

Das abdestillierte Quecksilber enthält ebenfalls noch ca. 0,1% Gold; es wird mit Wasser gründlich durchgeschüttelt, unter Umständen auch noch anderen Reinigungsmethoden unterworfen (z. B. Durchgießen in dünnem Strahl durch Salpetersäure) und von neuem benutzt.

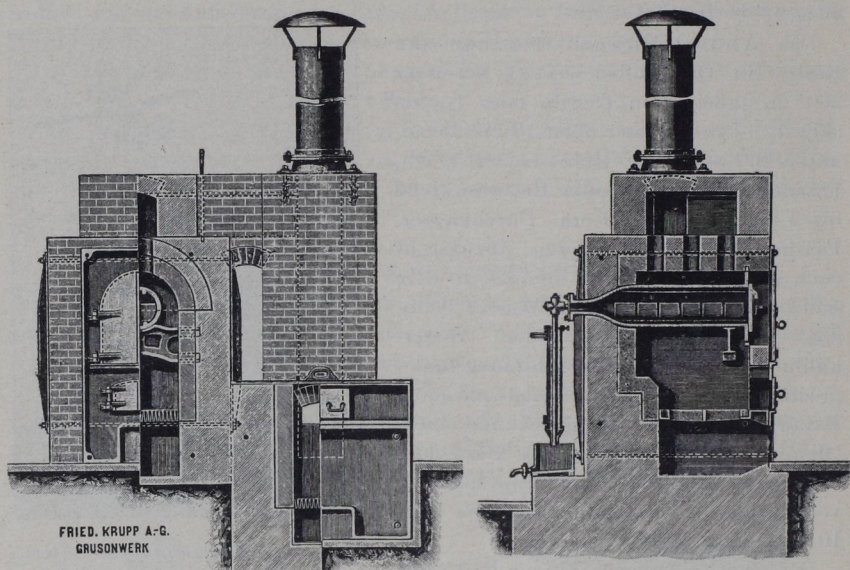


Fig. 13. Muffelofen zum Amalgamausbrennen (Destillieren). (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.) Das Amalgam wird in kleinen eisernen Trögen in die Muffel eingesetzt.

### B. Die Cyanlaugerei (MacArthur-Forrest-Prozeß; cyaniding).

Das Verfahren beruht auf der Behandlung ausgemahlener und dadurch aufgeschlossener Golderze mit einer verdünnten Lösung von Cyankalium bzw. -natrium. Aus der Lösung erfolgt Abscheidung des Goldes durch Zementation, heute fast ausschließlich mittels met. Zinkes.

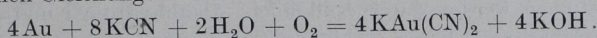
Wie wir gesehen haben, arbeitet die Amalgamation mit mehr oder weniger Verlust, da Gold zum Teil als Flutgold fortschwimmt, zum Teil der für die Amalgamation günstigste Zerkleinerungsgrad nicht ausreicht, um die feinst verteilten Goldteilchen zu erfassen. Die Cyanlaugung dient daher in erster Linie zur Nachbehandlung der Abgänge von der Amalgamation, kann jedoch auch unter Umständen auf Golderze allein angewandt werden, nämlich dann, wenn diese Gold nur in feinsten Verteilung enthalten. Ungeeignet sind Erze mit gröberen Goldkörnern; auch ein Gehalt an löslichen Verbindungen anderer Metalle wirkt störend, da er den Verbrauch an Lösungsmittel erhöht. „Rostiges“ Gold stört nicht. Auch Telluride und Selenide werden, wenn auch langsam, gelöst. Vgl. hierüber weiter unten.

Die Schwierigkeit der Trennung der feinen Erzschlämme von der Lauge verhinderte lange Zeit die allgemeine Einführung des im Jahre 1890 von McArthur zuerst praktisch angewandten Verfahrens. Diese (rein mechanischen) Schwierigkeiten kann man heute als überwunden betrachten.

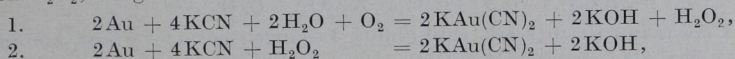
## I. DIE LAUGUNG (leaching).

## a) Theoretische Grundlagen.

Die Auflösung von met. Gold durch Cyankalium erfolgt nach der sog. Elsnerschen Gleichung:



Nach Bodlaender zerfällt die Reaktion in 2 Teile unter intermediärer Bildung von  $\text{H}_2\text{O}_2$ , das gleichfalls Au löst:



doch gibt es auch noch andere Erklärungen.

Wie man sieht, ist die Anwesenheit von Sauerstoff Grundbedingung, und zwar kommen theoretisch auf 1 Mol Sauerstoff 4 Mole Gold und 8 Mole Cyankali, d. h. auf 1 Gew.-Tl.  $\text{O}_2$  rd. 16 Gew.-Tle. KCN, die rd. 25 Gew.-Tle. Au lösen. Die im Wasser gelöste Luft enthält bei dessen Sättigung eine Sauerstoffmenge, die theoretisch genügt, um ein Erz mit bis 112 g/t Au zu laugen.

Nach Winkler (Chem. - Kal. 1925, S. 512) lösen 1000 ccm Wasser bei  $20^\circ$  6,36 ccm  $\text{O}_2$  in Gestalt von Luft entsprechend 9 mg; zum Durchfeuchten von 1 t Erz sind ca. 500 l erforderlich, die also 4,5 g  $\text{O}_2$  gelöst enthalten entsprechend 112 g Au.

Für die Löslichkeit des Goldes ist ferner die Konzentration der Cyanlösung von Wichtigkeit.

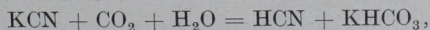
Auf 1 Gew.-Tl. Sauerstoff kommen theoretisch 16 Gew.-Tle. Cyankali, also auf 9 g  $\text{O}_2$  144 g KCN in 1000 l Wasser, entsprechend einer Konzentration von 0,0144% als obere wirksame Grenze. Eine Erhöhung der Konzentration hat daher nur dann Sinn, wenn der verbrauchte Sauerstoff durch Einblasen von Luft, wie dies häufig geschieht, ständig ersetzt wird. Man erreicht dann eine raschere Lösung, d. h. eine bessere Ausnutzung der Apparatur, allerdings auch eine weitergehende Lösung von Verunreinigungen, d. h. der KCN-Verbrauch wird höher.

Auf 1 Gew.-Tl. Gold kommen theoretisch 0,6 Gew.-Tle. Cyankali; diese Menge wird in der Praxis teils wegen der Auflösung anderer Metalle, teils wegen der anderweitigen großen Verluste an Lösungsmittel stark überschritten (vgl. später).

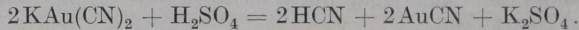
Mit der Forderung des Sauerstoffgehaltes hängt auch der Einfluß der Temperatur des Lösungsmittels zusammen. Die Löslichkeit steigt zwar bis zu  $35^\circ$  an, nimmt dann aber infolge Abgabe von Sauerstoff bei höherer Temperatur wieder ab.

Einfluß fremder Substanzen. Schädlich, d. h. Cyankali verbrauchend (cyanicides), sind alle Stoffe, die dieses zersetzen oder von ihm gelöst werden bzw. mit ihm solche Verbindungen eingehen, die nicht ihrerseits wieder ein Lösungsvermögen für Au besitzen; ferner solche, die bereits gebildetes Kalium-Goldcyanid wieder zersetzen.

Vor allem gehören hierher alle Säuren, die stärker sind als die relativ schwache Cyanwasserstoffsäure (HCN); so wirkt schon der Kohlensäuregehalt der Luft nach der Gleichung

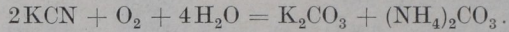


wobei das leicht flüchtige und äußerst giftige  $\text{HCN}^1$ ) zum Teil entweicht. Die Zersetzung von  $\text{KAu}(\text{CN})_2$ , z. B. durch Schwefelsäure, erfolgt unter Bildung von unlöslichem  $\text{AuCN}$ , dessen Goldgehalt sich so der Laugung entzieht:



Diese Reaktionen werden durch Kalkmilch, Alkalihydroxyd und andere die Säuren neutralisierende Basen verhindert („protective alcalinity“).

Auch durch freien Sauerstoff kann  $\text{KCN}$  zerstört werden:



Diese Umsetzung ist in stark verdünnten Lösungen geringer als in konzentrierten und wird ebenfalls durch Anwesenheit kleiner Mengen eines Alkalis oder Erdalkalis verhindert.

Maßgebend für die relative Löslichkeit anderer Metalle als Gold ist ihre Stellung in der Spannungsreihe für Cyanlösungen (s. S. 9). Hieraus ergibt sich auch die Fäll- und Ersetzbarkeit der gelösten Metalle durch andere. Silber geht dabei stets mit dem Gold und verhält sich genau wie dieses, abgesehen von der geringeren Löslichkeit.

Die meisten Mineralien lösen sich, soweit die Untersuchungen bis jetzt ergeben haben, schwerer als Gold (vgl. die Zusammenstellung Fig. 14). Oxydische Eisenverbindungen sind mit Ausnahme von Ferrioxyd und Magnetit in Cyankali löslich, so vor allem die Ferroverbindungen  $\text{FeSO}_4$ ,  $\text{FeCO}_3$ ,  $\text{Fe}(\text{OH})_2$ ; sie wirken als „cyanide“ unter Bildung von gelbem Blutlaugensalz  $\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ . Deshalb ist auch der so häufige Gehalt der Erze an Pyrit (und in verstärktem Maße Markasit) nicht ohne Einfluß, da diese an und für sich nur schwer oder nicht angreifbaren Mineralien in feuchtem Zustande an der Luft, besonders in warmen Gegenden, sich mehr oder weniger leicht zu den schädlichen Sulfaten und Schwefelsäure oxydieren.

Als Gegenmittel dient auch hier ein genügender Alkali- oder Erdalkalizusatz (Neutralisieren der Säure, Ausfällen von Fe als unschädliches  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot x\text{H}_2\text{O}$  bzw. als weniger schädliches  $\text{Fe}(\text{OH})_2$ ) oder Überführen der schädlichen Eisenverbindungen in  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  vor dem Laugen (Brennen bei 200 bis 300°, Verfahren von Gardiner).

Einfluß von Kupferverbindungen:

$\text{Cu}_2\text{S}$  bildet allmählich wahrscheinlich Cuprothiocyanat ( $\text{CuCNS}$ ) und Cuprocyanid ( $\text{CuCN}$ ), beide in Wasser unlöslich, in überschüssigem  $\text{KCN}$  unter Bildung von Cuprithiocyanat,  $\text{Cu}(\text{CNS})_2$ , und einem Cupro-Kalium-Doppeleyanid,  $\text{CuCN} \cdot 3\text{KCN}$ , löslich; hierdurch wird viel  $\text{KCN}$  verbraucht.

Eine der gefürchtetsten Verunreinigungen ist Kupfercarbonat (Malachit, Azurit), das sich sehr leicht zu verschiedenen Doppelsalzen löst; ähnlich, wenn auch nicht ganz so unangenehm, wirken andere oxydische Kupferverbindungen. Der Chemismus bei der Auflösung ist noch nicht vollkommen geklärt. Nach neueren Angaben verbraucht 1 kg Kupfer 3,3 kg Cyankali, also das 5,5fache des Goldes! Das gelöste Kupfer wird durch met. Zink zusammen mit dem Gold ausgefällt und verunreinigt dieses.

Man hilft sich durch vorhergehende Lösung der schädlichen Kupferverbindungen (Behandeln mit verdünnter Schwefelsäure, die jedoch nachträglich gut

<sup>1)</sup> Siedepunkt 26°.

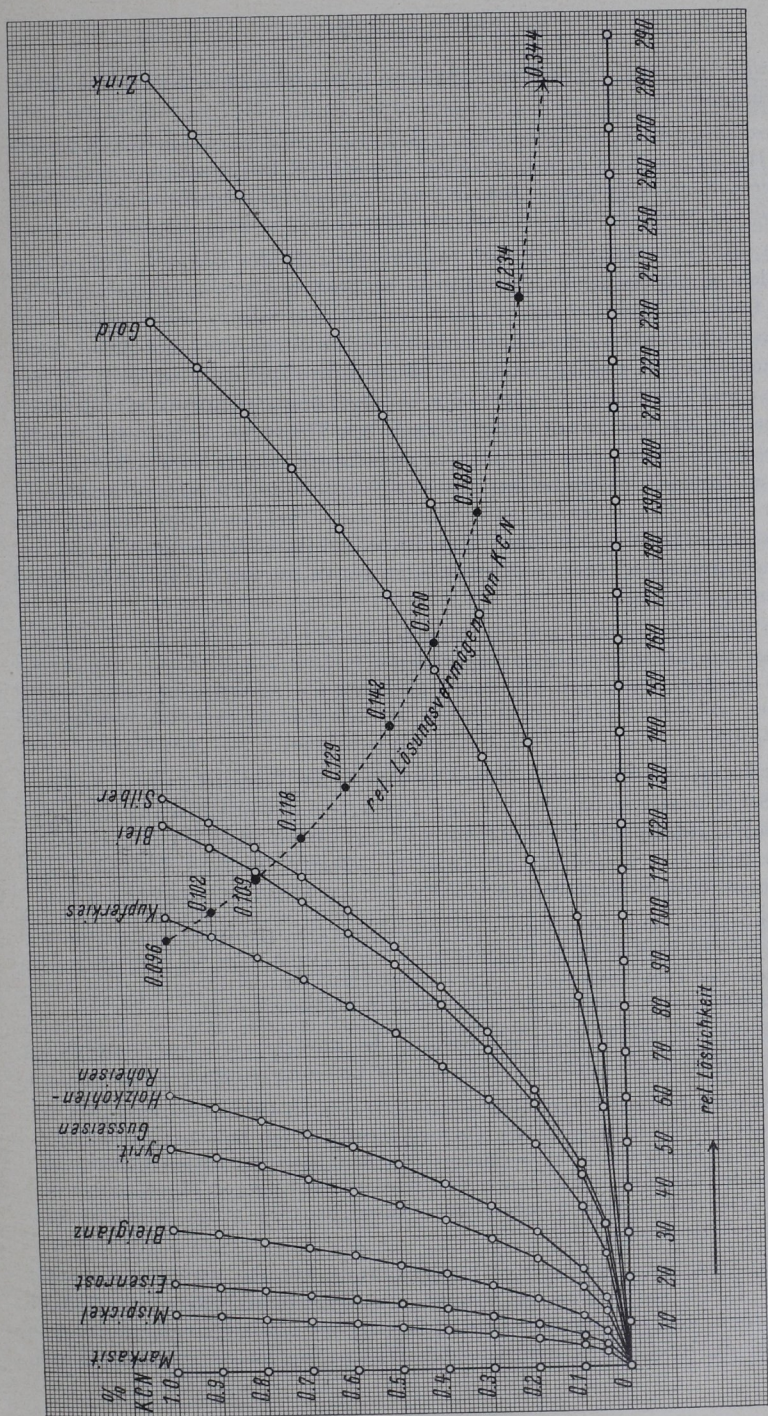


Fig. 14. Löslichkeit verschiedener Mineralien, Metalle usw. in KCN-Lösungen von verschiedener Konzentration, bezogen auf gleiche Zeit und gleiche Oberfläche. Relatives Lösungsvermögen von KCN. (Aus Julian & Smart, Cyaniding Gold- and Silver-Ores.) Die Löslichkeit des Goldes in einer 0,5%-KCN-Lösung verhält sich z. B. zu der des Bleies wie 170:90. Das Lösungsvermögen der Gewichtseinheit KCN in einer 0,5%-Lösung verhält sich zu dem einer 1%-Lösung wie 0,142:0,096.

ausgewaschen oder neutralisiert werden muß, oder mit Ammoniak bzw. Ammoniumcarbonat).

Führen diese Verfahren nicht zum Ziel, so sucht man wenigstens durch Zusatz von  $\text{NH}_4(\text{OH})$  zur KCN-Lösung die Bildung von Cu-K-Doppelsalzen zu vermeiden oder diese durch nachträgliche Behandlung mit Säuren zu zerlegen, so daß schließlich nur das relativ wenig KCN verbrauchende  $\text{CuCN}$  vorliegt.

Von anderen Metallverbindungen, wie z. B. des Zinkes, wirken fast nur solche in oxydischer Form schädlich; zu diesen gehören auch hier wieder in erster Linie die leichtlöslichen Carbonate, während Silicate nicht angegriffen werden. Sulfide sind meist bedeutend schwerer löslich als Gold und gehen daher erst nach diesem in Lösung; dagegen bilden manche von ihnen, wie z. B. die des Arsens und des Antimons mit dem bei der Laugung entstehenden Ätzkali Alkalisulfid, das der Lauge unter Bildung von Thiosulfat Sauerstoff entzieht und so ihre Wirkung verschlechtert; in derselben Richtung wirken andere daneben auftretende Verbindungen (Arsenite, Antimonite, Thioarsenit und -antimonit). Außerdem zersetzen diese Sulfide nach Verbrauch des Ätzkalis die Laugen unter Bildung von flüchtigem  $\text{HCN}$  und Alkaliverbindungen, was zu Cyanverlusten führt. Arsen wird man daher am besten vor der Laugung durch Abrösten entfernen.

Ein Überschuß an Kalkmilch oder  $\text{Mg}(\text{OH})_2$  soll bei Anwesenheit von Sb helfen; auch löst man dieses vorher mit heißem Alkalihydroxyd; aus der Lösung können As und Sb durch Einleiten von  $\text{CO}_2$  wieder als Sulfid niedergeschlagen werden. Zum Ausfällen gelöster Sulfide dient ferner ein geringer Zusatz von Bleiacetat  $(\text{C}_2\text{H}_3\text{O}_2)_2\text{Pb}$ .

Met. Selen und Selenide werden in sehr feiner Verteilung unter Bildung von  $\text{KSeCN}$  relativ leicht, Tellur und Telluride wesentlich schwieriger gelöst. Sog. „widerspenstige“ Erze, die also viel (Arsen oder) Tellur enthalten, werden daher am besten vor der Laugung geröstet. Es muß dann aber ein sorgfältiges Waschen mit Wasser zur Entfernung löslicher Metallsalze folgen.

Zur Beschleunigung der Lösung von Te-Au-Erzen gibt man  $\text{Na}_2\text{O}_2$  mit gutem Erfolg zu; es wird trocken durch eine besondere Vorrichtung unter die Oberfläche der Cyanlauge-Erz-Trübe geblasen. — Ein anderes Verfahren, der Diehlprozeß, verwendet einen Zusatz von Bromocyanid,  $\text{BrCN}$ , mit gutem Erfolg.

Braunstein,  $\text{MnO}_2$ , führt zur Bildung des unwirksamen Kaliumcyanats,  $\text{KCNO}$ , und ist daher schädlich, muß vor der Laugung reduziert werden.

Die Reduktion von  $\text{MnO}_2$  erfolgt nach Austin durch Behandeln mit  $\text{H}_2\text{SO}_4$  in Gegenwart von Eisenkies, nach Fairly und Denny durch Einleiten eines 2proz.  $\text{SO}_2$ -Gases in die Erztrübe in Gegenwart von met. Eisen (in beiden Fällen muß dann vor der Laugung gut ausgewaschen werden), nach Caron durch Glühen in reduzierender Atmosphäre (Generatorgas, Wassergas,  $\text{CO}$ ), in der auch die Abkühlung erfolgen muß.

Die Anwesenheit organischer Substanzen, wie fein verteilter Kohlenstoff (z. B. im sog. schwarzen Cyanid, das bedeutend billiger als weißes ist), Graphit aus der Gangart oder Holzreste aus alten Klärsümpfen usw. führen häufig infolge ihrer reduzierenden Wirkung zu einer vorzeitigen Gold-

abscheidung in den Laugegefäßen und damit zu Verlusten. (Auch von  $\text{Cu}_2\text{S}$  wird dies behauptet.) Neuerdings soll es allerdings gelungen sein, einen Teil des weißen Cyankali ohne schädliche Folgen durch schwarzes zu ersetzen.

Schließlich ist noch von Wichtigkeit die physikalische Beschaffenheit der Gold- und Erzkörnchen, ihre Größe und Oberflächenbeschaffenheit. Je gröber das Korn, um so länger die Lösedauer. Da die Laugezeit sich daher nach der der größten vorhandenen Partikeln richtet, will man vollständige Lösung erzielen, so muß ein Gemisch von feinem Schlamm und größeren Teilchen (z. B. sog. Sand) ebenso lange gelaugt werden, wie wenn solche allein vorhanden wären, während der Schlamm für sich nur einen Bruchteil der Laugedauer erfordern würde. Daher mit die Notwendigkeit, die verschiedenen Korngrößenordnungen vorher weitgehend zu trennen und der Laugung nur gleichmäßiges Material zuzuführen. Daher ferner die Notwendigkeit, die ungleichmäßig verteilten größten Goldkörner, die beim Mahlen breitgeschlagen werden und so der Zerkleinerung entgehen, zunächst durch Amalgamation zu entfernen.

Aus der gegenseitigen Beziehung zwischen Zerkleinerungsgrad bzw. Zerkleinerungskosten einerseits und Laugedauer bzw. Laugekosten andererseits ergibt sich letzten Endes die Entscheidung darüber, ob für ein vorliegendes Erz gesonderte Laugung der einzelnen Aufbereitungsprodukte oder Überführung des gesamten Erzes in die Teilchengröße des Schlammes („Allsliming“) vorzuziehen ist.

Bedingungen für gute Laugung sind also:

1. Entfernung der Spitzengehalte an Gold, falls solche vorhanden, durch vorhergehende Amalgamation;
2. feine Vermahlung, um alles Gold aufzuschließen und rasche Lösung bei geringer Laugenkonzentration zu erzielen;
3. gleichmäßige Korngröße, um gleichmäßige Laugung zu erreichen, bzw. getrennte Laugung der verschiedenen Korngrößen;
4. Sauerstoffgehalt des Lösungsmittels, evtl. durch Einführen von Luft oder Sauerstoff abgebenden Mitteln erhöht;
5. geringe Alkalität der Lauge, um die schädliche Wirkung von Kohlensäure (der Luft), anderen Säuren, Ferroverbindungen zu vermeiden: Zusatz von Kalkmilch (erfolgt zum Teil bereits im Pochwerk, bewirkt gleichzeitig besseres Absitzen des Schlammes);
6. Abwesenheit von Kupfer- und anderen Metalloxydsalzen;
7. Abwesenheit von As, Sb, Sn in größerer Menge;
8. Abwesenheit von größeren Mengen Te und Se;
9. Abwesenheit von  $\text{MnO}_2$ ;
10. Abwesenheit von Kohlenstoff und C-haltigem Material.

Wie aus dem Gesagten hervorgeht, gibt es sehr viele Verlustquellen für KCN; außer aus den erwähnten Gründen können Verluste noch auftreten durch Hydrolyse des KCN unter Bildung von flüchtigem HCN (Geruch!), ferner mechanisch infolge Aufnahme von Lauge durch die Gefäße aus Holz und durch die den Abgängen (Laugerückständen, tailings) anhaftenden Mengen. Anstatt des

theoretischen Verbrauches von 0,6 Gew.-Tln. auf 1 Gew.-Tl. Gold beträgt er daher praktisch 12 bis 25 Gew.-Tle., also ein Vielfaches.

Als Laugemittel kommen Cyankali (KCN) oder Cyannatrium (NaCN) in Betracht. Nach der Berechnung enthält NaCN 53% wirksames CN gegen 40% im KCN, so daß man mit ihm bei gleichem Preis eine höhere Leistung erzielt. Dies ist der Grund, weshalb heute fast allgemein nur noch Cyannatrium verwendet wird. Trotzdem beziehen sich in der Praxis noch alle Angaben auf KCN; das reine Salz wird als 100proz. bezeichnet. Bei Anwendung von NaCN sind also die sich auf Mengen beziehenden Zahlen mit 0,75 zu multiplizieren.

Die Betriebslaugen stellt man sich aus konzentrierten Vorratslaugen her, die je nach Bedarf mit Wasser bzw. entgoldeten Laugen verdünnt werden. Für jede erforderliche Laugenkonzentration müssen besondere Vorratsbehälter zur Verfügung stehen.

Beispiel (nach Schiffner, Tb. f. Bg. u. Hl.): Herstellung einer Betriebslauge mit 0,25% KCN aus Vorratslauge mit 5% und Endlauge mit 0,01% KCN.

Zur Herstellung von 100 l Betriebslauge, enthaltend 250 g KCN, benötige ich X Liter Endlauge, enthaltend 0,1 X g, und Y Liter Vorratslauge, enthaltend 50 Y g KCN. Es ergeben sich dann die beiden Gleichungen mit 2 Unbekannten:

$$\begin{aligned} 50 Y + 0,1 X &= 250, \\ Y + X &= 100 \end{aligned}$$

und hieraus

$$\begin{aligned} X &= 95,21, \\ Y &= 4,81, \end{aligned}$$

d. h. auf 100 l Endlauge sind rd. 5 l Vorratslauge zuzugeben, oder 1 l Vorratslauge ist mit 19,8, rd. 20 l, Endlauge zu verdünnen.

Wie bereits oben erwähnt, müssen für jede Erzsorte die günstigsten Arbeitsbedingungen, vor allem bezüglich der Laugenkonzentration und des Zerkleinerungsgrades, empirisch festgelegt werden.

#### b) Ausführung und Apparatur.

Die die Amalgamation verlassende Trübe enthält Material von ca. 1 mm Kantenlänge bis herab zu unfühlbarem Mehl und wird im allgemeinen als „Sand“ und „Schlamm“ unterschieden. Sand besteht stets aus scharfkantigen Teilchen, die bedeutend weniger zur Bildung einer Suspension neigen als die mehr rundlichen Schlammteilchen, auch wenn die Korngröße gering ist. Der Unterschied besteht also in erster Linie in der Schwebefähigkeit und nur indirekt in der Korngröße, wenn auch Sand schließlich durch sehr weitgehende Ausmahlung (auf max. 0,1 mm Maschenweite) in schlammartiges Material verwandelt werden kann. Das Mengenverhältnis beider ist abhängig von der Arbeitsweise des Zerkleinerungsapparates und vor allem von der Natur des Erzes, ob es viele tonige Bestandteile enthält, stark verwittert ist usw. Meist werden unverwitterte Eruptivgesteine, Quarz und Pyrite scharfkantigen Sand ergeben, tonige Verwitterungsprodukte Schlamm.

Die Sande sind physikalisch sehr zur Laugung geeignet, da sie die Möglichkeit der Anwendung der Sickerlaugung (s. S. 30) bieten, doch nimmt diese wegen der durchweg bedeutenderen Korngröße mehr Zeit in Anspruch als

die Laugung der Schlämme. Bei Anwesenheit größerer Pyritmengen im Erz scheidet man manchmal noch (früher allgemein) ein drittes, besonders schweres Produkt, gröbster Körnung ab, die „Konzentrate“ (concentrates), in der Hauptsache aus (goldhaltigem) Pyrit bestehend, in dem das Gold nur ungenügend aufgeschlossen und daher der Laugung nur sehr schwer zugänglich ist (s. unter 3a).

Die Schlämme sind zwar chemisch sehr leicht angreifbar, da sie das Gold in vollkommen aufgeschlossenem, d. h. freiliegendem, Zustande enthalten, doch ist ihre Laugung und die Trennung von Lösung und Rückstand, auch nach Überwindung der apparativen Schwierigkeiten, stets teurer als die der Sande. Es ist daher auch aus diesem Grunde, d. h. um eine unnötige Verteuerung zu vermeiden, eine Trennung von Schlamm und Sand herbeizuführen. Nur dort, wo ein mulmiges Erz vorliegt, das bei der Zerkleinerung eine große Menge Schlamm und so wenig Sand liefert, daß dessen getrennte Laugung sich nicht mehr lohnt, empfiehlt es sich, diesen nach der Abscheidung ebenfalls auf Mehlfeinheit zu mahlen und mit den Schlämmen zusammen zu laugen: „all sliming“.

Man sieht, welche große Bedeutung der Trennung von Sanden und Schlämmen beizumessen ist; denn auch dort, wo alles Erz in Schlammform übergeführt wird, läßt man das Mahlgut niemals so lange im Zerkleinerungsapparat, bis alles den gewünschten Feinheitsgrad erreicht hat, sondern die ständig die Mahlanlage verlassende Trübe passiert eine Einrichtung zur Abscheidung des Überkornes, das dann allein und automatisch in die Mühle zurückwandert. Diese Trennung nach der Schwebefähigkeit bzw. nach der Korngröße ist ein rein aufbereitungstechnisches Verfahren, das man „Klassieren“ nennt. Handelt es sich um ein Erz, welches direkt der Laugung ohne vorhergehende Amalgamation unterworfen wird, so findet die Feinmahlung mit anschließender Klassierung unmittelbar nach der Vorzerkleinerung statt; meist setzt man dann bereits bei dieser anstatt reinen Wassers cyanidhaltige Endlaugen zu, so daß die Laugung schon hier beginnt („all cyaniding“).

Die Ausführungsarbeiten zerfallen also in die Zerkleinerung, Klassierung, die eigentliche Laugung und die Trennung von edelmetallhaltiger Lauge und Lauge-rückständen.

### 1. Zerkleinerung.

Soweit es sich um die Behandlung der Trübe von der Amalgamation handelt, werden nur diejenigen Bestandteile weiter zerkleinert, deren Laugung Schwierigkeiten oder besondere Kosten verursacht. Ob und wie weit also noch zerkleinert werden muß, ist daher häufig lediglich Sache der Kalkulation. Dabei fällt ins Gewicht, daß die Löslichkeit des Goldes in Sulfiderzen, also in erster Linie im Pyrit, geringer ist als die des nicht vererzten; zur Erzielung gleicher Löslichkeit müssen also Kiese prinzipiell feiner zerkleinert werden als Gangart. Auch der Verteilungsgrad des Goldes im Erz muß berücksichtigt werden, d. h. es soll durch Zerkleinerung möglichst soweit aufgeschlossen werden, daß die einzelnen Partikeln freiliegen und so der Laugung zugänglich sind; ein wertvolles Hilfsmittel zur Feststellung des notwendigen Ausmahlungsgrades ist neben dem stets erforderlichen praktischen Versuch die optische Untersuchung



(Bestimmung der geringsten Teilchengröße). Beim all sliming-Verfahren (siehe oben) wird natürlich alles nicht als Schlamm abgeschiedene Material auf Schlammfeine gemahlen, und zwar unter Zusatz cyanhaltiger Endlauge.

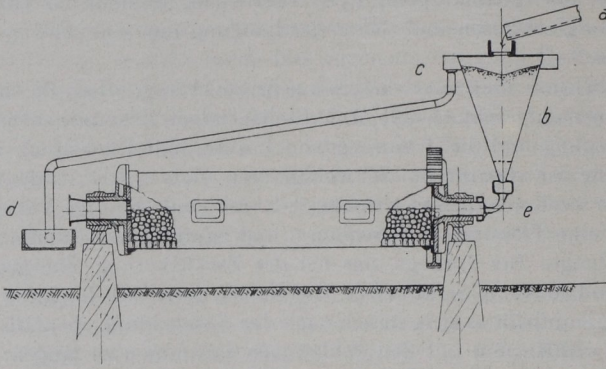


Fig. 15. Schematische Darstellung einer Rohrmühle. *a* Zuleitung des Mahlgutes; *b* Spitzkasten mit Überlauf *c* für Schlamm; *e* Eintrags-, *d* Austragsende.

Nicht der vorhergehenden Amalgamation unterworfenen Erze werden nach dem Brechen einer Vorzerkleinerung, meist in Pochwerken, unterzogen. Daran schließt sich dann analog der Weiterverarbeitung der Trübe von der Amalgamation die Feinerkleinerung nach Abscheidung des Schlammes an.

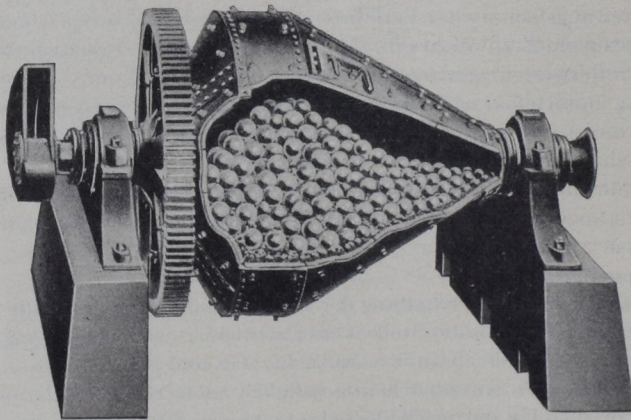


Fig. 16. Hardinge-Kugelmühle. (Kat. v. Hardinge Co., Denver, Colo.)

Man verwendet dazu fast ausschließlich Rohrmühlen (tube mills; Fig. 15). Die Füllung besteht aus Feuersteinknollen oder, wo das Erz selbst eine sehr harte Gangart, z. B. Quarzit, bildet, aus faustgroßen Erzbrocken; neuerdings benutzt man mit gutem Erfolg auch Stahlkugeln oder die einen ellip-tischen Querschnitt besitzenden sog. „Schildkröten“. Ausmauerung: zuge-

hauene Quarzit- oder Feuersteinbrocken, die mittels Portlandzement zwischen Rippen des Gußeisenmantels befestigt sind.

Neben den Rohrmühlen erfreuen sich Kugelmühlen, z. B. die sog. Hardingemühle (Fig. 16) steigender Beliebtheit.

Die Arbeit ist kontinuierlich, die Trübe passiert vorher meist einen direkt angebauten Spitzkasten, der nur das Überkorn der Mühle zuführt.

## 2. Klassierung.

Die Klassierapparate haben verschiedene Aufgaben zu erfüllen: wo Schlamm und Sande nebeneinander gelaugt werden sollen, bewirken sie neben einer Trennung dieser beiden Kategorien häufig noch eine weitere Unterteilung der Sande in solche verschiedener Korngröße bzw. eine Abscheidung der Konzentrate (häufig einfach Kiese genannt), die ja, wie wir gehört haben, einer besonderen Verarbeitung zu unterwerfen sind. Wo diese Unterschiede nicht gemacht werden und nur Schlamm gelaugt wird, haben sie diesen allein abzusondern, so daß das gesamte Überkorn der Weitervermahlung zugeführt werden kann. Sie befinden sich daher stets vor, zwischen und hinter den verschiedenen Feinzerkleinerungsmaschinen.

Die wichtigsten Apparate sind solche, die nach Art der Spitzkästen und Spitzlutteln arbeiten, daneben sind Dorr-classifier, Stoßherde (Wilfley-table) und Frue Vanner in Gebrauch.

Es würde zu weit führen und den Umfang dieses Buches unnötig vergrößern, wollte man hier eine Beschreibung von Bau und Wirkungsweise dieser Apparate geben, die in jedem besseren Werke über Aufbereitung ausführlich behandelt sind.

Neuerdings ist an manchen Orten das Flotationsverfahren eingeführt; ein schädlicher Einfluß des sich dabei ergebenden Ölgehaltes der Erze auf die Weiterverarbeitung wird auch hier durch Kalkmilch verhütet.

## 3. Laugung.

Die Arbeitsmethode richtet sich nach der Korngröße, jedes Aufbereitungsprodukt wird besonders behandelt.

a) Grobe Sande (coarse sands), meist aus Pyrit bestehend und dann Konzentrate oder „Kiese“ genannt. Korngröße über 0,8 mm. Sie wurden früher allgemein, heute seltener, geröstet und mit Chlorgas behandelt, hierbei Au als  $AuCl_3$  in lösliche Form übergeführt (vgl. S. 53). Auch ein verbleibendes Verschmelzen des Röstgutes (zusammen mit Blei abgebenden Materialien, hauptsächlich Glätte) fand statt. Beide Methoden erfordern besondere, zum Teil kostspielige Einrichtungen oder Verkauf an ein Hüttenwerk, unter Umständen weiten Transport.

Allerdings besteht die Möglichkeit einer direkten Laugung, von der man ebenfalls Gebrauch machte; doch werden heute diese Kiese meistens vorher zerkleinert und wiederum klassiert bzw. dieser Vorgang so oft wiederholt, bis alles in feinen Sand oder Schlamm übergeführt ist; in manchen Fällen wird sogar eine nochmalige Amalgamation eingeschoben.

Der direkten Laugung der Kiese muß eine Behandlung mit verdünnter Säure zur Lösung der Zersetzungsprodukte mit nachfolgendem gutem Auswaschen bzw.

Neutralisieren des Säureüberschusses vorausgehen. Die angewandte Sickerlaugung (s. unten) erfolgt mit sehr starken Laugen (bis 0,5% KCN) und dauert sehr lange (3 bis 4 Wochen). Um eine möglichst intensive Berührung mit Luft zu erreichen, wird das Gut in dieser Zeit öfters umtransportiert, evtl. bläst man auch Luft ein oder gibt oxydierende Zusätze.

b) Feine Sande (fine sands). Korngröße ca. 0,1 bis 0,8 mm. Sie werden nach dem Prinzip der Sickerlaugung (s. d.) behandelt unter Verwendung schwächerer Laugen (0,25% KCN); die Laugedauer ist wesentlich kürzer als bei groben Sanden (3 bis 4 Tage).

c) Schlämme (slimes). Teilchengröße 0 bis 0,1 mm (zu 90%) entsprechend 200 Maschen auf den Quadratzoll. Die Behandlung mit den sehr schwachen Laugen (0,025 bis 0,1% KCN) erfolgt nach dem Prinzip der Rührlaugung (s. d.), da Sickerlaugung wegen der Undurchlässigkeit abgesetzten Schlammes für Flüssigkeiten nicht anwendbar ist. Laugedauer 3 bis 18 Stunden bis einige Tage (Ag-reiche Erze).

a) Sickerlaugung (percolation) besteht darin, daß man das Laugegut in großen Gefäßen (oder Haufen) aufstapelt und das Lösungsmittel entweder von oben nach unten oder in umgekehrter Richtung hindurchsickern läßt; meist bleibt die Lauge auch noch längere Zeit in dem Behälter über dem Erz stehen. Bei der gebräuchlichen Aufgabe von oben bedient man sich besonderer Verteiler. Eine Bewegung des Laugegutes findet also nur während des Transportes statt; diese Methode ist daher sehr billig, kann aber nur auf schlammfreies Material angewandt werden, da nur bei solchem eine vollkommen gleichmäßige

Durchdringung mit dem Lösungsmittel ohne Bildung trockenbleibender Nester und Schichten möglich ist.

Man arbeitet mit Laugen von sinkender Konzentration, indem man z. B. mit einer solchen von 0,25% (bei hohem Silbergehalt bis 0,5%) beginnt, diese nach einiger Zeit durch stärker verdünnte ersetzt und so fort bis herab zu 0,05%. Dabei wird vor Zugabe neuer Lauge die alte vollkommen abgelassen, um so der erforderlichen Luft den Zutritt zu ermöglichen. Das Auswaschen erfolgt schließlich mit möglichst wenig Frischwasser, da die Endlaugen meist in den Prozeß zurückgehen und die gesamte zirkulierende Laugenmenge konstant bleiben soll. Die Menge an Washwasser darf daher insgesamt nur dem Abgang in Gestalt von Verdampfungsverlust und den Laugerückständen anhaftender Feuchtigkeit entsprechen.

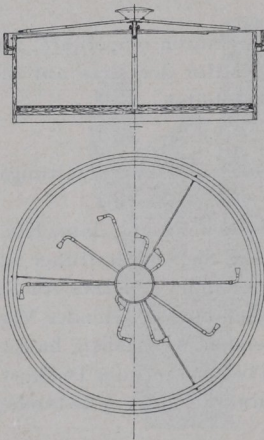


Fig. 17. Laugebehälter für Sickerlaugung. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

Die Laugebehälter (tanks, vats) sind meist rund, aus innen geteertem Holz oder Eisen, seltener Beton, hergestellt mit einer oder mehreren ausschwenkbaren Entleerungsöffnungen im Boden und einem Gitterrost, der mit Kokosmatten oder Segeltuch bedeckt ist (Fig. 17). Fassung: 50 bis 600 (bis 1000) t; für 1 t Sand

sind ca. 0,77 cbm Raum erforderlich. Gesamtlaufedauer für feine Sande einschließlich Füllen und Entleeren: 7 Tage. Meist nimmt ein Tank die gesamte Tagesproduktion auf; es wird dann stets einer davon gefüllt, ein zweiter entleert, zwei stehen mit starker, drei mit schwacher Lauge, so daß also insgesamt 7 Behälter im Betrieb sind.

Häufig („double treatment“ in Südafrika) sind je 2 Laugebehälter übereinander angeordnet, so daß der untere den vorgelaugten Inhalt des oberen aufnehmen kann.

### Behandlung der Schlämme.

Infolge ihrer zum Teil kolloidalen Beschaffenheit enthalten die Schlämme sehr große Mengen Wasser, das die zugesetzten Laugen zu stark verdünnen würde; außerdem sind sie nur äußerst schwer zum Absitzen zu bringen. Auch

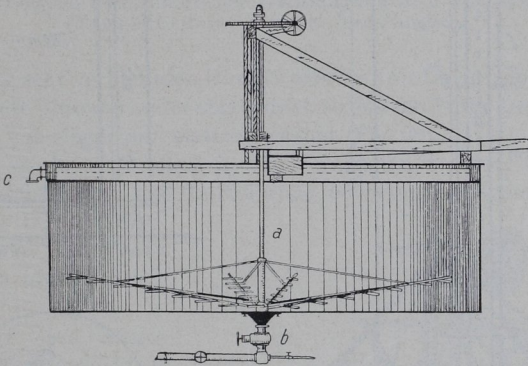


Fig. 18. Dorr-Eindicker. (Nach Hofman, General Metallurgy.) Der (einfach oder doppelt wirkende) Apparat arbeitet kontinuierlich; der sich aus der zentral zulaufenden Trübe absetzende Schlamm wird durch die an den langsam rotierenden, heb- und senkbaren Armen *a* befestigten Winkeleisen zusammengepreßt und gleichzeitig gegen die in der Mitte gelegene Abzugsöffnung *b* bewegt; der klare Wasserüberschuß fließt in eine umlaufende Rinne über und gelangt so in den Ablauf *c*.  
1 Umdrehung in 12 Minuten.

für die nachfolgende Trennung von Lauge und Rückstand durch Filtration ist ein 50% überschreitender Wassergehalt schädlich. Ein Zusammenballen der Kolloide erreicht man durch Zusatz einer sehr geringen Menge Kalkmilch (entsprechend 1 Tl. CaO auf 6 bis 7000 Tle. Wasser); solche wird meist schon im Pochwerk zugesetzt, doch empfiehlt sich ein weiterer Zusatz vor Weiterbehandlung der Schlämme; man erreicht dadurch gleichzeitig die oben S. 25 unter 5. geforderte Alkalität der Trübe.

Eine Entwässerung bis auf ca. 60% der sonst nach dem Absitzen immer noch bis zum 15fachen ihres Gewichtes an Wasser enthaltenden Schlämme findet zwar in den meist benutzten Absitzbehältern (settler) unter dem Einfluß des eigenen Gewichtes statt, doch genügt diese nicht, und man muß daher zu anderen Mitteln greifen.

Die am häufigsten benutzten „Eindicker“ (thickener) sind die von der Firma Dorr (neuerdings auch von Krupp, Grusonwerk u. a.) auf den Markt gebrachten (Fig. 18), deren Wirkungsweise aus der Abbildung hervorgeht. Die

Entwässerung erfolgt hier im Durchschnitt bis auf unter 50 (bis 33)%. Sie werden sowohl vor die Laugeapparate als auch hinter diese zur Trennung von Schlamm und Lauge durch Aussüßen (s. 4a) in den Arbeitsgang eingeschaltet.

b) Die Rührlaugung (agitation). Sie besteht in einer mechanischen Bewegung von Lösungsmittel und Laugegut; früher wurden dazu Gefäße mit an

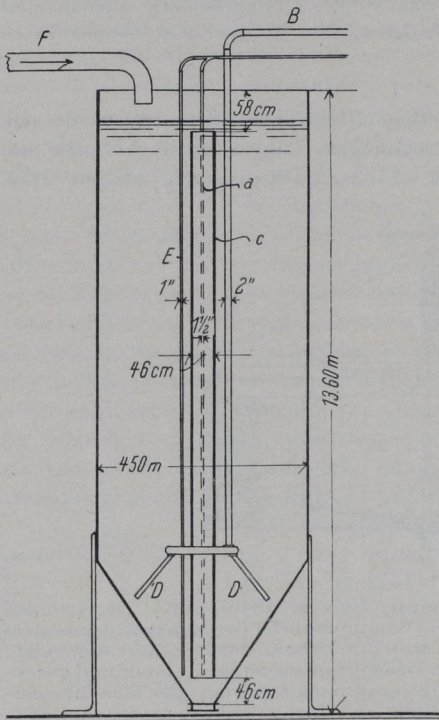


Fig. 19a. Pachuca-Tank zur Rührlaugung. Hoher Eisenzylinder mit konischem Boden. *C* Steigrohr mit Druckluftleitung *A*; *E* Spülleitung; *B* Druckwasserleitung (zur nachträglichen Abscheidung von Sand), führt zu 8 Düsen *D*; *F* Zuleitung der Erztrübe.

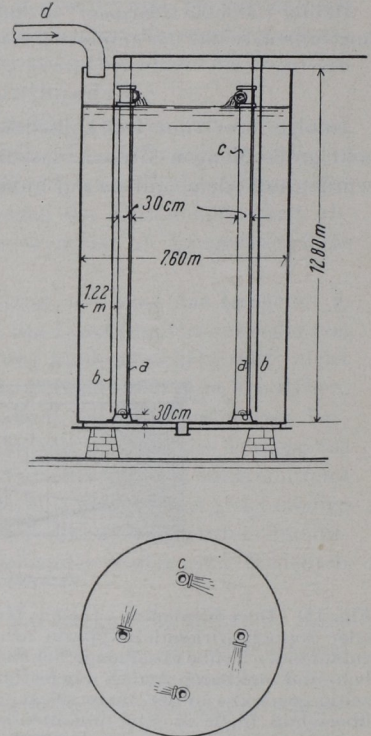


Fig. 19b. Parral-Tank zur Rührlaugung. Eisenzylinder mit flachem Boden. *c* 4 Steigrohre mit Druckluftleitung *a*, am Boden mit Kugelventil zur Erzeugung einzelner großer Luftblasen; *b* Spülleitung; *d* Zuleitung der Erztrübe. Infolge des Austrages der Steigrohre in tangentialer Richtung gelangt schließlich der gesamte Inhalt in Drehbewegung.

einer Welle rotierenden Rührarmen benutzt, heute sind diese allgemein durch Einrichtungen mit Preßluftührung verdrängt. Als solche sind am verbreitetsten der Pachuca- und der Parraltank (Fig. 19a und 19b).

Bei beiden erfolgt die Laugung nach dem Prinzip der Mammutpumpe: durch Einleiten von Druckluft in ein in die Trübe eingeführtes, unten und oben offenes Rohr wird das spez. Gewicht der im Rohr befindlichen Flüssigkeitssäule herab-

gesetzt und diese zum Aufsteigen und Überlaufen am oberen Ende gebracht. Es erfolgt so eine ständige Zirkulation des Schlamm-Lauge-Gemisches unter gleichzeitiger Zuführung der für die Lösung erforderlichen Luft.

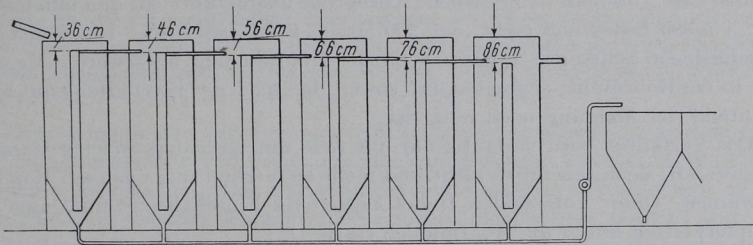


Fig. 20. Beispiel kontinuierlicher Rührlaugung in 6 Pachuca-Tanks.  
(Nach Hofman, General Metallurgy.)

Bei der heute sehr verbreiteten kontinuierlichen Laugung sind mehrere solcher Apparate hintereinander angeordnet, so daß die Trübe automatisch und ohne Pumpen von einem zum anderen gelangt (Fig. 20).

Neuerdings werden, vor allem in den Vereinigten Staaten, Apparate mit gleichzeitig mechanischer und Luftrührung bevorzugt, von denen die Konstruktion von Dorr (Dorr-Agitator) denen von Trent und Hendryx überlegen sein soll (Fig. 21).

Die Menge des angewandten Lösungsmittels richtet sich nach der Art der folgenden Trennung von Lauge und Rückständen; sie muß größer sein, wenn diese durch Absitzenlassen (Dekantation) erfolgt, als wenn nur filtriert wird (s. unten). Konzentration: 0,025 bis 0,1%. Die Rührdauer beträgt 3 bis 18 Stunden, bei silberreichen Erzen einige Tage.

Bei dem bereits öfters erwähnten „all sliming“-Prozeß findet eine Trennung in Sande und Schlämme nicht statt. Die das Pochwerk verlassende Trübe wird z. B. zunächst in einer Spitzlutte klassiert, die größeren Bestandteile (über 150 bis 200

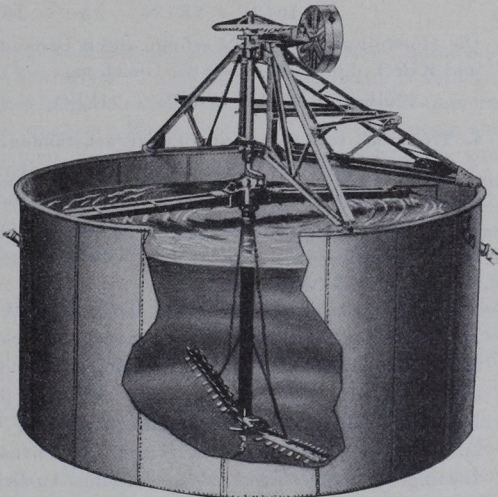


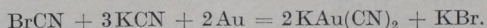
Fig. 21. Dorr-Agitator. (Aus Bull. Nr. 15 der Dorr Co., London etc.) Der Apparat ist wie ein Eindicker gebaut und wirkt auch wie ein solcher mit dem Unterschied, daß der nach der Mitte gedrückte Schlamm hier nicht abgelassen, sondern durch eingepreßte Luft ständig wieder aufgewirbelt wird. Umdrehungszahl/Min.: 3; Kraftverbrauch eines  $9,14 \times 3,66$ -m-Apparates für 122 sh.ts Inhalt (Schlamm, Trockengewicht): 4 PS.

Maschen je Zoll) nach der Entfernung des Wasserüberschusses durch Absetzenlassen in einer Rohrmühle, meist unter KCN-Zusatz, zerkleinert, der Austrag nochmals klassiert, die nicht schlammigen Bestandteile wieder zerkleinert usf., bis alles in eine solche Korngröße übergeführt ist, daß mindestens 25%, meist bedeutend mehr, ein 200-Maschensieb passieren. Die zuerst abgeschiedenen Schlämme müssen noch der Rührlaugung unterworfen werden, die in der Rohrmühle erzeugten nur, soweit dies nach der Behandlung mit KCN während der Mahlung noch nötig ist.

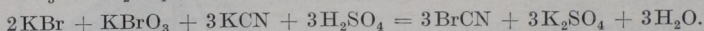
Das Verfahren wird vorläufig nur auf Erze mit besonders weicher Gangart angewandt, doch scheint es mehr und mehr an Verbreitung auch am Rand zu gewinnen. Unter Umständen findet noch eine Einschaltung amalgamierter Kupferplatten hinter die Rohrmühlen statt.

Eine Abart dieses Verfahrens ist das „continuous treatment“, bei dem bereits in den Pochtrog KCN-Lösung zugesetzt wird, so daß sich hier bereits ein Teil des sonst ins Amalgam gehenden Goldes (zirka die Hälfte) löst. Man kann so ohne besondere Rührlaugung unter Umständen bis zu 94% des Goldgehaltes der Erze ausbringen.

Bei dem auf Tellurerze von Kalgoorlie in Anwendung kommenden Bromocyanid- oder Diehlprozeß wird nach der Behandlung mit KCN mit einer Bromocyanid-(BrCN-) Lösung nachbehandelt. Dieses besitzt die Fähigkeit, auch Tellurgold leicht zu lösen nach der Gleichung:



Die Herstellung des BrCN erfolgt durch Behandeln einer Lösung von KCN, KBr und  $\text{KBrO}_3$  mit  $\text{H}_2\text{SO}_4$  nach der Gleichung:



#### 4. Trennung von Lauge und Langerückständen.

Diese ist bei der Sickerlaugung außerordentlich einfach, da die hierbei ablaufenden Laugen meist vollkommen klar sind und höchstens noch einer Abscheidung geringer Mengen an Verunreinigungen durch Filtration bedürfen. Vollkommen anders liegen die Verhältnisse bei den von der Rührlaugung stammenden Trüben.

a) Aussüßen (decantation). Prinzip: Wenn man ein  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ -haltiges Lauge-Schlamm-Gemisch, enthaltend 1 Tl. Schlamm, 4 Tle. Lauge, absetzen läßt, und hebert dann 3 Tle. klarer Lauge, d. i.  $\frac{3}{4}$  des ausgelauten Goldes, ab, so hat man in dieser Menge ein Ausbringen von 75% des gesamten in Lösung gegangenen Goldes; gibt man nun wieder 3 Tle. goldfreie Lösung zu und wiederholt das Verfahren, so enthält die dabei gewonnene klare Lösung  $\frac{3}{4}$  der restlichen 25%, d. h. das Ausbringen steigt auf 93 $\frac{3}{4}$ %, und bei einer nochmaligen Wiederholung auf 99,4%<sup>1)</sup>. Es ist also nicht nötig, zu warten, bis sich aller Schlamm abgesetzt hat, sondern es genügt, die nach einer gewissen Zeit über dem Schlamm stehende klare Lösung abzuhebern und je nach dem Verhältnis Schlamm:Lösung das Verfahren entsprechend häufig zu wiederholen.

<sup>1)</sup> Die Zahlen ändern sich wenig, wenn man nicht reine Lösung, sondern verdünnte Laugen oder Waschwässer zusetzt, die noch eine gewisse Menge Gold enthalten.

Beispiel: Auf je eine Tonne eingedickten Schlammes mit 50% Wassergehalt gibt man 3,5 t ungefällte Waschlösung einer früheren Arbeit, bringt den KCN-Gehalt auf 0,05%, rührt 12 Stunden bis zur vollkommenen Lösung, gibt vor Schluß 0,1% CaO zu und läßt nun 18 Stunden absitzen; hierauf zieht man 3 t klarer Lösung ab, die zur vollständigen Klärung noch ein Filter passiert. Man wiederholt den Zusatz von Waschwasser, jedoch ohne diesmal Vorratslauge zuzugeben, rührt 3 Stunden und läßt wieder 18 Stunden absitzen, zieht die Lösung ab und wiederholt nach Bedarf, zum Schluß unter Zusatz von reinem Wasser.

Eine vollkommene Vermeidung der Filtration ist so allerdings nicht möglich, jedoch brauchen nur die Laugen und nicht die gesamten Rückstände die Filterapparate zu passieren. Das Verfahren ist heute sehr verbreitet, soweit es sich um leicht absetzbaren Schlamm bzw. feingemahlene Sande handelt, und wird neuerdings meist kontinuierlich ausgeführt („continuous counter current decantation“). Die Ausführung erfolgt dann in einer Reihe hintereinander geschalteter Dorreindicker derart, daß zum Verdünnen stets der Überlauf des davor angeordneten Apparates dient, während der Rückstand in entgegengesetzter Richtung wandert.

b) Filtrieren (filtration). Die Filtration gestattet, mit wesentlich geringeren Wassermengen zu arbeiten, und ist daher hauptsächlich dort eingeführt, wo, wie am Rand und in Australien, Wasser kostspielig ist. Außerdem gestattet sie die Behandlung kolloidaler Schlämme, was nach dem vorigen Verfahren unmöglich ist.

**Filterpressen** (filter presses). Sie bestehen aus einer Anzahl flacher, auseinandernehmbarer Kammern, die mit Filtertüchern ausgekleidet und in einem gemeinsamen Gestell vereinigt sind. Je nachdem, ob die die Trennwände dieser Kammern bildenden einzelnen Platten einen erhabenen Rand haben, durch den das Lumen der Kammer erzeugt wird, oder ob man diesen Zweck durch Zwischenschalten von Rahmen zwischen die vollkommen flachen Platten erreicht, unterscheidet man „Kammer“- und „Rahmen“-Pressen. Die einzelnen Platten besitzen einen zentralen oder am oberen Rande gelegenen Kanal als Ein- und Austrittsöffnung der Kammer und eine geriefte Oberfläche, die ein leichtes Abfließen des klaren Filtrates ermöglicht. Die Zuführung der Trübe erfolgt unter starkem Druck, das Auswaschen durch Einführen von Wasser an Stelle der Trübe; zum Schluß kann noch ein Trocknen des ausgewaschenen Kuchens durch Einpressen von Luft erfolgen. Auch zum Laugen selbst lassen sich Filterpressen benutzen, wenn man Erztrübe und Lösungsmittel nacheinander hindurchführt.

Man erhält einen Schlammkuchen mit 15 bis 25% Wasser. Die hauptsächlichsten Nachteile der gewöhnlichen Konstruktionen sind: unterbrochener Betrieb, da nach Beendigung die Kammern auseinandergenommen werden müssen; viel Handarbeit; geringe Leistung. Sie werden daher heute mehr und mehr durch andere Filter verdrängt und nur noch dann angewandt, wenn der Gehalt der Trübe an festen Stoffen gering ist oder es sich um heiße Lösungen handelt, für welche die Vakuumfilter nicht anwendbar sind. Für tonige Schlämme sind sie nicht zu gebrauchen, da durch den hohen erforderlichen Druck der Kuchen zu dicht wird; man müßte dann gröberes Material zusetzen, was aus den bereits oben angeführten Gründen nicht ratsam ist.



Die einzige heute noch allgemein bei der Cyanlaugung im großen angewandte Bauart ist die von Merrill (Fig. 22) mit drei- oder viereckigen Platten, welche ein Austragen des Filterkuchens ohne Auseinandernehmen dadurch ermöglicht, daß er durch Einführen von Druckwasser aufgeschwemmt wird. Man verwendet sie sowie die verbesserte Bauart nach Atkins-Shriver auch zur Trennung des ausgefällten Goldes von den Endlaugen, wobei es sich um nur geringe Mengen festen Produktes handelt (s. S. 43 „Merrill“-Verfahren).

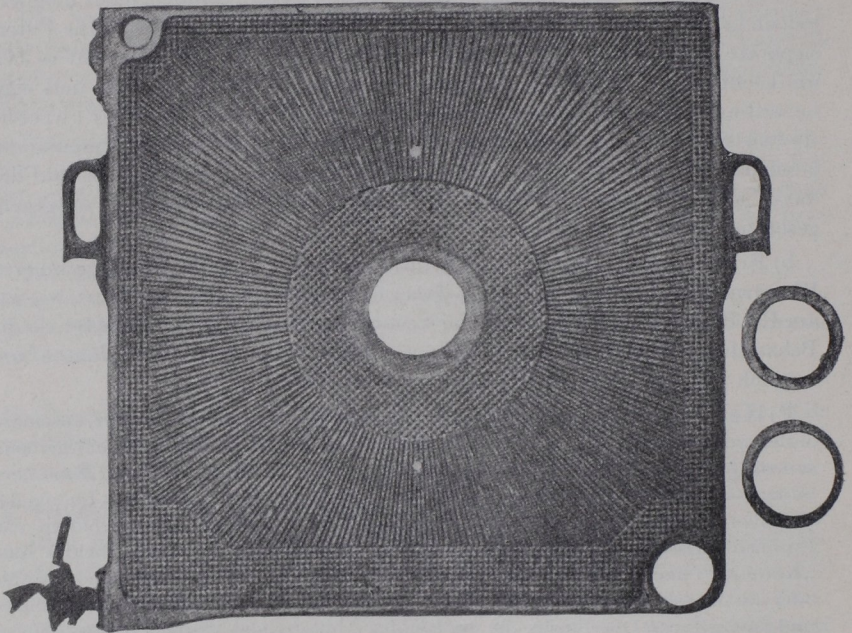


Fig. 22. Filterplatte einer Merrill-Filterpresse. (Aus Liddell, Handbook of Non-Ferrous Metallurgy.) Die Öffnung rechts unten dient zur Einführung der Trübe und zum Abtransport des Filterkuchens, welcher durch ein durch die mittlere Öffnung geführtes drehbares Düsenrohr aufgeschwemmt wird.

Zur Bewältigung größerer Mengen benutzt man heute im allgemeinen sog. Vakuum- (Saug-) und Druckfilter (vacuum, suction filters, pressure filters), deren wichtigste Vertreter im folgenden beschrieben sind.

Butters Vakuumfilter (Fig. 23): feststehend, intermittierend arbeitend.

Besitzt eine Anzahl von Säcken aus Filterstoff, in einen Holz- oder Metallrahmen eingespannt und durch Druckschläuche mit einer Vakuumleitung verbunden. Eine größere Anzahl solcher „Filterblätter“ (bis zu 30) wird in einen, die Trübe enthaltenden Behälter mit Trichterboden eingehängt. Beim Ansetzen der Saugpumpe setzt sich der Schlamm auf dem Filtertuch in Gestalt eines Kuchens ab, der an Dicke so lange zunimmt, bis der Atmosphärendruck beinahe nicht mehr ausreicht, Lösung hindurchzupressen. Nach Entfernen des restlichen Behälterinhaltes füllt man mit reinem Wasser oder stark verdünnter Waschlösung und saugt ebenfalls durch. Nach dem

Auswaschen bringt man den Schlammkuchen durch Einleiten von Wasser oder Luft in die Filterblätter unter schwachem Druck zum Abfallen.

Das Moore-Vakuumfilter unterscheidet sich vom vorigen dadurch, daß der die Filterblätter tragende Rahmen beweglich ist; er wird nach Beendigung der Filtration durch einen Kran herausgehoben und in einen besonderen daneben angeordneten Waschbehälter übergeführt.

Rotierende Vakuum-Zellenfilter (z. B. von R. Wolf, A.-G., Magdeburg-Buckau, Starke & Hoffmann, Hirschberg i. Schles., Oliver Continuous Filter Co., San Franzisko, Kalif. und andere; Fig. 24 und 25): rotierende, kontinuierlich arbeitende Saugfilter.

Das am Rand häufig benutzte Oliverfilter besteht aus einer Drehtrommel von bis zu 3,60 m Durchmesser und 5,40 m Breite. Umfang als Filterfläche ausgebildet;

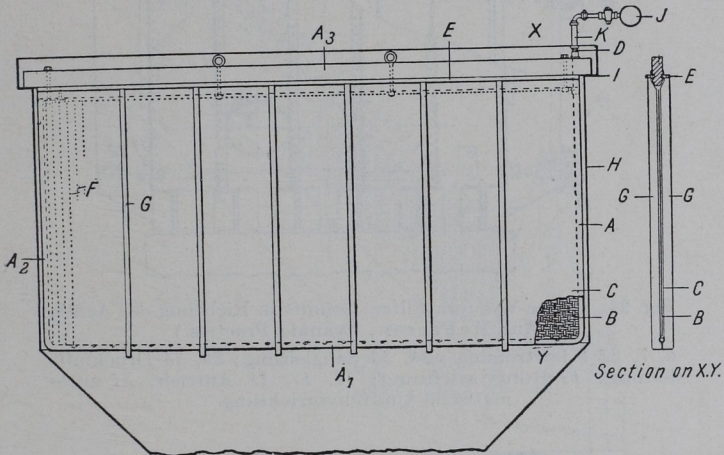


Fig. 23. Blatt eines Butter's Vakuum-Filter. (Aus Julian & Smart, Cyaniding Gold- und Silver-Ores.)  $A, A_1, A_2, A_3$  Filterrahmen;  $B$  Innenlamelle aus Kokosfaser;  $C$  Filtertuch mit Steppnähten  $F$  und Holzlatten  $G$  als Einlagen;  $H$  Filterkasten;  $D, K, J$  Saugleitung.

in mehrere Abteilungen unterteilt, Innenräume mit einer Saugleitung verbunden. Die Trommel taucht teilweise in einen die Trübe enthaltenden Behälter ein; bei langsamem Umdrehen unter gleichzeitiger Verminderung des Druckes innerhalb der Trommel bildet sich an der Filteroberfläche ein an der Luft rasch trocknender Kuchen von 5 bis 12 mm Dicke, der durch von außen zugeführtes und hindurchgesaugtes Frischwasser gewaschen und durch Kratzer oder eine schwach angepreßte Gummwalze abgehoben wird.

Druckfilter: Feststehend oder rotierend, diskontinuierlich arbeitend; z. B.:

Burtfilter (Fig. 26). Geschlossener, schrägstehender Eisenzylinder, in dem Filterblätter, ähnlich wie beim Buttersfilter, aufgehängt sind. Trübe und Waschwasser werden dem Druckkessel unter einem Druck von 2,8 bis 4,2 at zugeführt, die klare Lauge verläßt den Apparat durch ein gemeinsames Sammelrohr. Beim Nachlassen des Druckes soll der Kuchen von selbst herabfallen und kann am unteren Ende entfernt werden.

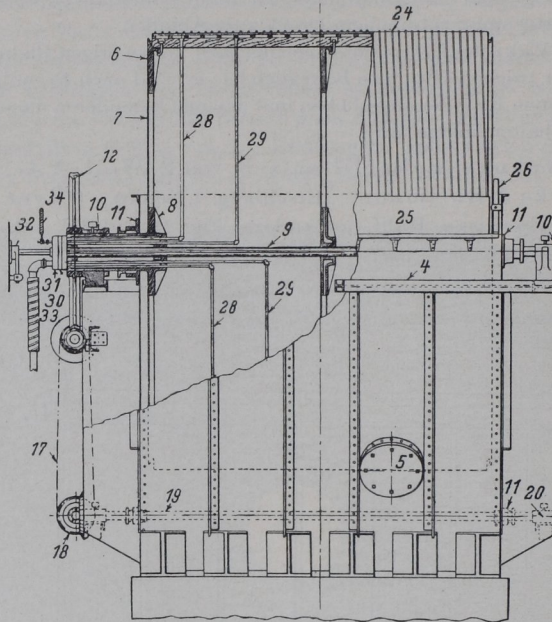


Fig. 24. Oliver-Vakuum-Filter; Schnitt in Richtung der Achse.  
(Aus McFarren, Cyanide Practice.)

6, 7, 24 Filtertrommel; 28, 33 Saugleitung; 29, 34 Druckluftleitung; 19 Rührvorrichtung; 12, 17, 18 Antrieb; 31 automatische Umstellvorrichtung.

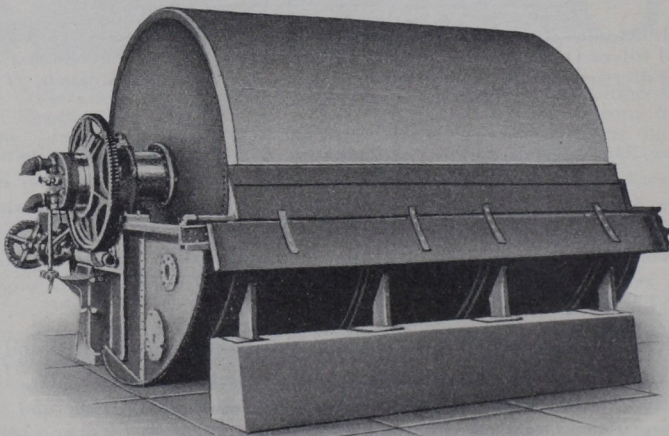


Fig. 25. Oliver-Vakuum-Filter; Ansicht. (Aus Chem. Engineering Catalog 1925.)

Eine andere, heute häufig angewandte Bauart zeigt das Kellydruckfilter; bei ihm sind die Filterblätter an einem Schlitten befestigt, der zum Zwecke der Reinigung aus dem horizontal gelagerten Druckkessel herausgefahren werden kann. Denselben Effekt erzielt das Sweetlandfilter dadurch, daß man nach Beendigung der Filtration die untere Kesselhälfte herabklappt und so die kreisrunden Filterblätter freilegt.

Alle genannten Konstruktionen besitzen ihre besonderen Vor- und Nachteile. Durch die intensive Zuführung von Luft und damit von Kohlensäure findet bei den Vakuumfiltern allmählich Bildung einer Schicht von kohlensaurem Kalk

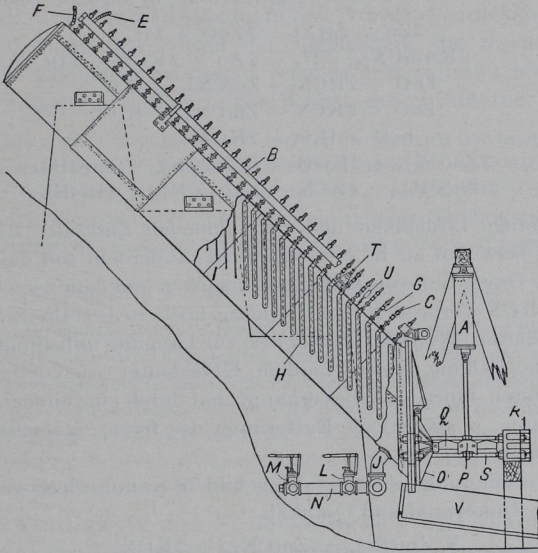


Fig. 26. Burt-Druckfilter. (Aus MacFarren, Text Book of Cyanide Practice.)  
*M, N, L, J* Druckleitung für Trübe und Waschwasser; *H* Filtersäcke; *I, B* Abzugs-  
 leitung für klare Lauge; *O* Austrag für Filterkuchen.

statt, welche die Poren des Filtertuches verstopft und durch gelegentliches Behandeln mit Salzsäure entfernt werden muß. Die kontinuierlich arbeitenden Filter sind zwar billig im Betrieb, jedoch nur für kleinere Mengen geeignet; man muß daher in großen Anlagen eine große Anzahl davon aufstellen. Druckfilter arbeiten mit höheren Drücken als Saugfilter (über 3,5 at gegen 0,7 at) und daher rascher; jedoch sind sie auch deshalb für kolloidale Schlämme nicht geeignet. Für heiße Laugen kommen nur Druckfilter oder Filterpressen in Betracht, da man wegen der starken Dampfbildung im Vakuum Saugfilter nicht gebrauchen kann.

## II. DIE AUSFÄLLUNG DES GOLDES (precipitation).

Sie geschieht heute in weitaus den meisten Fällen durch metallisches Zink, daneben, vor allem in kleineren Anlagen und aus kupferhaltigen Lösungen, durch den elektrischen Strom. Das vorübergehend angewandte Aluminium ist heute als Fällmittel wieder vollkommen aufgegeben.

## a) Die Zinkfällung.

**Theoretische Grundlagen.**

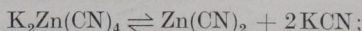
Grundreaktion der Ausfällung von Gold durch das stark elektropositive Zink:  
 $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + 4\text{KCN} + 2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 + 2\text{Au} + 2\text{KOH} + \text{H}_2$ .  
 Das gebildete Kaliumzinkcyanid,  $\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ , ist — im Gegensatz zu dem sich wahrscheinlich intermediär bildenden Zinkcyanid,  $\text{Zn}(\text{CN})_2$  — in Wasser leicht löslich.

Die angegebene Reaktion zerfällt möglicherweise in folgende Teilreaktionen:

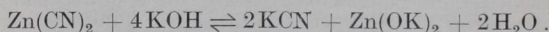
1.  $2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{ZnO} + 2\text{H}_2$ ,
2.  $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + \text{H}_2 = 2\text{Au} + 2\text{KCN} + 2\text{HCN}$ ,
3.  $\text{ZnO} + 2\text{HCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{H}_2\text{O}$ ,
4.  $\text{ZnO} + 2\text{KCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{K}_2\text{O}$ ,
5.  $\text{K}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O} = 2\text{KOH}$ ,
6.  $2\text{Zn}(\text{CN})_2 + 2\text{KOH} = \text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 + \text{Zn}(\text{OH})_2$ ,
7.  $\text{Zn}(\text{OH})_2 + 4\text{KCN} = \text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 + 2\text{KOH}$ .

Um vollständige Löslichkeit der sich bildenden Zinksalze zu erzielen, ist ein gewisser Überschuß an KCN erforderlich; außerdem soll die Lösung, um keine unnötige Oxydation von Zink zu verursachen und damit sowohl den Zink- als auch den KCN-Verbrauch nicht unnötig hoch zu gestalten, keinen freien Sauerstoff enthalten. Während solcher also zur Laugung unbedingt erforderlich ist, ist er bei der Fällung direkt schädlich. Es bedeutet einen der größten Fortschritte der letzten Jahre, daß dies erkannt und durch eine einfache Apparatur (Croweverfahren, s. später) die Entfernung des freien Sauerstoffes aus den Laugen erreicht wurde.

In starker Verdünnung dissoziiert das gebildete Kalium-Zinkcyanid zum Teil zu unlöslichem Zinkcyanid und Cyankali:



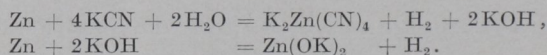
$\text{Zn}(\text{CN})_2$  löst sich außer nach Gl. 6. in einem Überschuß von KOH:



Auf diese Weise findet Regenerierung eines Teiles des verwandten KCN statt, jedoch verlaufen die Reaktionen infolge ihrer Umkehrbarkeit nur unvollständig. Außerdem ergibt sich aus der letzten Gleichung die Notwendigkeit eines KOH-Überschusses.

Nach der Grundgleichung ist der theoretische Zinkverbrauch 1 Mol Zn auf 1 Mol Au, d. i. ca. 1 Gew.-Tl. Zn auf 3 Gew.-Tle. Au. Tatsächlich braucht man aber infolge verschiedener Nebenreaktionen wesentlich mehr.

So findet z. B. eine direkte Auflösung von Zn durch KCN und KOH statt nach den Gleichungen:

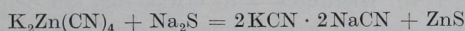


Seit Einführung des Croweverfahrens ist jedoch der Zinkverbrauch außerordentlich zurückgegangen, so daß man heute mit 0,002 bis 0,0025% des Erzgewichtes gegen früher 0,006 bis 0,09% rechnen kann.

Die Anwesenheit nennenswerter Kupfermengen in der Lösung ist vor allem auch deshalb sehr schädlich, weil Cu ebenfalls durch Zn ausgefällt wird, sich auf diesem niederschlägt und so die Ausfällung weiterer Goldmengen verhindern kann.

Die Eigenschaft des Kaliumzinkats —  $\text{Zn}(\text{OK})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$  oder  $\text{K}_2\text{ZnO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$  (die Konstitution ist noch nicht vollkommen aufgeklärt) — beim Erhitzen oder bei starker Verdünnung in wässriger Lösung in unlösliches  $\text{Zn}(\text{OH})_2$  und KOH zu zerfallen, liefert die Möglichkeit, einen Teil des Zn laufend aus den Endlaugen wieder abzuscheiden, so daß ihr Zn-Gehalt möglichst konstant bleibt und sie ganz oder wenigstens zum Teil ständig in den Kreislauf zurückkehren können. Man erreicht dadurch den Vorteil der Möglichkeit, die regenerierte KCN-Lösung bzw. die Endlaugen wieder zu verwenden sowie etwa noch nicht ausgefälltes oder mitgerissenes Gold in den Betrieb zurückzuführen.

Der Vorschläge zur weitergehenden Wiedergewinnung des teuren KCN gibt es eine große Anzahl, so z. B.: Behandeln der Endlaugen mit einer Säure (z. B.  $\text{SO}_2$ ), Austreiben der gebildeten HCN bei einer deren Siedepunkt ( $26^\circ$ ) übersteigenden Temperatur durch Einleiten von Luft durch ein poröses Diaphragma oder im Vakuum und Auffangen des Gases in Alkalilösung. — Eine Behandlung mit  $\text{Na}_2\text{S}$  nach der Gleichung



soll ebenfalls unter gleichzeitiger Abscheidung des Zn zum Ziele führen. Bei Anwesenheit von Sulfiden im Erz findet daher infolge Bildung von löslichem Alkalisulfid bei der Laugung (Einfluß des freiwerdenden KOH auf Sulfide) nach der obigen Gleichung teilweise Regenerierung und Ausfällung von Zn statt.

Auch die Wiedergewinnung des Zinkes ist ein anscheinend noch nicht vollkommen gelöstes Problem (vgl. vorigen Absatz), das allerdings seit Einführung des Croweverfahrens inzwischen an Bedeutung eingebüßt hat.

Die Geschwindigkeit und Vollständigkeit der Ausfällung hängt natürlich zum großen Teil von der Größe der Oberfläche des zugeführten Zinkes ab, d. h. dieses ist in möglichst feiner Verteilung anzuwenden. Ferner ist für ständigen Abtransport der Reaktionsprodukte zu sorgen, was man am besten durch Laugenzirkulation erreicht. Die Ausfällung erfolgt schließlich um so rascher und vollständiger, je konzentrierter die Laugen an KCN sind. Die theoretischen Forderungen für gute Ausfällung des Goldes sind also:

1. feine Verteilung des angewandten Zinkes;
2. gute Laugenzirkulation;
3. Abwesenheit von freiem Sauerstoff bzw. gelöster Luft in den Laugen;
4. Anwesenheit eines Überschusses an KOH und KCN in den Laugen;
5. möglichst hohe Konzentration der Laugen;
6. Abwesenheit von Kupfer in den Laugen.

#### Praktische Ausführung und Apparatur.

##### 1. Laugenvorbereitung.

Die der Fällung zu unterwerfenden Laugen müssen vollkommen klar sein, da sonst eine Verunreinigung des Niederschlages erfolgt. Es ist daher nötig, die vom Aussüßverfahren und häufig die von Druckfiltern und von der Sicker-

laugung stammenden Lösungen noch durch ein Sandfilter oder eine aus wenigen Blättern bestehende Merrill- oder eine ähnliche Filterpresse zu schicken.

Der KCN-Gehalt soll nicht unter 0,03% betragen, dünnere Laugen müssen durch Zusatz stärkerer konzentriert werden.

Die Entfernung des freien Sauerstoffes erfolgt nach dem mehrfach erwähnten Verfahren von Crowe dadurch, daß man die Laugen vermindertem Druck aussetzt. Es genügt, sie ständig durch einen geschlossenen Behälter (z. B. 3 m hoch, 1,20 m Durchmesser) zu pumpen, in dem vermittels einer kleinen, durch einen 1 PS-Motor angetriebenen Vakuumpumpe Unterdruck erzeugt wird.

## 2. Ausfällen.

Die Fällung durch Zinkspäne.

Man benutzte ursprünglich und benutzt auch heute noch in vielen Betrieben Zinkspäne (zinc shavings). Sie müssen stets frisch durch Abdrehen von einer Scheibe auf der Drehbank hergestellt werden. Dicke der Späne: 0,01 bis 0,06 mm, Breite: 0,8 bis 3 mm.

Man kann ihre Wirkung bedeutend erhöhen durch Eintauchen vor der Benutzung in eine 10proz. Bleiacetatlösung oder Zusatz einer solchen in die Fällkästen (Bettyprozeß). Hierdurch wird etwas Blei auf den Spänen niedergeschlagen; es bildet sich ein galvanisches Pb/Zn-Lokalelement, das infolge seiner elektrolytischen Wirkung unter gleichzeitiger Entwicklung wirksamen Wasserstoffes die Reaktionen unterstützt.

Die Fällung erfolgt in Fällkästen (zinc boxes), und zwar für verdünnte und starke Laugen getrennt. Es sind dies flache, 6 bis 7 m lange, 0,6 bis 0,8 m breite und ebenso tiefe, durch Scheidewände in einzelne miteinander in Verbindung stehende Abteilungen unterteilte Holzkästen. Sie besitzen einen aus Stahldrahtsieb bestehenden falschen Boden, auf dem die Zinkspäne ruhen (Fig. 27).

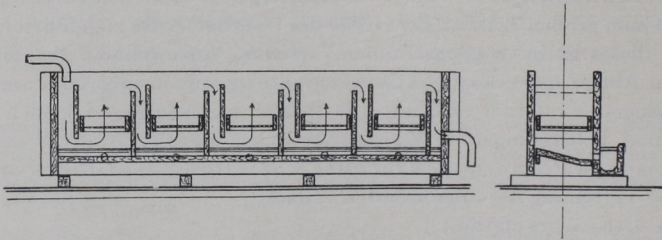


Fig. 27. Fällkasten für Gold. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

Die Lauge fließt in ständigem Strome durch sämtliche Abteilungen nacheinander, wobei sie gezwungen wird, in jeder Abteilung den Siebboden von unten nach oben zu passieren. Fassungsraum: 0,03 cbm je t Lösung; bei silberhaltigen, konzentrierteren Laugen entsprechend geringer. Jede Abteilung erhält ca. 8 kg Zinkspäne.

Nachteile: Großer Platzbedarf, mühsame Reinigung der Kästen, hohe Zinkverluste (im Schlamm), da Zinkspäne durch die Siebe hindurchfallen, Möglichkeit von Diebstählen. Vorteile: Einfachheit und geringer Preis der

Einrichtung, geringe Beaufsichtigungskosten, große Betriebssicherheit, Anwendung auch auf sehr verdünnte Lösungen. Daher für kleine und abseits gelegene Anlagen empfehlenswert.

Neuerdings kommt Fällung durch Zinkstaub mehr und mehr in Anwendung (Merrillverfahren). Man benutzt den bei der Gewinnung von Zink in der Muffel als Nebenprodukt fallenden Zinkstaub (sog. „Poussiere“, der über 90% Zink, in der Hauptsache als Metall, enthält. Dieser wird, in genau dosierter Menge, in Wasser oder Lauge aufgeschlämmt und laufend direkt in die Saugleitung der Laugepumpe eingeführt. In der genügend langen Leitung findet nun die Ausfällung des Goldes (bzw. Silbers) statt; die so gewonnene Edelmetalltrübe gelangt in eine kleine Merrilfilterpresse, in welcher die Trennung des Niederschlages von der entgoldeten Endlauge erfolgt (Fig. 28).

Von besonderer Wichtigkeit ist das gute Funktionieren der Zuführungseinrichtung (feeder); diese muß automatisch arbeiten und genau einstellbar sein. Auch hier ist Zusatz eines löslichen Bleisalzes, z. B. von Bleinitrat, zweckmäßig.

Als Filter benutzt man allgemein die Merrilfilterpresse mit dreieckigen Rahmen, in welche die Trübe von unten eintritt.

Nachteile: Die Apparatur ist teuer in der Anlage und erfordert eine genaue und gewissenhafte Überwachung.

Vorteile: Zinkverbrauch geringer als bei voriger Methode, Zinkstaub billiger als Zinkspäne, Vermeidung der periodischen Reinigung der Fällkästen. Kommt in erster Linie für größere Werke und für reichere und konzentriertere Lauge (0,2 bis 0,3% KCN) in Betracht.

b) Die elektrolytische Fällung (Verfahren von Siemens & Halske); bearb. durch Dr. H. Wohlwill.

Man verwendet bei diesem Verfahren Anoden aus Eisenblech und Kathoden aus Blei. Der sehr geringfügige Goldgehalt der Lösungen gestattet die Anwendung von nur sehr kleinen Stromdichten von 0,3 bis 0,5 Amp. pro qm. Bei

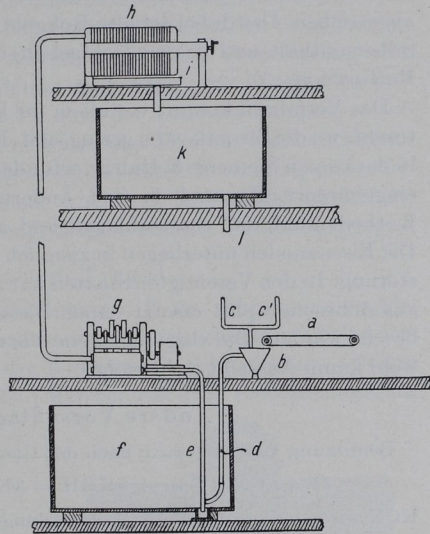


Fig. 28. Schema der Zinkstaubfällung nach dem Merrill-Verfahren. (Nach Gowland, Metallurgy of the non-ferrous Metals.) Der Zinkstaub wird durch die regelbare Zuteilungsvorrichtung *a* dem trichterförmigen Gefäß *b* zugeführt und hier vermittels Druckluft, die durch *c* zuströmt, mit Endlauge (Zuleitung durch *c'*) verrührt, gelangt durch das Rohr *d* in die Saugleitung *e*, durch welche die Pumpe *g* die Goldlösung aus dem Vorratsbehälter *f* in die Filterpresse *h* befördert. Die klare Endlauge fließt über das Gerinne *i* in den Sammelbehälter *k* und von da durch Rohr *l* in den Betrieb zurück.

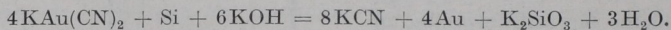


höherer Stromdichte sind keine festhaftenden Niederschläge zu erzielen. Die Badspannung beträgt bei den angegebenen Stromdichten 1,75 bis 2 Volt. Die mit Gold bedeckten Bleikathoden werden im Treibherd eingeschmolzen und abgetrieben. Das dabei erzielte Rohgold, das noch wechselnde Mengen Blei und Silber enthält und dessen Goldgehalt um 90% herum liegt, bedarf noch der Raffination.

Das Verfahren kommt vor allem für kupferhaltige Lösungen und dort in Betracht, wo die Stromkosten gering sind. Es hat sich im wesentlichen in der Form, in der es von Siemens & Halske erfunden und beschrieben wurde, in der Praxis eingebürgert. Hie und da sind Änderungen in bezug auf das Anoden- oder Kathodenmaterial vorgeschlagen und auch in die Praxis eingeführt worden. Die Eisenanoden unterliegen in ziemlich erheblichem Maße der chemischen Zerstörung. In den Vereinigten Staaten hat man sie daher stellenweise durch solche aus Achesongraphit ersetzt. Auch Bleisuperoxydanoden sind in Vorschlag gebracht worden. Die vorgeschlagene Verwendung von Kohle als Kathode bietet wohl kaum Aussicht auf Erfolg.

### c) Andere Vorschläge zur Ausfällung.

Benutzung von Silicium nach der Gleichung:



KCN wird so regeneriert. Bei Verwendung von Si allein muß die Lauge stark alkalisch sein; dies ist nicht nötig bei Verwendung einer Ca-Si-Legierung mit 3 bis 20% Ca (Am. Pat. Nr. 1492282/3 v. Becket).

Auch Holzkohle oder aktive Kohle sind zum Fällen geeignet, doch stören hier schon geringe Mengen an Verunreinigungen in der Lauge. Die mit Metall beladenen Kohlenteilchen lassen sich leicht durch Schlämmen von der Gangart trennen.

## III. BEHANDELN DES GOLDNIEDERSCHLAGES.

Der durch Zinkspäne gewonnene Niederschlag wird ein- bis dreimal im Monat aus den Fällkästen entfernt; er enthält noch gröbere, durch das Bodensieb hindurchgefallene, sowie feine, mitgerissene Teilchen von metallischem Zink. Erstere gewinnt man durch Auswaschen des gewonnenen Schlammes in Siebkästen von geringerer (30 Maschen je lfd. Zoll) Maschenweite, die in die Fällkästen selbst eingehängt werden. Das auf dem Sieb zurückbleibende Zink geht in den Prozeß zurück.

Beim Merrillverfahren gewonnener Schlamm wird in der Filterpresse selbst ausgewaschen und anschließend daran durch Hindurchpressen von Luft vortrocknet.

Das auf die eine oder andere Weise erhaltene Produkt kann außer Au und Ag noch enthalten: Cu, Pb, Sn, As und überschüssiges Zn. Seine Weiterbehandlung hängt u. a. von der Größe des Werkes und der erzeugten Menge, der Menge an Verunreinigungen und dem gewünschten Feinheitsgrad des Endproduktes ab.

Bei hohem Zinkgehalt (Schlamm aus Fällkästen) muß zunächst nach dem Absitzen und Abhebern oder Filtrieren eine Behandlung des Niederschlages mit Schwefelsäure (25° Bé) erfolgen. Dabei besteht die Gefahr einer Vergiftung der Arbeiter durch Blausäure (HCN), die sich bei Zersetzung noch

anhaftender cyanhaltiger Lauge bildet. Ein sorgfältiges vorhergehendes Auswaschen ist daher hier besonders wichtig, ferner Ausführung der Laugung im Freien oder wenigstens in gut ventilierten Räumen. Auch das gebildete  $ZnSO_4$  ist zum Schluß gut herauszuwaschen, da es sonst beim nachfolgenden Verschmelzen reduziert wird und zur Bildung eines Au-haltigen Steines Veranlassung gibt.

Der mit Schwefelsäure gelaugte Schlamm muß noch eine Filterpresse passieren und vor der Weiterverarbeitung, wie auch der nicht der Laugung unterworfenen, getrocknet werden. Das Verschmelzen erfolgt dann entweder verbleiend (Zusatz von Glätte und Reduzieren im Schachtofen unter Gewinnung eines edelmetallhaltigen Reichbleies, das abgetrieben wird, vgl. S. 98) oder für sich im Tiegel mit entsprechenden Verschlackungsmitteln für die Verunreinigungen.

### Verschmelzen im Tiegel.

Bei einem hohen Gehalt an Verunreinigungen, z. B. As, geht noch eine Ab-röstung voraus, die jedoch wegen der bedeutenden Verluste heute möglichst vermieden wird. (Auch vor Einführung des Laugens mit Schwefelsäure erfolgte Röstung zur Unschädlichmachung des Zn.) Man benutzt dazu Blechpfannen, auf

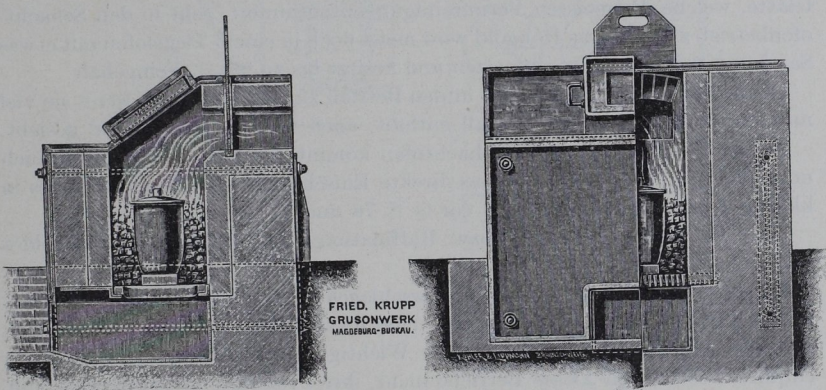


Fig. 29. Tiegelofen zum Goldschmelzen. (Aus Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

denen der getrocknete Schlamm unter Zusatz von Salpeter (3 bis 30%) in einem Muffelofen auf dunkle Rotglut gebracht wird. Ein Überschuß an Salpeter ist zu vermeiden, da er beim folgenden Verschmelzen den Tiegel stark angreift.

Die Verunreinigungen werden hierbei zum Teil (Zn, As) verflüchtigt, zum Teil (Zn!) oxydiert, so daß sie leicht verschlackt werden können.

Das Verschmelzen erfolgt in Graphittiegeln im Muffel- oder Tiegelofen (Fig. 29), häufig mit Ölfeuerung (auch elektrische Öfen nach Art des Helbergerofens haben sich gut bewährt). Als Flußmittel benutzt man z. B. ein Gemisch von 1 Tl. Sand, 4 Tln. Soda, 2 Tln. Borax.

Man erhält so aus einem Schlamm mit 30 bis 65% Au ein Rohgold mit (je nach dem Ag-Gehalt)  $\frac{600}{1000}$  bis  $\frac{900}{1000}$  Feingehalt.

Die Verluste durch Verstäubung und Verdampfung sind bei diesem Verfahren nicht unbeträchtlich; es wird daher heute nur noch auf sehr reinen

Schlamm und in kleinen abgelegenen Betrieben angewandt, wo die Möglichkeit des verbleienden Verschmelzens weder im eigenen Betrieb noch durch Verkauf an ein größeres Werk gegeben ist.

#### Verbleiendes Verschmelzen.

Heute die am häufigsten auf größere Mengen unreinen Schlammes angewandte Methode.

Der getrocknete Schlamm wird (zusammen mit Flugstaub früherer Arbeiten) mit Bleiglätte (ca. 200%) und einem Flußmittel (z. B. 15% calc. Soda und 5 bis 6% Boraxglas) gemischt und brikettiert, die Briketts in einem kleinen Schachtofen (z. B. 51 cm Durchmesser, 1,80 m Höhe über den Düsen) mit Koks verschmolzen; als Zuschläge dienen eigene Schlacken (15 bis 20%, bezogen auf Briketts), ferner reiche, bleiische Materialien, wie Herd vom Treiben usw. Infolge des verhältnismäßig hohen Durchsatzes des Schachtofens geht er meist nur einige Tage im Monat.

Das so gewonnene Reichblei enthält praktisch die gesamten Edelmetalle und wird in einem englischen Treibofen (s. S. 106) abgetrieben. Die dabei fallende Glätte, welche die meisten Verunreinigungen aufnimmt, geht in den Schachtofenbetrieb zurück. Das Rohgold wird meist noch in einem Tiegelofen mit etwas Sand und Salpeter umgeschmolzen und besitzt bis zu  $\frac{980}{1000}$  Feingehalt.

Die Schachtofenschlacke geht in den Betrieb zurück und wird, wenn sie viel mechanisch festgehaltenes Metall enthält, auch wohl gemahlen und gesiebt.

Neben der Verbleiung im Schachtofen kommt bei kleinen Betrieben auch noch das Eintränken sowie das direkte Einschmelzen des Niederschlages in kleinen Treib- oder Flammöfen vor (s. S. 76 und 111).

Über die Weiterbehandlung bzw. Raffination des so gewonnenen Rohgoldes s. S. 56.

Bei der Verarbeitung des Goldniederschlages ist, wie bei allen derartig wertvollen Produkten, eine möglichst rasche Realisierung der darin enthaltenen Werte von ganz besonderer Wichtigkeit. Auch aus diesem Grunde empfiehlt es sich für kleine Betriebe nicht, ihre Produktion beispielsweise nur einmal im Jahre aufzuarbeiten, anstatt sie an ein größeres Werk zu verkaufen, das in der Lage ist, seinen Schachtofenbetrieb dauernd oder fast dauernd zu alimentieren; hinzu kommen noch die unverhältnismäßig hohen Kosten für Amortisation und Reparatur einer nur einmal im Jahr für kurze Zeit benutzten größeren Anlage. Am Rand, wo häufig kleine und sehr kleine Einzelbetriebe vorhanden sind, kommt es auch vor, daß sich mehrere davon zwecks Baues einer Schmelzhütte vereinigen. Ist dies oder ein Verkauf an ein solches Werk aus örtlichen oder anderen Gründen nicht möglich, so nimmt man noch lieber einen höheren Metall- als den Zinsverlust in Kauf und schmilzt im Tiegel oder tränkt im Flamm- oder Treibofen ein.

Als Beispiel für die Verarbeitung von Golderzen durch Plattenamalgamation mit anschließender Cyanlaugung vgl. Fig. 30 und Stammbaum S. 48. Ein solcher einer Anlage für Cyanlaugung allein findet sich S. 127; die dortigen Verhältnisse lassen sich ohne weiteres auf die Verarbeitung von Golderzen übertragen.

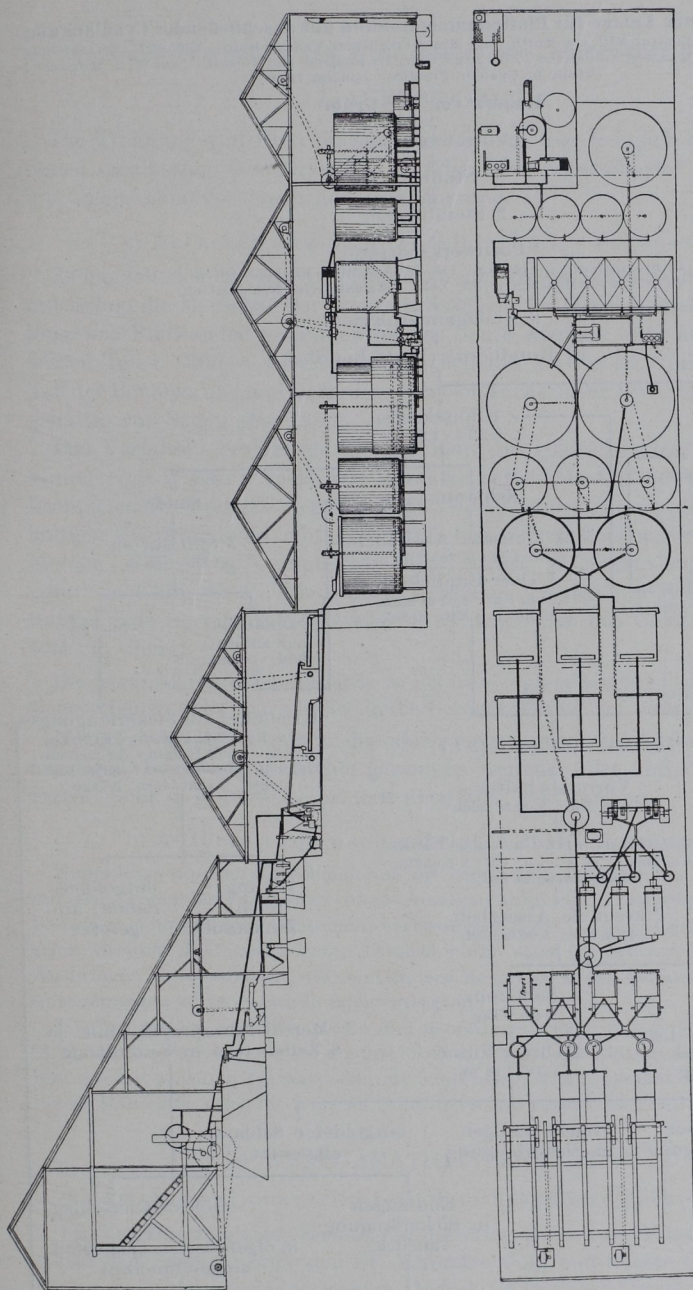


Fig. 30. Übersichtsplan einer modernen Goldgewinnungsanlage (Pochwerksamalgamation und Cyanlaugung).  
(Aus W. Borchers, Hüttenwesen.)

**Stammbaum einer Anlage für Plattenamalgamation mit anschließender Cyanlaugung**  
für ca. 140 t/Tag (Central Mill der North Star Mines Co., Grass Valley, Kalif., Ver. St.). Verarbeitung eines pyrrhaltigen Quarzes, enthaltend 17 bis 20 g/t Gold als Freigold und verzert. (Aus H. A. Megraw: Details of Cyanide Practice. London 1914.)

