Schlämme mit 3,5 g Gold pro Tonne.

Jedes dieser drei Produkte wird besonders gelaugt, und zwar die Sande durch Perkolation und die undurchlässigen Schlämme durch Dekantierung.

Laugerei der Sande.

Zur perkolierenden Laugerei gelangen die Sande aus den Spitzlутten in die zumeist aus Eisen konstruierten, auf einem Unterbau von Stein oder Eisen ruhenden Bottiche, welche je nach der Größe der Anlage 100—400 Tonnen des Laugegutes aufnehmen können (Abb. 6 u. 7). Die Bottiche haben einen aus Kokosmatten bestehenden Filterboden, unter welchem die zum Ablassen der goldhaltigen Lauge bestimmten Röhren angebracht sind; außerdem befindet sich unten oder an der Seite eine Vorrichtung zum Ausschaulen der entgoldeten Rückstände. Sind die Bottiche mit den Sanden gefüllt, so wird zunächst zur Neutralisierung etwa vorhandener Säuren oder saurer Salze eine Waschung mit alkalischem Wasser vorgenommen, sofern das Laugegut nicht schon vorher durch Kalkzusatz alkalisch gemacht worden ist. Dann wird 0,05 bis 0,2%ige Cyankaliumlösung in solcher Menge aufgegeben, daß ihr Gewicht etwa die Hälfte desjenigen der Sande beträgt. Nach 12—18 Stunden wird die langsam durch die Sande sickende Lösung abgelassen, es erfolgt eine zweite Laugung mit 0,02—0,1%iger Cyankaliumlösung, und schließlich wird 1—2mal mit Wasser nachgewaschen. Der Cyankaliumverbrauch bewegt sich zwischen 0,25 bis 1 kg für die Tonne Laugegut. Die ganze Laugoperation erfordert je nach der Durchlässigkeit des Materials 4—6 Tage.

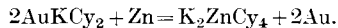
Laugerei der Schlämme.

Die aus den Spitzlутten kommenden Schlämme fließen direkt in die Laugebottiche und werden dort durch Kalkzusatz präzipitiert. Auf die nach dem Abhebern des Wassers etwa noch 50% Wasser enthaltenden Schlämme wird schwache (0,005 bis 0,025%ige) Cyankaliumlösung gepumpt und das Gemisch aus Schlämmen und Lauge durch Zentrifugalpumpen in ein zweites System von Bottichen übergeführt, wo sich die Schlämme absetzen. Die Lauge wird abgehebert, es wird frische Cyankaliumlösung auf die Schlämme gepumpt und die Dekantierungsoperation so oft wiederholt, als noch Gold in Lösung übergeht. Auf manchen Minen wird die von einer Charge Schlämme erhaltene goldhaltige Lauge noch auf eine zweite und manchmal auch dritte Charge frischer Schlämme gepumpt und auf diese Weise so hoch als möglich mit Gold angereichert. Abgesehen davon, daß durch dieses Dekantierungsverfahren die Undurchlässigkeit der Schlämme vollständig gegenstandslos wird, bietet es auch den Vorteil einer gründlichen Durchlüftung der Lösung und des Laugegutes, welche zur Folge hat, daß der zur Auflösung des Goldes notwendige Sauerstoff stets in reichlicher Menge vorhanden ist.

Die Entgoldung der Cyanidlaugen.

1. Der Zink-Prozeß.

Für die Entgoldung der Cyanidlaugen kommen drei verschiedene Verfahren zur Anwendung, deren ältestes und zugleich primitivstes die Zinkausfällung nach Mc. Arthur Forest ist. Dieselbe beruht darauf, daß in der Doppelverbindung AuKCy_2 das Zink an die Stelle des sich abscheidenden Goldes tritt:



Die Ausfällung wird in hölzernen Kästen vorgenommen, die in der Regel 8 m lang, 1,5 m breit und 1 m tief sind. Durch hölzerne Zwischenwände sind sie in kleinere Abteilungen eingeteilt, deren jede ein herausnehmbares Sieb enthält, welches zur Aufnahme der Zinkspäne bestimmt ist. Die Lauge gelangt aus einem höher gelegenen Behälter in den Kasten, durchfließt sämtliche Abteilungen desselben in langsamem Strom in der Richtung von unten nach oben und kommt auf diese Weise in ausgiebigster Berührung mit den Zinkspänen, auf denen sich das Gold als schwarze schwammige Masse abscheidet. In regelmäßigen Zwischenräumen (alle 2—4 Wochen) werden die Kästen entleert; das Gold wird vom unzersetzten Zink in der Weise getrennt, daß die auf dem Siebboden befindlichen Zinkspäne durch einen starken Wasserstrahl abgespritzt werden, wobei das unzersetzte Zink auf dem Siebe bleibt, während das schwammige Gold durch die Löcher des Siebes in den unter demselben befindlichen Kastenraum fällt. Der noch stark zinkhaltige Goldschlamm wird getrocknet, zur möglichst vollständigen Entfernung des Zinks geröstet oder mit Schwefelsäure behandelt und schließlich mit Zuschlägen (Borax, Soda, Glaspulver, Sand, Flußpat, Mangandioxyd) eingeschmolzen und in Barrenform gegossen. Es resultiert ein Rohgold vom Feingehalt 650—850; bei rationellem Arbeiten und zweckmäßiger Auswahl der Zuschläge kann man sogar einen Feingehalt von 900—910 erzielen, ein anerkannter Fortschritt der Johannesburger Chemiker, wenn man bedenkt, daß früher das mit Zink präzipitierte Gold einen durchschnittlichen Feingehalt von nur 650 bis 700 besaß.

Das Zinkverfahren besitzt einen großen Nachteil, der seiner allgemeinen Anwendung eine Grenze setzt: Die Ausfällung des Goldes geht nämlich nur dann in befriedigender Weise vor sich, wenn die zu entgoldenden Laugen einen starken Überschuß an Cyankalium (0,2—0,3%) enthalten; ist dies nicht der Fall, so versagt das Verfahren vollständig, und es ist aus diesem Grunde für goldarmes Material, z. B. für Schlämme, nicht rentabel, denn diese enthalten nur 3—3,5 g Gold pro Tonne und vertragen daher nicht den durch die Zinkausfällung bedingten hohen Cyankaliumkonsum. Die Entgoldung der Schlämme, für welche aus ökonomischen Rücksichten ein vom Cyankaliumgehalt der Laugen unabhängiges Fällungsverfahren ein notwendiges Erfordernis ist, blieb somit viele Jahre lang ein ungelöstes Problem.

2. Elektrolytische Fällung.

Durch das Siemens-Halskessche elektrolytische Präzipitationsverfahren, welches im Jahre 1893 in Transvaal ein-

geführt wurde, ist die Frage der Entgoldung cyankaliumarmer Laugen zuerst ihrer Lösung näher gebracht worden. Die Fällung des Goldes wird nach diesem Verfahren ebenfalls in hölzernen Ausfällungskästen vorgenommen, welche ungefähr dieselben Dimensionen besitzen, wie die bei der Zinkausfällung gebräuchlichen. Als Kathoden dienen sehr dünne Bleiplatten (Bleifolie), welche, in hölzerne Rahmen eingespannt, in das Bad eingesetzt werden; als Anoden kommen Eisenplatten zur Verwendung. Ein Kasten enthält in der Regel 146 Eisenanoden im Gewicht von 600 kg und 156 Bleikathoden im Gewicht von 250 kg und einer Gesamtoberfläche von 600 qm. Der Strom wird den Bädern durch eine Dynamomaschine zugeführt; die Spannung beträgt 2—3 Volt, die Stromdichte 0,4—0,5 Amp. pro qm Kathodenoberfläche. Bei der Elektrolyse der Lauge, welche die Kästen in langsamem Strom durchfließt, scheidet sich das Gold auf den Bleikathoden ab, während sich an den Eisenanoden Berliner Blau bildet, aus welchem durch Zersetzung mit Ätzkali Cyankalium zurückgewonnen werden kann. Die Leerung der Kästen erfolgt gewöhnlich einmal im Monat; die goldhaltigen Kathoden werden aus dem Bade genommen, getrocknet, geschmolzen und in Barren gegossen, deren Goldgehalt zwischen 2 und 6% schwankt. Die Trennung des Goldes vom Blei erfolgt durch Treibarbeit; das vom Treibherd kommende Gold wird im Graphittiegel und Zusatz von Borax usw. geschmolzen und in Barren gegossen, sein Feingehalt beträgt 900—920.

Trotz seiner unverkennbaren Vorzüge hat sich das Siemens-Halskesche Verfahren einen dauernden Platz in Transvaal nicht zu erobern vermocht; seiner allgemeinen Aufnahme stellten sich die immerhin ziemlich kostspielige elektrische Anlage, sowie die besonders mit der Verarbeitung des goldhaltigen Bleies verbundenen Betriebsschwierigkeiten hindernd entgegen. Es hätte aber trotz dieser Nachteile wahrscheinlich dennoch mit der Zeit eine allgemeine Anwendung gefunden, wenn ihm nicht vor etwa 6 Jahren ein erfolgreicher Gegner in einem neuen Verfahren entstanden wäre, welches die Entgoldung schwacher Cyankaliumlaugen ebenfalls in befriedigender Weise ermöglicht.

3. Der Zink-Bleiprozeß.

Es ist dies das Zink-Bleiverfahren, dessen Prinzip schon 1894 von Mc Arthur Forest und W. Bettel bekannt gegeben wurde, das aber erst 1898 von Betty und Carter mit Erfolg in die Praxis eingeführt wurde. Das Zink-Bleiverfahren ist eine Modifikation der alten Mc Arthur Forestschen Zinkausfällung, von der es sich nur dadurch unterscheidet, daß die Zinkspäne etwa 10 Minuten lang in eine 10%ige Bleiacetatlösung getaucht und auf diese Weise mit einer Schicht von Bleischwamm überzogen werden. Die so präparierten Späne werden in die Ausfällungskästen gebracht, und es entsteht unter Zusammenwirkung von goldhaltiger Cyanidlauge, Zink und Blei eine elektrolytische Kette, durch welche auch bei sehr cyankaliumarmen Laugen eine ebenso vollständige Ausfällung des Goldes wie beim Siemensschen Verfahren erzielt wird. Der zink- und bleihaltige Goldschlamm

wird in der früher beschriebenen Weise behandelt, und es resultiert auch hier bei rationellem Arbeiten ein Barrengold vom Feingehalt 800—900.

Wiederbenutzung der entgoldeten Laugen.

Die entgoldeten Laugen, gleichviel von welchem Fällungsverfahren sie herrühren, enthalten stets noch unzersetzt Cyankalium, welches im Betriebe weiter verwertet wird; sie werden in Reservoir geleitet, durch Zusatz frischen Cyankaliums auf den erforderlichen Cyanidgehalt gebracht und immer wieder zu neuen Laugeoperationen verwendet.

Betriebsresultate und Rentabilität.

Durch die soeben beschriebenen Extraktionsverfahren können in einem gut geleiteten Betriebe insgesamt etwa 90% des im Erze enthaltenen Goldes ausgebracht werden; von den restierenden 10% ist ein Teil in den Rückständen enthalten, ein anderer Teil geht im Laufe des Betriebes verloren. Für typisches Konglomeratgestein mit 15 g Gold pro Tonne kann man somit folgendes Ausbringen annehmen:

1 Tonne Erz enthält . . .	15 g Gold=M 40.—
Ausbringen durch Amalgamation: 53,3% . . .	= 8 „ „
Es bleiben in der Pochtrübe	7 „ „
Ausbringen durch Cyanidlaugerei 80%	= 5,6 „ „
Nicht ausbringbar . . .	1,4 „ „ = M 4.—
Gesamtausbringen pro t Erz: 8 g + 5,6 g . . .	= 13,6 „ „ = M 36.—

Die Gesteungskosten betragen durchschnittlich pro Tonne Erz :

Für die bergmännischen Arbeiten . .	M 16.—
Für die Amalgamation	„ 4.—
Für die Cyanidlaugerei	„ 3.—
Gesamtgestehungskosten pro Tonne Erz	M 23.—

Es wird somit für die Tonne Erz ein Bruttoüberschuß von $M\ 36$ minus $M\ 23 = M\ 13$ erzielt.

Für eine Witwatersrandmine mittlerer Größe, welche mit 100 Stempeln arbeitet, deren jeder 5 Tonnen Erz in 24 Stunden verpocht, würde die Rentabilitätsberechnung folgende Zahlen ergeben:

Verpochung in 24 Stunden: 500 t Erz.	M
Goldgehalt $500 \times 15 \text{ g} = 7500 \text{ g}$. . .	20 000
Gesamtausbringen $90\% = 6750 \text{ g}$. .	18 000
Gestehungskosten $500 \times 23 \text{ M}$	12 500
Bruttoüberschuß pro Tag	6 500
" " Jahr	2 440 000

Für die Feststellung des Reingewinns kommen selbstverständlich die Kapitalisierung des Bergwerks, seine Lebensdauer, Kapitalverzinsung, sowie eine Anzahl anderer Faktoren in Betracht.

Gegenwärtig sind am Witwatersrand etwa 60 Goldminen im Betrieb, welche, mit über 6000 Stempeln arbeitend, monatlich rund 12 000 kg Gold im Werte von 33 $\frac{1}{3}$ Mill. M produzieren. Man ist zu der Annahme berechtigt, daß mit der erfolgreichen Einführung chinesischer Arbeiter und bei sonstigen normalen Verhältnissen die Produktion im Laufe der nächsten 10 Jahre nahezu das Doppelte dieser Ziffer erreichen wird.

Referate.

In bezug auf die Referate S. 870 dieser Zeitschrift betreffs des Streites über die Untersuchung von Leinölen des Handels, macht uns Herr Dr. C. Niegemann darauf aufmerksam, daß er das Gutachten von Fendler und Thoms erst angegriffen habe, nachdem sein zuerst abgegebenes Gutachten in derselben Sache in öffentlicher Sitzung der Deutschen Pharmazeutischen Gesellschaft durch Fendler kritisiert worden sei.

Die Redaktion.

II. I. Metallurgie und Hüttenfach. Metallbearbeitung.

W. Konopassewitsch. Einiges über den amerikanischen Hochofenbetrieb¹⁾. (Berg- u. Hüttenm. Ztg. 63, 630—636. 25./11. 1904.)

Verf. bespricht erst die gewöhnliche Einrichtung eines Hochofenwerkes und die Anordnung der Apparate, und geht dann auf verschiedene bemerkenswerte Details über. Jeder Hochofen hat ein Pyrometer zur Bestimmung der Temperatur, des Windes und der Gichtgase. In Pittsburg ist besonders das Pyrometer Few verbreitet, das auf dem Prinzip beruht, daß der Druck der in einem Rohr mit sehr enger Ein- und Austrittshaaröffnung durchgehender Luft mit der Erhöhung der Temperatur steigt und mit dem Sinken fällt. Die Windleitung hat ein Ventil zum Luftauslaß, das vor der Windzuführung in die Apparate eingebaut ist. Die Apparate sind mit Ventil Kennedy zum Heißblasen, das durch Wasser gekühlt wird, versehen; zum Gaseinlaß und Verbrennungsproduktenauslaß sind besondere Schieberkästen eingerichtet. Das Profil einiger Hochofen und die Dimensionen sind angegeben. Eine besondere konvexe Form des Gestells bei manchen Öfen bewirkt, daß das Gestell stets mit Roheisen gefüllt ist, welches es vor Beschädigung durch den fallenden Koks oder Fluß nach Schluß des Ausflusses schützt. Ferner werden nähere Angaben über den Schacht, die Rast, die Formen gemacht. Die Schlacke fließt in Pfannen und wird auf vielen Werken durch Wasser granuliert. Zur Verhütung von Explosionen empfahl Kennedy einen vollständig hermetischen Gichtapparat, der genügend stark ist, um dem Gasdruck nach dem plötzlichen Absinken einer Materialschicht zu widerstehen. In einer Tabelle sind die Analysen von Erzen angeführt. Die amerikanischen Hochofen arbeiten im Durchschnitt mit einem Verbrauch an Erz, Koks und Flußmitteln für die Tonne Bessemermetall mit normaler Zusammensetzung (1—1,20% Si, 0,60% Mn, 0,030% S und 0,090% P): 160% Erz mit einem Gehalt von 60% Fe, 90% Koks und 50% Kalkstein. Der Koks enthält im Mittel 85% C, 10—11% Asche, 0,90% S, 0,012% P. Man zieht es vor, mit einem erhöhten Koksverbrauch zu arbeiten, um genügenden Wärmeverrat zur schnellen Verbesserung der Schmelze im Falle Rohganges zu haben. Bezüglich der Kontrolle über den Hochofen schenkt man dem Laboratorium große Aufmerksamkeit. Als charakteristisches Merkmal der amerikanischen Hüttenwerke

erscheint die geringe Zahl der Arbeiter bei der immensen Produktion. Im Jahre 1900 entfallen auf den Arbeiter von der Jahresproduktion im Durchschnitt 354 t.

Ditz.

M. Demozay. Versuch einer neuen Klassifizierungsart der Stähle. (Rev. de Métall. 1, 513 bis 524. Oktober 1904.)

Der neuen Klassifizierungsart der Stähle liegt die Beobachtung zugrunde, daß die verschiedenen Stähle je nach ihrer chemischen Zusammensetzung und der mechanischen Behandlung unter bestimmten Versuchsbedingungen an der Schleifscheibe Funken und Verbrennungserscheinungen verschiedener Art liefern, die für die einzelnen Stähle sehr charakteristisch sind. Die beobachteten Erscheinungen bei Kohlenstoffstählen, Chrom-, Nickel-, Chromnickel-, Silicium-, Mangan-, Wolframstählen sind an der Hand von Abbildungen näher erläutert.

Ditz.

Leon Guillet. Die Vanadinstähle. (Rev. de Métall. 1, 525—544. Oktober 1904.)

Die für die Untersuchung verwendeten Proben enthielten 0,112—0,200 C, 0,290—10,275 V, Spuren bis 6,125 Mn, 0,105—0,539 Si, 0,005—0,031 S, 0,015—0,160 P bzw. 0,618—1,084 C, 0,250—10,25 V, 0,224—0,700 Mn, 0,248—0,993 Si, 0,013—0,048 S, 0,016—0,122 P. Die erhaltenen mikrographischen Bilder sind angegeben. Die perlitischen Stähle haben mit dem Vanadengehalt steigende Festigkeit und Härbarkeit, welche größer sind als die der gewöhnlichen Stähle mit gleichem Kohlenstoffgehalt. Stähle, welche gleichzeitig Perlit und Doppelcarbid enthalten, zeigen verminderte Härbarkeit und Festigkeit mit steigendem Vanadengehalt. Sie sind weniger hart als die perlitischen Stähle. Die Stähle, welche den gesamten Kohlenstoff als Doppelcarbid enthalten (0,200% C und mehr als 3% V bzw. 0,800 C und mehr als 7% V), sind sehr heterogen und haben geringe Festigkeit und Härte; die Härtung übt keinen Einfluß auf ihre Mikrostruktur und auf die mechanischen Eigenschaften aus.

Ditz.

B. Kirsch. Vergleichende Proben zwischen elektrischer und Thermitschweißung. (Mitt. d. K. K. Technol. Gew.-Mus. 15, 70.)

Aus den Arbeiten des Verf. geht hervor, daß die Thermitschweißung der elektrischen entschieden überlegen ist. Die elektrisch geschweißte Schiene zeigte keine Biegegrenze und brach an der Schweißstelle bei 41 000 kg Belastung, das ist 35,2 kg/qmm, dagegen trug die mit Thermit geschweißte Schiene, ebenfalls ohne vorher eine Biegegrenze gezeigt zu haben, 62 000 kg, das ist 53,1 kg/qmm. Die mittlere Zugfestigkeit betrug bei Thermitschweißung 37,7 kg/qmm, bei elektrischer Schweißung 19 kg/qmm.

Wiesler.

Charles H. Fulton. Eisensauen beim Pyritschmelzen. (Eng. Min. Journ. 78, 333—334. 1./9. 1904.)

Verf. ist der Ansicht, daß Eisensauen nur bei oxydierenden Pyritschmelzen vorkommen, nicht aber bei normalem Kupferhüttenbetrieb. Metallisches Eisen bildet sich schon beim Niedergange der

¹⁾ Nach Gornosavodsky Listok 1904, Juniheft. Deutsch von W. Friz.