

## Kapitel I.

# Gold.

### 1. Geschichtliches.

Das Gold ist wahrscheinlich dasjenige Metall, welches infolge seines starken Glanzes und seiner auffallenden Farbe sowie deshalb, weil es in der Natur am häufigsten in gediegener Form vorkommt, zuallererst unseren Vorfahren als solches bekannt war. Jedenfalls ist seine Kenntnis schon aus vorgeschichtlichen Zeiten nachgewiesen und die ältesten Überlieferungen erwähnen es als altbekanntem wertvollen Besitz des Menschen. So gilt das Gold schon in der Bibel und in der Ilias als Maßstab für den Reichtum der Herrscher. Die alten Ägypter nannten es „Asem“, die Hebräer „Sahab“, die Griechen zum Unterschied von einer *ἤλεκτρον* (Elektron) genannten Gold-Silber-Legierung mit 20% Ag *χρυσός* (Chrysós). Schon 130 v. Chr. kannte man in Ägypten ein Verfahren, Golderze zu waschen, zu verbleien und aus der gewonnenen Legierung durch Erhitzen mit Kochsalz Silber und Blei als Chloride zu entfernen. Vitruv und Plinius d. Ä. beschreiben das Amalgamieren des Goldes.

Als älteste Fundstätten werden erwähnt: Das Land Ophir, welches nach den neuesten Feststellungen wahrscheinlich das zwischen Zambesi und Limpopo in Südrhodesien liegende Maschonaland ist; Ägypten, Äthiopien, die Goldküste, Indien, Kleinasien, Thrazien, Ungarn, Siebenbürgen, Rußland, Spanien. Auch im ganzen Gebiet des Rheines und anderer deutscher Flüsse wurde lange, zum Teil bis in die neueste Zeit, Gold gewaschen, ferner in den Österreichischen Alpen; in Oberkärnten erreichte der Goldbergbau im 15. und 16. Jahrhundert seine größte Blüte. Im Mittelalter wurde ferner Gold gewonnen in Böhmen, Mähren, Schlesien, Sachsen (Schneeberg, Reichenau, Hohenstein-Ernsttal) und im Thüringer Wald (Reichmannsdorf, Goldistal), in England und Schweden in sehr geringem Maße. Nach einer Version soll das goldreiche Japan und nicht Indien das Ziel der Fahrten des Kolumbus gewesen sein. Bei Entdeckung Amerikas fanden die Spanier in Mexiko und Peru bereits einen entwickelten Goldbergbau vor. Es folgten dann im 17. Jahrhundert Brasilien (Prov. São Paulo und Minas Geraes), 1848 Kalifornien, 1849 Nevada mit dem berühmten Comstock-Lode, einem Erzgang, der 1860 bis 1875 für 360 Millionen Mark Gold lieferte. Gleichzeitig wurden die Goldfelder von Kalgoorlie in Australien entdeckt, 1880 solche in Südindien, 1884 die in Südafrika und schließlich Kanadisch-Alaska mit den Goldfeldern von Klondyke. Es gibt also kaum ein Land der Erde, in dem nicht Gold gefunden wurde.

## 2. Vorkommen.

Hauptfundstätten sind heute: Südafrika (Witwatersrand in Transvaal, sog. Randdistrikt) mit über der Hälfte der Weltproduktion; die Vereinigten Staaten von Nordamerika (Kalifornien, Nevada); Kanada (Klondyke); Westaustralien (Kalgoorlie, geht seit 1903 stark zurück); Sibirien und Mexiko (vgl. Karte „Geographische Verteilung des Goldes“, Tafel I).

In Europa sind am wichtigsten Siebenbürgen und Böhmen (Roudný). In Deutschland existiert keine Fundstätte von nennenswerter Bedeutung, am wichtigsten ist hier vielleicht die Gewinnung von Gold aus Arsenkiesen in Reichenstein (Schlesien); andere Vorkommen sind wohl zweifellos vorhanden, doch ist die Rentabilität der ihre Ausbeutung betreibenden Gesellschaften noch nicht einwandfrei festgestellt. Die Hauptmenge des in Deutschland gewonnenen Goldes stammt aus eingeführten Erzen, in denen es ein akzessorischer Bestandteil ist.

Der Goldgehalt des Meereswassers, welcher früher als relativ bedeutend angegeben wurde, ist nach den neuesten Untersuchungen Habers so gering, daß seine Gewinnung nie in Frage kommen wird.

## 3. Produktion.

Es ist zu unterscheiden zwischen Produktion aus Erzen und aus Rückständen von der Verarbeitung. So erzeugte das an Golderzen so arme Deutschland z. B. im Jahre 1911 4967 kg Feingold, davon entfielen auf Erzeugung aus inländischen Erzen nur 117 kg, aus ausländischen Erzen 573 kg und aus Rückständen und Abfällen 4277 kg. Die Weltproduktion betrug im Jahre 1924 rd. 580000 kg mit einem Wert von rd. 1,6 Milliarden Mark; davon entfielen auf (vgl. Schaubild Fig. 1):

Vereinigte Staaten . . . . .	13,8%
Mexiko . . . . .	4,4%
Kanada . . . . .	8,4%
<hr/>	
Nordamerika zusammen . . . . .	26,6%
Zentralamerika . . . . .	0,5%
Südamerika . . . . .	4,2%
Transvaal . . . . .	52,6%
Übriges Afrika . . . . .	4,1%
<hr/>	
Afrika zusammen . . . . .	56,7%
Rußland einschließlich Sibirien . . . . .	2,0%
Übriges Europa . . . . .	—
<hr/>	
Europa einschließlich Sibirien . . . . .	2,0%
Übriges Asien . . . . .	4,8%
Australien . . . . .	5,2%
<hr/>	
Weltproduktion . . . . .	100,0%

# Geographische Verbreitung des Goldes.

Tafel I.  
Zu Seite 2.

## Zeichenerklärung:

- x unter 1% der Weltproduktion,
- zirka 1% der Weltproduktion,
- über 1% der Weltproduktion.

1. Rand. 2. Kalifornien. 3. Kolorado. 4. Kalgoorlie. 5. Klondike. 6. Nevada.





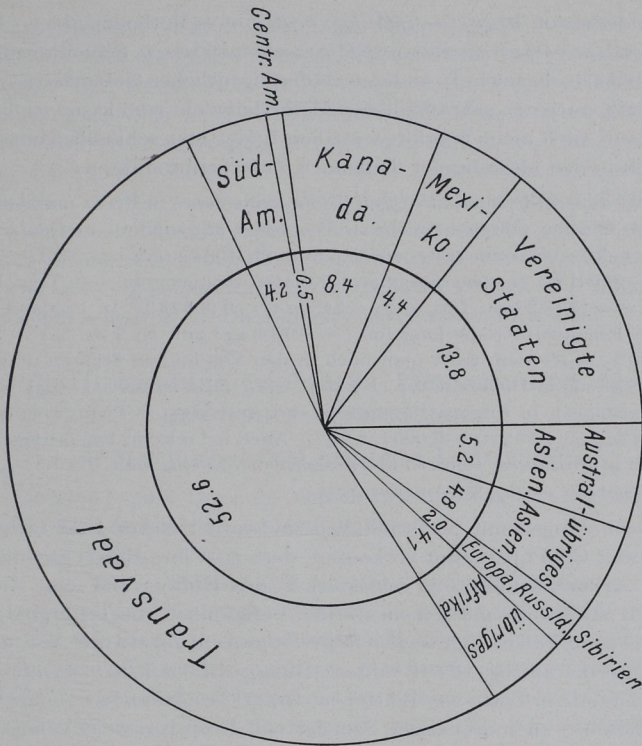


Fig. 1.

#### 4. Ausgangsmaterialien.

Man muß hier unterscheiden zwischen „eigentlichen Golderzen“, bei denen also der Wert des darin enthaltenen Goldes den der übrigen gewinnbaren Metalle überwiegt, und „goldhaltigen“ Erzen anderer Metalle, in denen das Gold nur einen akzessorischen Bestandteil bildet; zu diesen gehören in erster Linie fast alle sulfidischen Kupfererze, ferner die meisten Silber-, Blei-, Arsen- und Antimonerze, doch können auch andere in Betracht kommen. Bei ihrer Verarbeitung sammelt sich das Gold (meist zusammen mit etwa vorhandenem Silber) in gewissen Zwischenprodukten an, die dann als Ausgangsmaterial für die Goldgewinnung dienen. So stammt z. B. das in Deutschland aus Erzen gewonnene Gold ausschließlich aus derartigen Zwischenprodukten.

Als drittes Ausgangsmaterial kommen die goldhaltigen Abfälle von der Edelmetallverarbeitung (Edelmetallkrätzen, -legierungsabfälle, photographische Papiere usw.) in Betracht, die meist sehr reich sind und deren Verarbeitung in den sog. Scheideanstalten erfolgt.

Der Goldgehalt der goldführenden Schichten und Gesteine ist meist außerordentlich gering; man rechnet mit einem durchschnittlichen Gehalt der eigent-

lichen Golderze von 10 g/t (= 0,001%), doch gibt es Methoden, die noch ein Erz mit bis herab zu 0,08 g/t als abbauwürdig erscheinen lassen. Schichten mit 100 g/t gelten schon als sehr reich. In anderen als den eigentlichen Golderzen ist das gelbe Metall häufig nach den gebräuchlichen Methoden nicht oder kaum nachweisbar; es wird dann auch nicht bezahlt, trotzdem findet man schließlich einen großen Teil davon in den als Sammler dienenden Zwischenprodukten.

Die meist außerordentlich niedrigen Edelmetallgehalte in Erzen und den meisten Zwischenprodukten gibt man nicht in Prozenten an, sondern in Deutschland in Gramm je metrische Tonne (g/t) oder in Gramm je 100 kg (g % kg): 1 g/t = 0,0001%, 1 g % kg = 0,001%. In den Vereinigten Staaten rechnet man mit Troy Unzen je short ton (von 907,2 kg): 1 oz./sh.t = 34,3 g/t = 0,00343%. In England und den englischen Kolonien, wo die long ton (= 1016,0 kg) gilt, ist 1 oz./lg.t = 30,61 g/t = 0,00306%. Außerdem trifft man noch in den Vereinigten Staaten und Kanada auf die Rechnung in Dollars je ton (1 \$/sh.t = 1,715 g/t = 0,00017%, 1 Unze Gold zu \$ 20 gerechnet), in England, Südafrika und Australien in Pennyweights je long ton (1 dwt/lg.t = 1,53 g/t = 0,000153%)<sup>1</sup>). Auch bei reichen Legierungen rechnet man selten in Prozenten, sondern in Tausendteilen „Feingehalt“, d. h.  $\frac{1}{1000}$  „fein“ oder „Feingehalt“ =  $\frac{1}{10}$ ‰ (Au oder Ag).

Goldverbindungen mit Nichtmetallen sind in der Natur zwar nicht gerade selten, soweit Gold überhaupt vorkommt, doch tritt ihre Menge gegenüber dem gediegen vorkommenden Gold sehr stark in den Hintergrund (eine Ausnahme macht z. B. Kalgoorlie mit seinem starken Vorkommen von Tellurgold). In den weitaus meisten Fällen liegt es also in gediegenem Zustande vor, und zwar primär entweder als sog. „Frei-“ oder „Berggold“, d. h. in mehr oder weniger reinem Zustande in Form von Blättchen, Draht, Dendriten usw. in die Gangart (Quarz, daneben auch archaische Schiefer und Eruptivgesteine) eingesprengt; oder „vererzt“, d. h. in innigster Mischung mit anderen, meist Schwefel- oder Arsenmineralien. Freigold ist stets legiert mit Silber, daneben häufig noch mit Kupfer und Eisen, seltener mit Quecksilber, Platin und anderen Platinmetallen (Au-Gehalt im allgemeinen 80 bis 95%, doch auch bis 50% herab). Vererzt ist Gold häufiger Begleiter von Pyrit, in geringerem Maße von Bleiglanz, Kupferkies, Antimonglanz, Zinkblende, Rotgiltigerz usw.; auch Arsenkies und viele Silbererze enthalten häufig kleine Mengen vererzten Goldes. In dem auf trockenem Wege gewonnenen Blei, Kupfer und Wismut ist es stets festzustellen, dagegen nicht immer im Zink.

Außer in gediegenem Zustande bzw. als Legierung kommt Gold nur noch in chemischer Verbindung mit Tellur und Selen vor, z. B. als Sylvanit, (Au, Ag)Te<sub>4</sub> mit 24,2% Au, 13,3% Ag; Krennerit (Au, Ag)Te<sub>2</sub> mit 39,5% Au, 3,1% Ag; Nagyagit Pb<sub>x</sub>Au<sub>y</sub>(Te, Sb, S)<sub>z</sub> mit 6 bis 13% Au und andere. Über die Zusammensetzung von Selengold ist erst sehr wenig bekannt.

Die Lagerstätten der eigentlichen Golderze sind entweder primär (Kon-taktlagerstätten, Lager und Gänge, engl. primary deposits) oder sekundär

<sup>1</sup>) Da naturgemäß die meisten Veröffentlichungen über Goldvorkommen und -gewinnung in englischer Sprache abgefaßt sind und sich auf die Verhältnisse in den Vereinigten Staaten oder englischen Kolonien bzw. deren Tributärstaaten beziehen, so ist es notwendig, sich auch mit den englischen und amerikanischen Gehaltsangaben vertraut zu machen.

(Seifen, engl. placers). Letztere bilden ein angereichertes Produkt der natürlichen Aufbereitung des goldführenden Muttergesteins und enthalten Gold in Gestalt meist rund geschleuhter Körner (engl. nuggets) von viele Kilogramm schweren Klumpen<sup>1)</sup> bis herab zu den feinsten Flittern; daneben enthalten sie aber auch noch nicht vollkommen freigelegte, mit dem Muttergestein verwachsene oder vererzte Partikeln. Sie bestehen je nach dem geologischen Alter aus mehr oder weniger losen oder verfestigten (Randdistrikt!) Geröllen und Sanden (Alluvionen, Konglomerate), die von heute noch existierenden oder längst verschwundenen Flußläufen angeschwemmt wurden und unter Umständen von anderen, geologisch jüngeren Schichten bis zu bedeutender Mächtigkeit bedeckt sein können. Die Gangart ist meistens stark sauer.

## 5. Für die Gewinnung wichtigste Eigenschaften des Goldes und seiner Verbindungen.

### a) Metallisches Gold und seine Legierungen.

Spez. Gewicht: 19,3. Das hohe Volumgewicht ermöglicht eine weitgehende (natürliche oder künstliche) nasse Aufbereitung.

Schmelzp.: 1063°.

Siedep.: ca. 2600°. Trotzdem findet schon bei weit niedrigeren Temperaturen zweifellos Verflüchtigung statt, so z. B. beim Abtreiben von Auhaltigem Blei. Die Menge des verflüchtigten Goldes ist nicht nur von der Temperatur und der Zeit, sondern auch von gleichzeitig anwesenden Verunreinigungen und den das Bad bedeckenden Gasen abhängig. Außer flüchtigen Metallen wirken manche, deren Siedepunkt weit höher als die angewandten Temperaturen liegt, wie z. B. Cu und Pt, ungünstig; schon beim Umschmelzen einer Au-Cu-Legierung konnte ein Verdampfungsverlust festgestellt werden, ja, Cu wirkt sogar stärker als Pb.

Reines Gold beginnt schon bei 1075°, wenn auch ganz minimal, zu verdampfen; bei 1250° ist der Verdampfungsverlust schon viermal so groß wie bei 1100° (0,08% in 30 Min.); bei Anwesenheit von 5% Sb oder Hg stieg die Verdampfung bei 1250° auf 0,2%; Te soll unterhalb 1100° trotz seiner großen Flüchtigkeit noch keine Erhöhung der Verdampfung bewirken (die beim Verschmelzen von Te-Erzen beobachteten Verluste sind daher jedenfalls auf mechanisch mitgerissenes Gold oder auf Einsickern der sehr dünnflüssigen Au-Te-Legierung in die Herdsohle zurückzuführen).

Die Legierbarkeit mit anderen Metallen ist meist gut, ermöglicht eine weitgehende Anreicherung in diesen und wird daher häufig zum Zwecke der Gewinnung benutzt. Häufig bilden sich intermetallische Verbindungen.

Von reinem Quecksilber wird Gold sehr leicht unter starker Erhöhung des Schmelzpunktes jenes Metalles zu einem „Amalgam“ gelöst.

Au und Hg bilden eine feste Lösung mit bis 14,8% Hg, außerdem 2 Verbindungen: Au<sub>2</sub>Hg, Schmelzp. 490°, und Au<sub>2</sub>Hg<sub>5</sub>; eine 3. Verbindung, AuHg<sub>4</sub>, ist wahrscheinlich; Au<sub>2</sub>Hg bildet mit Au bzw. Au-Hg-Mischkristallen ein Eutektikum mit 24,7% Hg, Schmelzp. 390° (Fig. 1a).

<sup>1)</sup> Der größte je gefundene Klumpen wog 83 kg.

Die Abscheidung von Quecksilber kann bis zu 34% durch Abpressen in Leinen- oder Lederbeuteln erfolgen, weitere Trennung durch Abdestillieren. Die

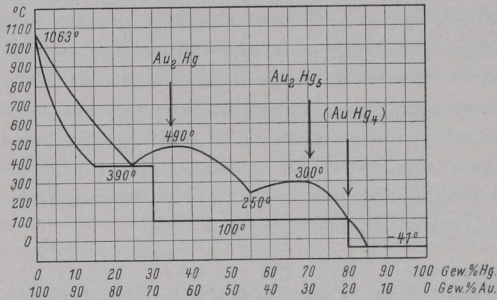


Fig. 1 a. Zustandsschaubild der Au-Hg-Legierungen. (Nach Braley und Schneider.)

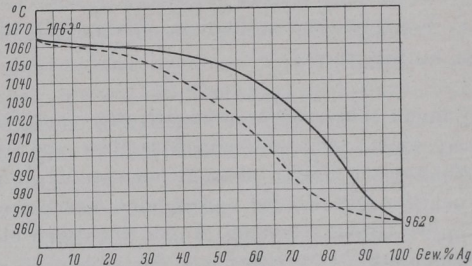


Fig. 2. Zustandsschaubild der Au-Ag-Legierungen. (Aus W. Laatsch, Edelmetalle.)

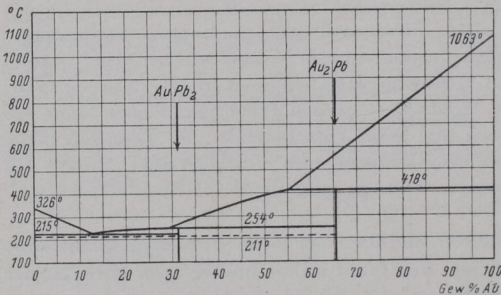


Fig. 3. Zustandsschaubild der Au-Pb-Legierungen. (Nach R. Vogel.)

erfolgt auf Grund des verschiedenen Verhaltens der Metalle beim Erhitzen an der Luft, wobei Blei oxydiert, während Gold (und Silber) nicht angegriffen wird: „Treibarbeit“ vgl. Kap. Silber.

Aufnahmefähigkeit für Edelmetalle wird durch einen Gehalt an solchen erhöht (Versilbern der amalgamierten Kupferplatten vgl. später). Infolge des hohen Lösevermögens und der leichten Wiedergewinnbarkeit ist Quecksilber eines der wichtigsten Lösungsmittel für Gold.

Mit Silber bildet Gold in allen Verhältnissen in festem und flüssigem Zustand Lösungen (ununterbrochene Reihe von Mischkristallen, Fig. 2). Die Farbe des Goldes wird durch einen Silberzusatz stark aufgehellt, eine Legierung mit 44% Au, 56% Ag ist bereits rein weiß. Beide Metalle gehen bei fast allen Schmelzprozessen zusammen.

Mit Blei bildet Gold zwei Verbindungen:  $Au_2Pb$  und  $AuPb_2$ , außerdem ein Eutektikum von  $AuPb_2$  mit Pb, das 85% Pb<sup>1)</sup> enthält und bei 215° schmilzt (Fig. 3). Blei dient als „Sammler“ für Edelmetalle, d. h. diese sammeln sich beim Verschmelzen gold- und silberhaltiger Produkte in Anwesenheit von Blei in ihm an: „Verbleien“, „Einträtkarbeit“ (wichtigste Verfahren zur Gewinnung auf trockenem Wege). Die Trennung vom Blei

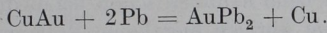
<sup>1)</sup> In Fig. 3 ist der eutektische Punkt etwas nach der Bleiseite verschoben.



Kupfer ist ebenfalls ein Sammler für Gold.

Beide Metalle bilden eine lückenlose Reihe von Mischkristallen mit einem Minimum des Schmelzpunktes bei  $875^{\circ}$  ( $82\%$  Au). Diese gehen beim langsamen Abkühlen in festem Zustande in die Verbindungen  $\text{CuAu}$  und  $\text{Cu}_3\text{Au}$  über, die mit den reinen Komponenten (und unter sich?) Mischkristalle bilden (Fig. 4); die Existenz der Verbindung  $\text{CuAu}$  steht noch nicht einwandfrei fest.

Bei Anwesenheit von Blei und Kupfer vereinigt sich Gold in erster Linie mit Blei:



Hierauf beruht die Möglichkeit der „Verbleiung“ goldhaltigen Kupfers.

Mit met. Zink verbindet sich Gold noch leichter als mit Blei.

Nach neuesten Untersuchungen existieren drei Verbindungen:  $\text{Au}_3\text{Zn}$ , das sich bei ca.  $420^{\circ}$  aus der festen Phase ausscheidet und bei weiterer Abkühlung wieder zerfällt;  $\text{AuZn}$  (Schmelzpt.  $744^{\circ}$ ) bildet mit Au ein Eutektikum mit ca.  $15\%$  Zn (Schmelzpt.  $670^{\circ}$ ), sehr stabil;  $\text{AuZn}_3$  scheidet sich bei ca.  $500^{\circ}$  aus der festen Phase aus und verhält sich ähnlich wie  $\text{Au}_3\text{Zn}$ .

Beim Eintränken von Zink in Au-haltiges Blei (vgl. „Zinkentsilberung“ der Silbergewinnung) geht das Gold an das Zink, und zwar (im Gegensatz zum Silber), noch bevor das Blei an Zink gesättigt ist. Die Trennung von Gold und Zink kann durch Abdestillieren dieses Metalles erfolgen.

Auch in Sulfiden, so vor allem im Kuperstein, ist Gold in met. Form leicht löslich, wird aber bei Berührung mit Blei von diesem aufgenommen (Verwendung von Stein als Sammler für Gold, das durch „Verbleien“ in eine Au-Pb-Legierung übergeführt werden kann).

Verhalten gegenüber Lösungsmitteln. Alkalicyanide (Cyankali, KCN oder  $\text{KCy}$ , und Cyannatrium,  $\text{NaCN}$  oder  $\text{NaCy}$ ) lösen Gold glatt auf zu Doppelcyaniden verschiedener Zusammensetzung, deren wichtigstes das in Wasser lösliche Kalium-Gold-Cyanid,  $\text{KAu}(\text{CN})_2$ , ist. Näheres über die Vorgänge bei diesem heute wichtigsten Laugeverfahren vgl. „Cyanlaugung“ (S. 20).

Das außerdem hervorragendste Lösungsmittel ist Chlorgas. In Berührung mit ihm bildet sich das sehr leicht in Wasser lösliche Goldtrichlorid ( $\text{AuCl}_3$ ). Hierauf beruht auch die Löslichkeit des Goldes in Königswasser, das ja freies Chlor gelöst enthält, und die Gewinnung des Goldes durch Behandeln des feuchten Erzes mit Chlorgas (vgl. Chloration, S. 53).

Von untergeordneter Bedeutung ist die geringe Löslichkeit in wässriger Lösung von Alkalithiosulfat, z. B.  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ , zu dem Doppelsalz

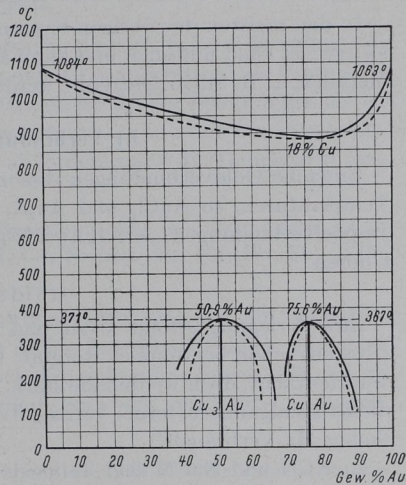
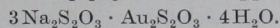


Fig. 4. Zustandsschaubild der Au-Cu-Legierungen.  
(Nach Sterner-Rainer.)

Schädlich und zu Verlusten führend ist die Löslichkeit in Selensäure, die sich bei Behandlung Se-haltiger Erze bildet, sowie in Ferri- und Cupri-Salzlösungen bei 100° und in Anwesenheit von Alkalicarbonat und Kohlensäure im Überschuß, da diese Lösungsmittel unter Umständen eine Wiederauflösung bereits ausgefallenen Goldes bewirken, das dann in die Abgänge gelangen kann.

In den meisten der übrigen Säuren, wie Schwefel-, Salpeter- und Salzsäure, ist Gold unlöslich und kann auf Grund dieser Eigenschaft von anderen Metallen, z. B. Silber, getrennt werden.

### b) Verbindungen des Goldes.

Einfache Goldverbindungen dissoziieren beim Erhitzen schon bei niedrigen Temperaturen, so  $\text{AuCl}_3$  und  $\text{Au}_2\text{S}$ , das im übrigen hier keine Rolle spielt. Doppelverbindungen, wie  $\text{KAu}(\text{CN})_2$ , zerfallen allerdings erst bei heftigem Glühen.

#### Goldtelluride.

Ihre Zerlegung erfolgt leicht und vollständig durch Erhitzen an der Luft (Rösten) schon bei dunkler Rotglut. Über Löslichkeit in Quecksilber ist nichts veröffentlicht, doch werden die stark Te-haltigen Golderze von Kalgoorlie auch direkt amalgamiert; ferner vermag Te ebenfalls mit Hg ein Amalgam zu bilden (hoher Hg-Verbrauch!).

In KCN und NaCN sind Telluride nur sehr langsam und in sehr fein verteilter Zustände löslich. Jedenfalls ist eine Entfernung der Hauptmenge des Te durch Röstung sowohl vor der Amalgamation als auch vor der Laugung zweckmäßig, im letzteren Falle außerdem eine sehr weitgehende Ausmahlung. Verhältnismäßig leicht löslich ist Goldtellurid in Bromcyanid,  $\text{BrCN}$ .

#### Goldselelide.

Über ihr Verhalten gegenüber den gebräuchlichen Lösungsmitteln ist so gut wie nichts bekannt. Wahrscheinlich ähnelt es dem der Telluride. (Beim Ausfällen des Goldes aus einer Se-haltigen Lösung durch Zink scheidet sich auch Se ab und bildet bei der nachfolgenden Behandlung Selensäure,  $\text{H}_2\text{SeO}_4$ , die Au auflöst.)

#### Goldtrichlorid, $\text{AuCl}_3$ .

Es beginnt bei 150° in Chlor und Goldchlorür,  $\text{AuCl}$ , zu zerfallen, das bei 210° unter weiterer Chlorabgabe in Gold übergeht. Bei rascher Erhitzung setzt bei 180° Verdampfung des unzersetzten Salzes ein; der hierdurch entstehende Goldverlust erreicht bei ca. 300° (mit 2,3% in je 30 Min.) sein Maximum und geht von dieser Temperatur ab infolge Bildung des nicht flüchtigen  $\text{AuCl}$  wieder zurück. Schmelzp. 229°. Es ist leicht löslich in Wasser und allen sonst in Betracht kommenden Lösungsmitteln.

Aus der Lösung wird Gold durch alle überhaupt in Betracht kommenden Reduktionsmittel in met. Form abgeschieden. Als solche wirken auch Salze der niedrigen Oxydationsstufen von Schwermetallen (z. B.  $\text{FeSO}_4$ ,  $\text{FeCl}_2$ ), ferner deren Sulfide (Pyrit,  $\text{CuS}$ ,  $\text{ZnS}$  usw.) und vor allem organische Verbindungen oder Kohlenstoff (Holzkohle); schon Berührung mit der Haut des menschlichen Körpers genügt (schwarze Fingernägel beim Arbeiten mit Ton-

fixierbad!). Aus sehr stark verdünnten Lösungen erfolgt die Ausscheidung häufig in kolloidaler Form (Goldpurpur), und es bedarf dann eines Adsorptions- oder Koagulationsmittels, um eine Trennung von der Flüssigkeit zu bewirken.

### Goldcyanide.

In Betracht kommen hier in der Hauptsache die sich bei der Laugung mit Alkalicyanid bildenden Doppelcyanide, in deren Lösungen Gold als komplexes Ion und nur sehr schwach dissoziiert vorhanden ist. In der Spannungsreihe ist es stark nach der elektropositiven Seite verschoben, und zwar um so stärker, je konzentrierter die Lösung an KCN ist; außerdem spielt die Temperatur eine gewisse Rolle.

Nach Untersuchungen von Gore ist die Spannungsreihe in einer 0,6proz. KCN-Lösung bei 10°: + Al, Mg, Zn, Cu, Cd, Sn, Co, Ni, Ag, **Au**, Hg, Pb, Fe . . . Pt, Sb . . . Bi, Te, C—.

Eine Ausfällung durch schwache Reduktionsmittel, wie aus  $\text{AuCl}_3$ -Lösung, ist hier nicht möglich, und man wendet daher fast ausschließlich das stark elektropositive Zink als Fällmittel an; auch der elektrische Strom läßt sich zu diesem Zwecke verwenden, ferner, vor allem für stark verdünnte Lösungen, aktivierte Kohle.

Goldschwefel,  $\text{Au}_2\text{S}$ . Dissoziiert beim Erhitzen auf 250 bis 270°, spielt im vorliegenden Zusammenhange keine Rolle, da es weder in der Natur vorkommt, noch bei einem Gewinnungsverfahren entsteht.

Dasselbe gilt von  $\text{Au}_2\text{S}$  und  $\text{Au}_2\text{S}_3$ , die mit Ausnahme des S. 55 erwähnten Falles keine Rolle spielen.

## 6. Gewinnungsmethoden.

### a) Goldhaltige Erze. (Vgl. die Unterscheidung S. 3.)

Diese Erze, bei denen Gold also nur einen akzessorischen Bestandteil bildet, werden zunächst meist ohne Rücksicht auf den Goldgehalt durchaus nach den für die Gewinnung der Hauptmetalle maßgebenden Gesichtspunkten behandelt. Hierbei findet schließlich eine derartige Konzentration des Goldes in gewissen Zwischenprodukten statt, daß seine Gewinnung aus ihnen nach besonderen Verfahren lohnend wird. Diese Zwischenprodukte bestehen in der Hauptsache aus solchen Stoffen, die wir oben als „Sammler“ kennengelernt haben, also Blei, Kupfer [bzw. Stein<sup>1)</sup>], Silber. Doch kann das Gold sich auch in den Rückständen von der Gewinnung des Hauptmetalles finden, so z. B. in solchen von der Verhüttung der Zink-, Arsen- oder Antimonerze oder von der nassen Laugung von Kupfer-, Blei- oder Zinkerzen. Diese Rückstände müssen dann wie ein selbständiges Erz und nach den durch dessen Zusammensetzung bedingten Methoden weiterverarbeitet werden; in der Regel wird man also auch dann das Gold schließlich in den die Sammler enthaltenden Zwischenprodukten finden.

<sup>1)</sup> Auch Speise ist ein hervorragender Sammler für Gold, meist sehr zum Kummer des Hüttenmannes.

Infolge des ständigen Zusammengehens von Gold und Silber (mit geringen Ausnahmen und wenn es sich nicht um Trennungsmethoden dieser Metalle handelt) und infolge des fast stets gleichzeitigen Vorkommens beider Metalle in den Erzen gewinnt man die Edelmetalle aus diesen Zwischenprodukten schließlich als eine Gold-Silber-Legierung, die nun noch einem Scheideprozesse zu unterwerfen ist (vgl. „Gold- und Silberscheidung“ S. 133 bzw. „Goldraffination“ S. 56). Die Methoden zur Gewinnung solcher Legierungen sind im Kapitel „Silber“ ausführlich behandelt.

So gewinnt man z. B. das Gold und Silber aus Bleierzen aus dem bei deren Verarbeitung fallenden Werkblei durch die sog. Zinkentsilberung, die eine Au-Ag-Pb-Legierung („Reichblei“) ergibt; diese wird einem oxydierenden Schmelzen („Treibprozeß“) unterworfen, wobei ein goldhaltiges Silber fällt (s. S. 98).

Bei Verarbeitung von Kupfererzen sammelt sich das Gold zunächst im Stein und schließlich im Anodenkupfer an und bildet bei dessen elektrolytischer Raffination einen Teil des Elektrolyschlammes. Dieser kann z. B. der „Eintränkarbeit“ im Treibofen (s. d. S. 76) zugeführt werden. Auch aus dem Stein ist Gold direkt durch Verbleien gewinnbar (S. 72).

Silbererze sind fast stets goldhaltig und man gewinnt dann daraus ein goldhaltiges Rohsilber, das noch der Scheidung unterworfen werden muß.

Edelmetallhaltige Rückstände von der Verarbeitung der Zinkerze („Muffelrückstände“, „Räumaschen“) gibt man, falls, wie meistens, bleihaltig, in die Bleiarbeit, wobei die Edelmetalle sich im Werkblei wiederfinden; bei nennenswertem Kupfergehalt können sie auch der Kupferarbeit zugesetzt werden.

Die Rückstände von der Antimonerzverhüttung sind fast immer goldhaltig und wandern, wenn der Metallgehalt die Weiterverarbeitung lohnt, ebenfalls meist in die Bleiarbeit. (Das daraus gewonnene Werkblei ist natürlich Sb-reich und erfordert erhöhte Raffinationskosten, will man das Au daraus gewinnen.)

Eine Amalgamation oder Laugung solcher Rückstände kommt wegen der darin enthaltenen Verunreinigungen nur selten in Betracht.

### b) Goldhaltige Abfälle von der Verarbeitung des Goldes.

Die Gewinnung des Goldes aus solchen Produkten („Krätzen“ u. dgl.) schließt sich eng an die des Silbers an und ist daher in dem von diesem Metall handelnden Kapitel (s. S. 71 ff.) eingehend erörtert.

### c) Eigentliche Golderze.

Sie enthalten neben Gangart in der Hauptsache Gold und sind es, deren Verarbeitung uns im folgenden allein beschäftigt.

Ein „verbleiendes“ Schmelzen, d. h. ein Schmelzen unter Zuschlag von bleischem Material zur Aufnahme des Goldes in dem fallenden Blei, wie es bei Silbererzen prinzipiell angewandt wird, ist hier ebenfalls möglich, lohnt sich jedoch nur für ganz reiche Erze. Infolge der geringen Mengen, in denen Gold in

seinen Erzen vorkommt, wird daher grundsätzlich mit Lösungsmitteln gearbeitet, und zwar entweder direkt oder nach entsprechender Aufbereitung bzw. Aufschließung durch Zerkleinerung. Dabei ist zu berücksichtigen, daß fast niemals nur eine einzelne Art des Vorkommens vorliegt, sondern meist ein Erz, welches mehr oder weniger große Teilchen Freigold neben vererztem (meist in Pyrit) und an Tellur (oder Selen) gebundenem Gold enthält. Daher bildet die Verarbeitungsmethode fast immer eine Kombination verschiedener Einzelverfahren, die je nach dem Mischungsverhältnis der einzelnen Komponenten und der Natur der Gangart wechseln und diesen Faktoren und den örtlichen Verhältnissen angepaßt werden müssen. Die beste Methode kann oft erst durch größere Versuche festgestellt werden, manchmal genügt eine geringe Änderung in der Disposition, um überraschende Verbesserungen zu erzielen. Hier gilt fast mehr als bei irgendeinem anderen Metall der Satz, daß kaum an zwei Stellen nach genau derselben Methode gearbeitet wird. Fast täglich kann man in den einschlägigen (beinahe ausschließlich amerikanischen) Fachzeitschriften über tatsächliche oder angebliche Verbesserungen lesen.

Trotzdem hat sich in den Hauptproduktionszentren, so vor allem in Südafrika, in Australien und in den Vereinigten Staaten, ein Verfahren herausgebildet, das zwar in den (vor allem maschinellen) Einzelheiten noch weitgehend variiert, in den prinzipiellen Richtlinien jedoch festliegt:

#### Die Plattenamalgamation mit nachfolgender Cyanlaugung.

Es ist so möglich, nicht nur Freigold, sondern auch vererztes und Tellurgold bis zu weit mehr als 90% auch aus sehr armen Erzen zu gewinnen. Die Amalgamation hat dabei den Zweck, vor der Behandlung mit dem auf größere Metallkörner verhältnismäßig langsam wirkenden Cyankali die Hauptmenge des vorher durch mäßige Zerkleinerung aufgeschlossenen Freigoldes auf billigen Wege herauszuholen und der nachfolgenden Laugung ein möglichst gleichmäßig zusammengesetztes Produkt zuzuführen. Diese bezweckt die Gewinnung des Restes, also des in feinsten Verteilung vorhandenen vererzten Goldes sowie des durch die Amalgamation nicht erfaßten Freigoldes; es ist dazu meist noch eine besondere, weitgehende Zerkleinerung der größeren Bestandteile nach deren Abscheidung durch Aufbereitung erforderlich. Es leuchtet ein, daß, je nach der Natur der Erze und den örtlichen Verhältnissen, der Nachdruck entweder mehr auf der Amalgamation oder mehr auf der Cyanlaugung liegt, und daß wohl auch die eine Methode ohne die andere angewandt werden kann; in manchen großen Gebieten der Goldgewinnung, so zuerst in Australien und neuerdings auch an einigen Plätzen der Vereinigten Staaten und des Randes, geht man heute dazu über, ausschließlich zu laugen („all cyaniding“). Andererseits gibt es auch Erze („free milling ores“), deren Goldinhalt durch Amalgamation allein gewonnen werden kann. Es findet dann meist anschließend an die Zerkleinerung im Pochwerk und vor der Amalgamation noch eine Feinzerkleinerung in Rohrmühlen statt.

Andere Verfahren besitzen mehr lokale Bedeutung oder sind heute veraltet und sollen daher erst zum Schluß Erwähnung finden.

### A. Die Plattenamalgamation (engl. plate amalgamation) mit vorhergehender Zerkleinerung.

Früher allgemein Pochwerksamalgamation genannt, indessen werden heute an Stelle der mit gewissen Nachteilen behafteten Pochwerke auch schon andere Zerkleinerungsapparate verwandt.

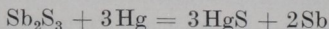
Das Verfahren beruht auf Überführung des vorgebrochenen Erzes durch Zerkleinern unter Wasserzusatz in eine Erztrübe (engl. pulp), die in dünner Schicht mit Quecksilber überzogene (amalgamierte) Metallplatten passiert; die Goldkörner sinken hierbei infolge ihrer Schwere zu Boden und vereinigen sich mit dem Quecksilber zu Goldamalgam, aus dem das Gold durch Abdestillieren des Quecksilbers gewonnen wird.

### I. THEORETISCHE GRUNDLAGEN DER AMALGAMATION ÜBERHAUPT.

Vorbedingung für gute Amalgamation ist möglichst inniger Kontakt zwischen Gold und Quecksilber; solcher ist nur mit vollkommen reinem Quecksilber zu erreichen, und alle Verunreinigungen sind daher schädlich. In dieser Beziehung wirken „krankmachend“ (engl. sickening) auf Quecksilber:

a) Unedelmetalle: Kupfer, Blei, Zink, Zinn, Wismut; sie stammen entweder aus dem Gold (legiert) oder können auch z. B. aus im Verlauf des Prozesses gebildeten Sulfaten abgeschieden sein. Ihre Wirkung besteht teils in der leichten Oxydierbarkeit des mit ihnen gebildeten Amalgams, so daß dieses sich mit einem Oxydhäutchen bedeckt, teils in der Fähigkeit, durch Aufnahme von Schwefel einen dünnen Sulfidüberzug zu bilden, der ebenfalls die Berührung mit Gold verhindert. Speziell Blei bildet ein sich schaumig absonderndes Amalgam, das sich leicht losreißt und wegschwimmt und so zu Verlusten Veranlassung gibt.

b) Arsen und Antimon sind besonders unangenehm. Arsen (als solches oder als  $As_2S_3$  oder Mispickel,  $FeAsS$ ) erzeugt einen schwarzen, aus As und Hg bestehenden Überzug, der die Bildung von Goldamalgam verhindert. Antimon wird ebenfalls aus seiner Schwefelverbindung abgeschieden:



und bildet ein Amalgam unter gleichzeitiger Überführung des Hg in unwirksames HgS.

c) Alle Metallsulfide verunreinigen in stark zerkleinertem Zustande Quecksilber und bewirken zum Teil außerdem dessen Schwefelung; vor allem ist  $Bi_2S_3$  schädlich, wenn auch nicht so sehr wie die Sb- und As-Sulfide. Jedenfalls ist stets zu berücksichtigen, daß die Affinität des Quecksilbers zu Schwefel die aller übrigen Schwermetalle, vielleicht mit Ausnahme des Kupfers und Mangans, übertrifft.

Alle diese Verunreinigungen bewirken außerdem Verluste an Quecksilber, teils durch Schwefelung, teils infolge Fortschwimmens der entstandenen Produkte, die leichter als Quecksilber und Gold sind und auf den benutzten Amal-

gamierplatten nicht haften; falls keine Cyanlaugung nachfolgt, entstehen durch anhaftendes und mitgerissenes Gold Verluste auch an diesem Metall.

d) Vor allem schädlich sind Fett und Öl (aus der Schmierung der Zerkleinerungsapparate), da sie nicht nur das Quecksilber, sondern auch das Gold mit einer den Kontakt verhindernden Schicht überziehen. (Ähnlich wirken Talk, Steatit und andere fettartige Mg- und Al-Silicate, die beim Pochen Schaum bilden.)

e) Fein zerstäubtes Quecksilber ist nicht mehr aufnahmefähig für Gold, wohl infolge eines dünnen, an den einzelnen Kügelchen haftenden Oxyd- oder Fettüberzuges, welcher deren Wiedervereinigung verhindert; außerdem geht solches leicht verloren. Aus diesem Grunde wird Quecksilber heute im Gegensatz zu früher nur noch in geringer Menge oder gar nicht mehr im Pochtrogtrog direkt zugesetzt.

Auch das Gold selbst besitzt häufig keine reine Oberfläche, wird dadurch nicht oder schwer amalgamierbar. So ist das in Pyrit in äußerst feiner Verteilung eingesprengte (vererzte) Gold wahrscheinlich deshalb auch bei starker Ausmahlung oft kaum amalgamierbar, weil es mit einem zarten Häutchen von Sulfid überzogen ist. Auch anscheinend reines Freigold besitzt oft einen dünnen Überzug von Eisenoxyd, Kieselsäure, Arsen oder Metallsulfid („rostiges Gold“, engl. rusty gold). Gehämmertes Gold ist ebenfalls schwer amalgamierbar, es muß daher für raschen Austrag der freigelegten Teilchen aus dem Pochtrogtrog gesorgt werden.

Um die schädlichen Einflüsse auf Quecksilber zu verhüten, kann man z. B. solches mit einem geringen Zusatz (2 bis 3%) von Natrium verwenden; in Berührung mit Wasser bildet sich NaOH, welches die Oxydhäutchen, Fett usw. löst; doch setzt sich gebildetes HgS mit Na zu Na<sub>2</sub>S um, das bei Anwesenheit von Sb<sub>2</sub>S<sub>3</sub> weitere Antimonmengen löst und so schädlich wirkt. Antimon muß daher vor der Amalgamation durch Abrösten oder Laugen mit NaOH entfernt werden. An Stelle des teuren Na-Amalgams setzt man zur Auflösung von Fett der Pochtrübe meist Kalkmilch zu.

Zerstäubtes Quecksilber muß durch Rühren mit einem großen Überschuß von frischem Metall unter Zusatz von etwas Alkali wieder brauchbar gemacht werden.

Rostiges Gold kann mechanisch von seinem Überzug befreit werden, z. B. durch Behandeln mit dem sog. Eureka-Rubber, ein abwechselnd mit Leisten aus Holz und Gußeisen im Boden versehenes Gefäß, in dem ein mit amalgamierter Kupferplatte belegter Reiber mechanisch hin und her bewegt wird. In Cyanlösung wird es glatt gelöst, eine besondere Behandlung ist also bei anschließender Cyanlaugung nicht mehr erforderlich.

Gehämmertes Gold läßt sich durch Ausglühen wieder amalgamierbar machen, doch ist dies Verfahren im Betrieb zu umständlich; da es ebenfalls von Cyankali gelöst wird, empfiehlt sich schon aus diesem Grunde die anschließende Cyanlaugung.

Für eine gute Amalgamation sind also erforderlich:

1. Genügend feine, jedoch nicht unnötig weitgehende Zerkleinerung, um möglichst viel Gold freizulegen (s. unten);

2. Abwesenheit von Unedelmetallen in geiegener Form sowie als Sulfide oder in löslichen oder leicht zersetzbaren Verbindungen, vor allem von Arsen, Antimon und Wismut;

3. Abwesenheit von Öl, Fett u. dgl.;

4. geringe Alkalität des bei der Zerkleinerung zugesetzten Wassers resp. der Erztrübe, erreicht durch Zusatz von Kalkmilch oder Verwendung von Natriumamalgam.

## II. PRAKTISCHE AUSFÜHRUNG.

### a) Erzeugung des Goldamalgams.

Die der Amalgamation vorhergehende Zerkleinerung hat, wie stets in solchen Fällen, den Zweck, die eingehüllten Metallteilchen freizulegen und so der Einwirkung des Lösungsmittels, in diesem Falle also des Quecksilbers, zugänglich zu machen. Dabei ist eine Zerkleinerung bis zur Mehlfeinheit nur schädlich, da so kleine Körnchen nicht mehr genügend Sinkfähigkeit besitzen und mit der Trübe wegschwimmen; außerdem bleibt das Erz unnötig lange im Zerkleinerungsapparat, das Metall wird zu stark gehämmert, dadurch schwieriger amalgamierbar, und zu dünnen Flittern ausgeschlagen, die ebenfalls leicht fortschwimmen („Flutgold“, engl. float gold): es ergibt sich eine unnötig starke Belastung der Laugerei, ein in keinem Verhältnis zum Wirkungsgrad der Amalgamation stehender Kraftverbrauch. Am günstigsten ist daher eine Zerkleinerung bis zu max. 0,5 bis 1,0 mm vor der Amalgamation. (Etwas anderes ist es jedoch mit dem der Cyanlaugung zugeführten Produkt. Hier kann die Zerkleinerung kaum weit genug erfolgen, um tatsächlich auch alles vererzte Gold zu erfassen; außerdem gibt es hier Mittel und Wege, um mechanische Verluste weitgehend zu vermeiden.)

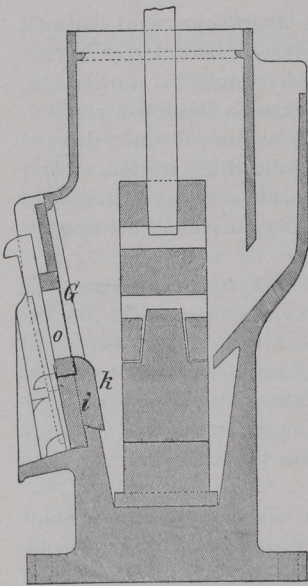


Fig. 5. Pochtrog.  
(Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.)  
*k* amalgamierte Kupferplatte,  
auf Holzleiste *i* befestigt;  
*G* Ausstragssieb; *o* Ausstrags-  
öffnung.

oder Kreiselbrecher (gyratory-crusher) zugeführt und nochmals abgeseibt. Das Unterkorn gelangt nun meist in ein Pochwerk (stamp mill) zusammen mit viel Wasser (bzw. Endlaugen von der Cyanlaugung). Trotzdem dieser Zerkleinerungsapparat noch am häufigsten benutzt wird, besitzt er manche Nachteile: Breitschlagen der Goldkörner und damit Bildung von Flutgold, schwere und teure Fundamente. Besser, aber teurer, ist die Verwendung von Walzwerken (crushing rolls), die neben den ebenfalls benutzten Kugel-



mills) und Hardingemühlen (s. S. 28) überall dort aufzustellen sind, wo der Untergrund schwere Fundamente nicht zuläßt<sup>1)</sup>.

Wie die Abbildungen eines sog. kalifornischen Pochwerkes (vgl. Fig. 5 und 6) zeigen, besteht dieses aus einem gußeisernen Pochtrog (mortar), in dem

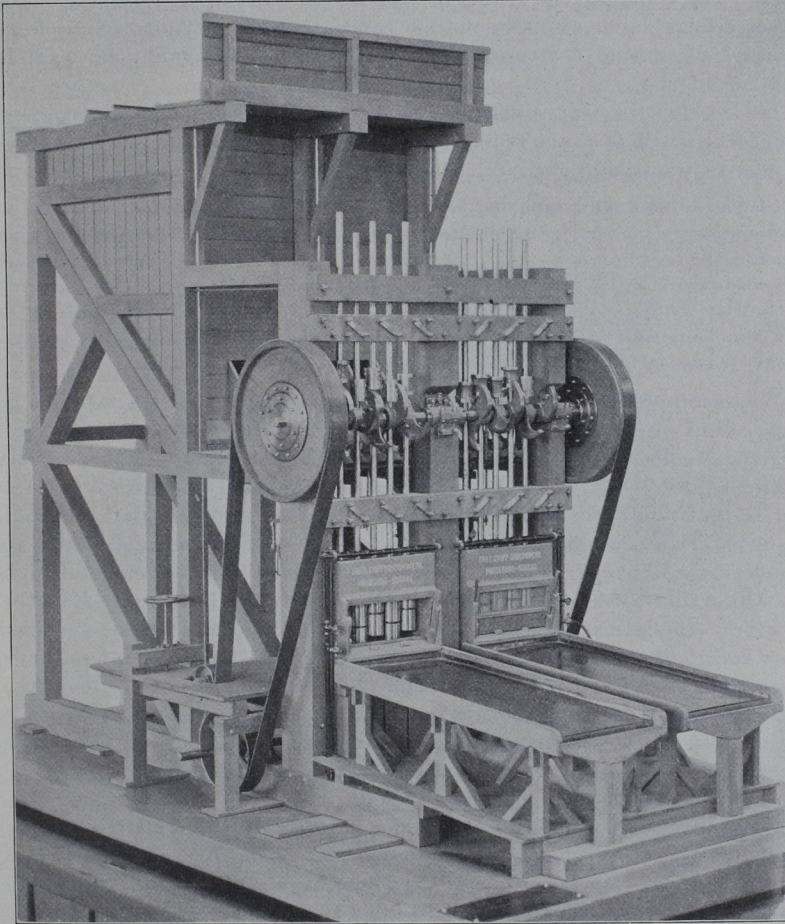


Fig. 6. Ansicht eines Zehnstampel-Pochwerkes mit Erzbehälter und Amalgamier-tischen. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

<sup>1)</sup> Wie sehr das Urteil über den Wert von Pochwerken auch von der Beschaffenheit des Erzes abhängt, geht aus folgender Gegenüberstellung hervor: Murray sagt in E. Mg. J. Pr. Bd. 115, S. 21, bei Besprechung der Verhältnisse im Porcupine Gold Distrikt (sehr weiche Erze, Gangart zu  $\frac{2}{3}$  Schiefer,  $\frac{1}{3}$  Quarz): „Pochwerke kommen neuerdings als veraltete und unlogische Energiefresser mehr und mehr in Abgang.“ Robbins in E. Mg. J. Pr. Bd. 113, S. 1093, bez. Verarbeitung porphyrischer, also sehr harter Erze: „Gegenüber den verschiedensten versuchten Kugel- und Rohrmühlen haben sich die Pochwerke für die speziellen Verhältnisse dieser Erze am besten bewährt.“

sich ein Stempel (stamp) mit gußeisernem Schuh (shoe) auf und ab bewegt; am besten hat sich noch die ursprüngliche Methode, diesen durch eine Daumenwelle (cam shaft) zu heben und wieder fallen zu lassen, bewährt, während die nach Art eines doppelt wirkenden Dampfhammers (mit Oberdampf) arbeitenden Pochwerke sich als Mißerfolg herausstellten. Die Zuführung des vorzerkleinerten Erzes erfolgt durch eine automatisch betätigte regelbare Aufgebvorrichtung (feeder). Meist sind 5 Stempel zu einer Batterie vereinigt mit der Fallfolge 1-4-2-5-3-1- usf.

Das zerleinerte Gut verläßt den Pochtrog zusammen mit dem gleichzeitig aufgegebenen Wasser als Trübe (pulp) durch das um ca.  $10^\circ$  nach außen geneigte Austragsieb (screen) mit Maschen von 0,5 bis 1,0 mm Weite.

Blechsiebe (mit ausgestanzten Löchern) halten ungefähr dreimal so lange wie Drahtsiebe, doch ist die freie Sieböffnung dieser ca. dreimal so groß, ermöglicht also einen größeren Durchsatz. Höhe des Siebes über der Pochsohle mindestens 18 cm; Abmessungen: ca. 55 cm hoch, 120 cm lang (bei 5 Stempeln). Gewicht eines Stempels: 75 bis 850 kg und darüber. Fallhöhe: 15 bis 30 cm, Hubzahl: 70 bis 110/Min. Durchsatz je Stempel: 1 bis 8 t, bei sehr weichem Erz auch noch wesentlich mehr, Wasserverbrauch je Tonne Erz: 2300 bis 4500 l.

Wie bereits oben (S. 13) erwähnt, findet heute kein oder nur noch ein geringer direkter Zusatz von Quecksilber in den Pochtrog selbst statt. (Je mehr hier zugesetzt wird, um so besser ist allerdings das Goldausbringen, um so höher aber auch der Verlust an Hg; ob und wieviel daher eingetragen wird, ist Sache der Kalkulation nach Ausführung entsprechender Versuche.) Man verwendet vielmehr das Quecksilber fast nur noch in Form eines Überzuges auf Platten aus Kupfer oder Muntzmetall (60% Cu, 40% Zn), die zwecks leichterer Aufnahme des Quecksilbers vorher versilbert wurden. Solche amalgamierte Kupferplatten (amalgamating plates) befinden sich im Pochtrog selbst, vor allem aber außerhalb desselben, meist zu mehreren in geneigter Lage hintereinander angeordnet, häufig mit besonderer Schüttelvorrichtung, so daß die den Pochtrog verlassende, darüberlaufende Trübe auf einem möglichst weiten Wege die Möglichkeit hat, ihren Goldinhalt zu Boden sinken zu lassen, wo er unter Bildung von Goldamalgam das Kupfer im Kupferamalgam ersetzt.

Die Plattenfläche beträgt im Durchschnitt 0,2 qm je t Durchsatz.

Das Auftragen des Quecksilbers auf die versilberten Kupferplatten muß mit größter Sorgfalt erfolgen und erfordert sehr viel Übung. Vor allem ist die aufgetragene Menge von Bedeutung, da ein Zuwenig die Wirkung unnötig herabsetzt und bei einem Überschuß Quecksilber flüssig abläuft und mitsamt dem bereits aufgenommenen Gold verlorengehen kann. Um ein gutes Haften zu erzielen, müssen etwa gebildete Salz- oder Oxydhäutchen vorher durch Abbürsten mit Salmiak oder Cyankali entfernt werden; dieses ist wegen seiner Lösungsfähigkeit für Gold vor Inbetriebnahme sorgfältig wieder abzuwaschen.

Drei- bis viermal täglich wird das Pochwerk stillgelegt und das gebildete Goldamalgam durch stumpfe Kupfermeißel oder Gummikratzer entfernt, die Platten mit neuem Quecksilber bestrichen; oder sie werden gegen frisch amalgamierte umgetauscht. Eine allgemeine Reinigung des Pochtroges und der Siebe („clean up“) findet ein- bis zweimal im Monat statt. Das Amalgam muß

die richtige, teigige Beschaffenheit haben (zwischen 90 und 87,5% Hg); sinkt der Hg-Gehalt tiefer, so wird es hart und nicht mehr aufnahmefähig für Edelmetalle, löst sich leicht ab und schwimmt davon.

Von Wichtigkeit ist ferner eine angemessene Regulierung des Wasserzulaufes im Pochwerk, so daß die erzeugte Trübe weder zu dick noch zu dünn wird; ferner die richtige Neigung der amalgamierten Platten, so daß zwar eine innige Berührung der schweren Goldteilchen mit diesen erfolgt, jedoch ohne ein Absitzen von Gangart u. dgl. Sie ist abhängig von der Natur des Erzes (um so steiler, je höher der Sulfidgehalt) und beträgt 4 bis 20%.

Zum Auffangen mitgerissenen Amalgams befindet sich hinter jeder amalgamierten Platte ein sog. Amalgamfänger (trap). Es ist dies ein häufig unterteilter, meist gußeiserner tiefer Trog, dem die Trübe am Boden durch ein Rohr zugeführt wird; außerdem besitzt er eine Vorrichtung zur Verhinderung der

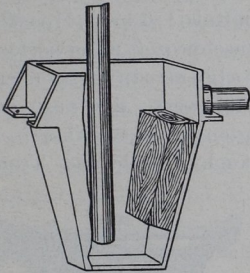


Fig. 7.

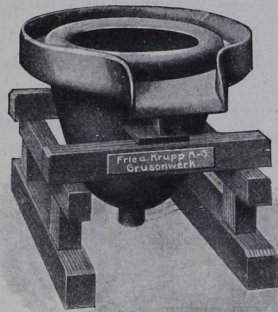


Fig. 8.

Fig. 7 und 8. Amalgamfänger.

(Aus del Mar, Stamp Milling, und Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

Aufwirbelung abgesetzten Gutes, meist auch noch eine verschließbare Entleerungsöffnung (Fig. 7 und 8). Die von Amalgam befreite Trübe läuft über, das Amalgam sammelt sich am Boden an.

Die Weiterleitung der Trübe erfolgt durch Rohre oder schwach geneigte Holzgerinne, die im oberen Teil häufig mit Tuch ausgekleidet sind, um hier noch etwa mitgerissene Amalgam- und Goldkörnchen aufzufangen (blankets). Der weitere Weg richtet sich natürlich nach der anschließenden Verarbeitung. Früher, als man noch nicht daran dachte, zu laugen, ließ man alles (meist nach Abscheidung der größten, pyritischen Bestandteile in Form sog. concentrates durch Aufbereitung) in Klärsümpfe laufen, wo sich gröbere und feinere Bestandteile durcheinander absetzten. Als man dann später daranging, diese Sedimente zu laugen, erwies sich deren Mischung als ein großer Nachteil, und die Arbeit wurde durch die notwendige Aufbereitung sehr verteuert. Wenn man daher heute nicht sofort anschließend laugt, trifft man trotzdem durch entsprechende Klassierung Vorsorge, daß eine Trennung von gröberen und feineren Teilchen erfolgt. Wegen Weiterverarbeitung der Aufbereitungsprodukte vgl. S. 29 ff.

Der Umfang der Amalgamationsanlagen ist natürlich sehr verschieden und kann zwischen zwei bis drei und mehreren hundert Pochstempeln schwanken.

Die Gesamtanordnung einer Anlage ist terrassenförmig und so getroffen, daß die Anlieferung des Erzes am höchsten Punkte stattfindet und die Weiterleitung der Massen durch deren eigenes Gewicht erfolgt.

Der Verbrauch an Quecksilber ist 1 bis 2 kg je kg Gold, der Verlust an Quecksilber 2 bis 6 (bis 30) g je t Erz.

Das Ausbringen an Gold ist am Rand seit 10 Jahren sehr konstant 63,4% der gesamten gewonnenen Menge, ca. 60% des gesamten Vorlaufens. Natürlich kann es bei Verarbeitung eines für Amalgamation allein geeigneten Erzes bis über 90% steigen.

### b) Verarbeitung des Goldamalgams.

Es ist häufig sehr unrein, mit Erzteilchen u. dgl. vermischt, und muß dann durch Zusatz von frischem Quecksilber (im Verhältnis 1:6 bis 1:1) verflüssigt und einem mechanischen Waschprozeß unterworfen werden. Dies geschieht in Amalgamreinigern (clean up pans), Eisenpfannen mit Rührwerk, das aus eisernen Armen mit daran befestigten auswechselbaren Holzschuhen besteht (Fig. 9); auch Kugel- und Trommel-

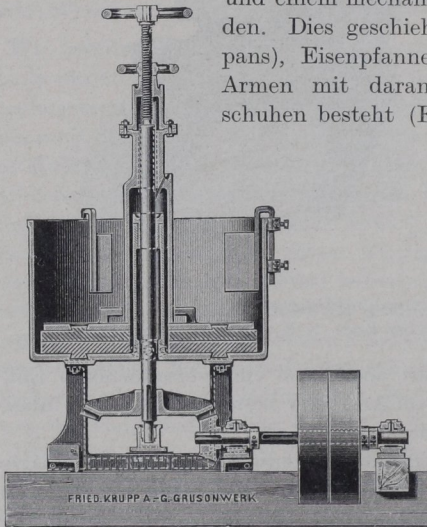


Fig. 9. Pfanne zum Reinigen von Amalgam.  
(Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

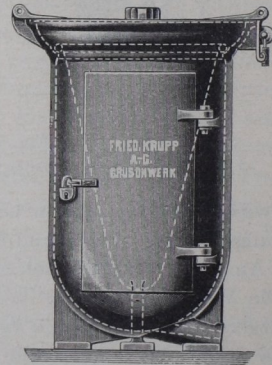


Fig. 10. Amalgamfilter.  
(Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

mühlen werden angewandt. Die ausgewaschenen Verunreinigungen, die leichter als Amalgam sind, fließen mit dem Wasser fort.

Darauf erfolgt das Abfiltrieren (squeezing) eines Teiles des Quecksilbers durch Beutel aus Segeltuch oder Hirschleder, die an einem eisernen Ring befestigt sind, häufig in verschließbarem Gehäuse zum Schutz vor Diebstählen<sup>1)</sup>

<sup>1)</sup> Die häufigen und kaum ganz vermeidbaren Diebstähle von Amalgam sind an vielen Orten der Grund für die gänzliche Abschaffung der Amalgamation und deren Verdrängung durch „all cyaniding“ gewesen.

(Fig. 10). In größeren Anlagen benutzt man auch von Hand betriebene Pressen mit stählernem Siebboden (Fig. 11).

Es ist so möglich, das Hg bis auf 34 bis 50% zu entfernen; das abgepreßte Metall enthält bei gewöhnlicher Temperatur (20°) noch 0,126% Au und kann nach Reinigung wieder benutzt werden.

Das Abdestillieren (retorting) des Restes an Quecksilber erfolgt bei über 360° in gußeisernen Tiegeln oder Töpfen (Fig. 12: Durchmesser oben 10 bis 20 cm, unten 8 bis 15 cm, Höhe 11 bis 30 cm, Fassung 5 bis 60 kg) oder Retorten (0,90 bis 1,20 m lang, 30 cm Durchmesser, Fassung bis 500 kg), deren Abzugsrohr nach unten in ein Gefäß mündet, in dem sich (am besten fließendes) Wasser befindet. Meist ist noch besondere Wasserkühlung vorgesehen. Die Erhitzung findet in einem Tiegel- oder Muffelofen normaler Bauart (Fig. 13), der häufig noch mit einem Ofen zum Umschmelzen des Rohgoldes verbunden ist, statt. Dauer einschließlich vorsichtiges Anheizen und Abkühlen 8 bis 10 Stunden.

Das gewonnene schwammige Rohgold besitzt einen Reinheitsgrad von  $\frac{600}{1000}$  bis  $\frac{850}{1000}$ , Rest Silber, Kupfer, Quecksilber (0,1%) usw. Es wird mit einem Zusatz von Soda und Salpeter oder Borax zur Verschlackung der Verunreinigungen im Tiegelofen umgeschmolzen und der Raffination unterworfen (vgl. S. 56).

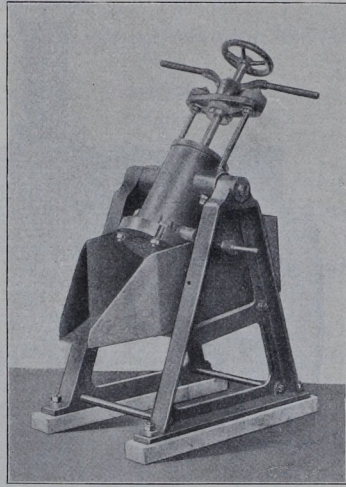


Fig. 11. Amalgampresse. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

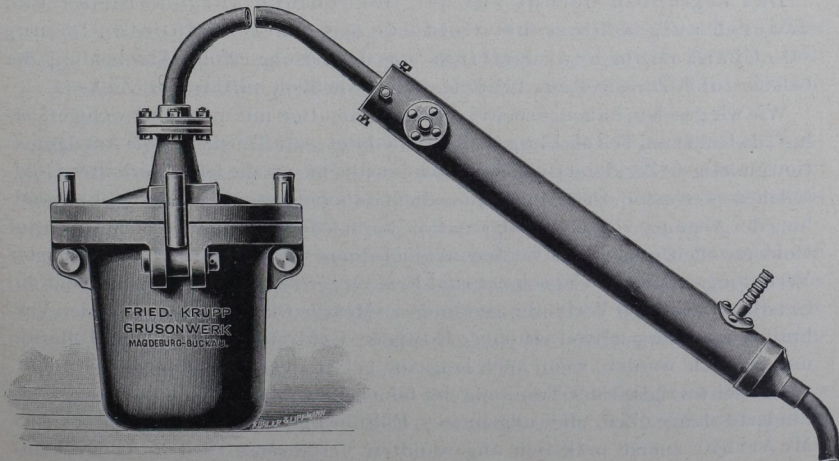


Fig. 12. Amalgamausbrenntopf mit Röhrenkühler. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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.

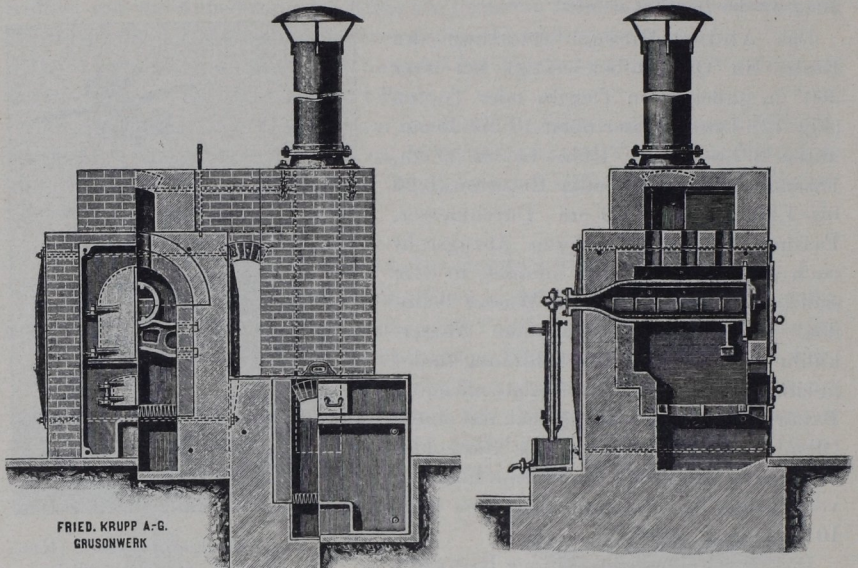


Fig. 13. Muffelofen zum Amalgamausbrennen (Destillieren). (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.) Das Amalgam wird in kleinen eisernen Trögen in die Muffel eingesetzt.

### 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.

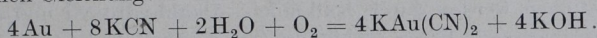
Wie wir gesehen haben, arbeitet die Amalgamation mit mehr oder weniger Verlust, da Gold zum Teil als Flutgold fortschwimmt, zum Teil der für die Amalgamation günstigste Zerkleinerungsgrad nicht ausreicht, um die feinst verteilten Goldteilchen zu erfassen. Die Cyanlaugung dient daher in erster Linie zur 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 größeren 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.

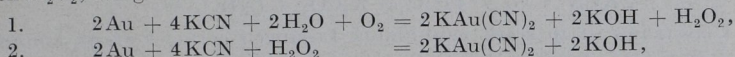
## I. DIE LAUGUNG (leaching).

## 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.

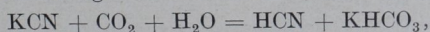
Auf 1 Gew.-Tl. Sauerstoff kommen theoretisch 16 Gew.-Tle. Cyankali, also auf 9 g  $\text{O}_2$  144 g KCN in 1000 l Wasser, entsprechend einer Konzentration von 0,0144% als obere wirksame Grenze. Eine Erhöhung der Konzentration hat daher nur dann Sinn, wenn der verbrauchte Sauerstoff durch Einblasen 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).

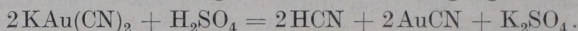
Mit der Forderung des Sauerstoffgehaltes hängt auch der Einfluß der Temperatur des Lösungsmittels zusammen. Die Löslichkeit steigt zwar bis zu  $35^\circ$  an, nimmt dann aber infolge Abgabe von Sauerstoff bei höherer Temperatur wieder ab.

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

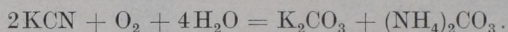


wobei das leicht flüchtige und äußerst giftige  $\text{HCN}^1$ ) zum Teil entweicht. Die Zersetzung von  $\text{KAu}(\text{CN})_2$ , z. B. durch Schwefelsäure, erfolgt unter Bildung von unlöslichem  $\text{AuCN}$ , dessen Goldgehalt sich so der Laugung entzieht:



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°.





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.

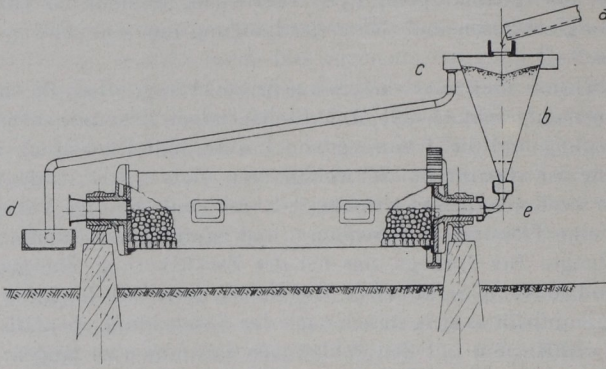


Fig. 15. Schematische Darstellung einer Rohrmühle. *a* Zuleitung des Mahlgutes; *b* Spitzkasten mit Überlauf *c* für Schlamm; *e* Eintrags-, *d* Austragsende.

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.

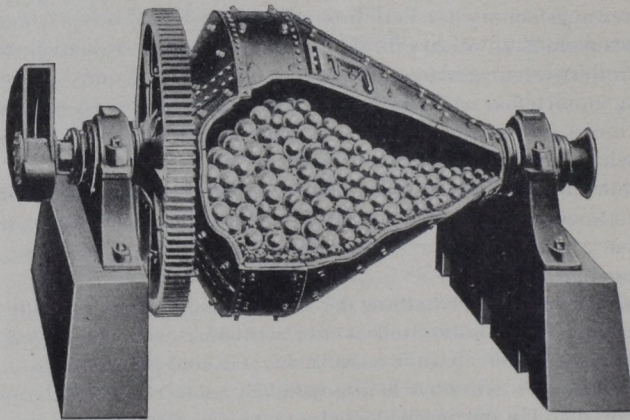


Fig. 16. Hardinge-Kugelmühle. (Kat. v. Hardinge Co., Denver, Colo.)

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 unterworfen 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  $\text{AuCl}_3$  in lösliche Form übergeführt (vgl. S. 53). Auch ein verbleiendes 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.

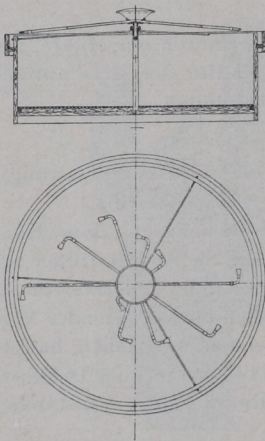


Fig. 17. Laugebehälter für Sickerlaugung. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

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

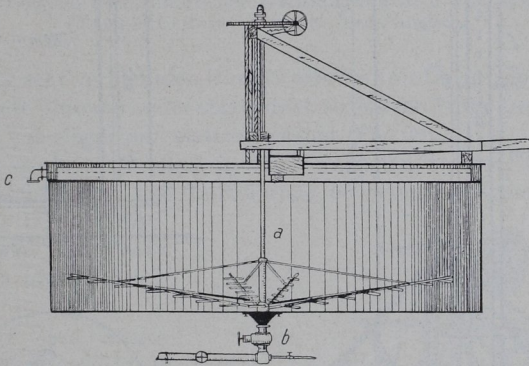


Fig. 18. Dorr-Eindicker. (Nach Hofman, General Metallurgy.) Der (einfach oder doppelt wirkende) Apparat arbeitet kontinuierlich; der sich aus der zentral zulaufenden Trübe absetzende Schlamm wird durch die an den langsam rotierenden, heb- und senkbaren Armen *a* befestigten Winkeleisen zusammengepreßt 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

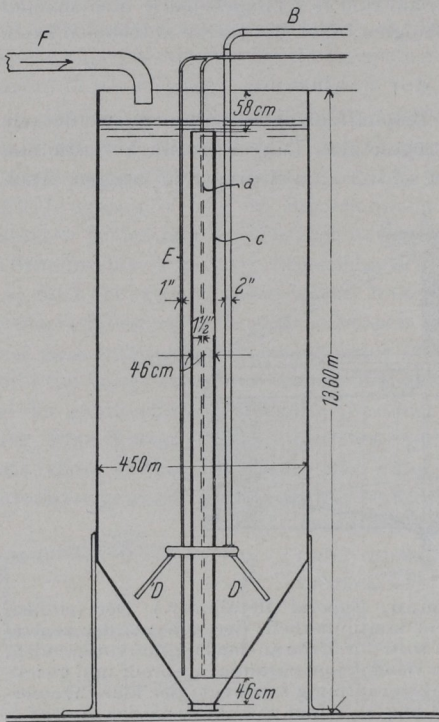


Fig. 19a. Pachuca-Tank zur Rührlaugung. Hoher Eisenzylinder mit konischem Boden. *C* Steigrohr mit Druckluftleitung *A*; *E* Spülleitung; *B* Druckwasserleitung (zur nachträglichen Abscheidung von Sand), führt zu 8 Düsen *D*; *F* Zuleitung der Erztrübe.

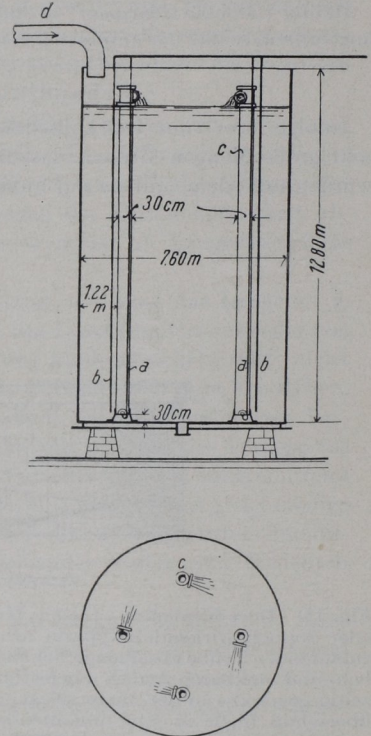


Fig. 19b. Parral-Tank zur Rührlaugung. Eisenzylinder mit flachem Boden. *c* 4 Steigrohre mit Druckluftleitung *a*, am Boden mit Kugelventil zur Erzeugung einzelner großer Luftblasen; *b* Spülleitung; *d* Zuleitung der Erztrübe. Infolge des Austrages der Steigrohre in tangentialer Richtung gelangt schließlich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

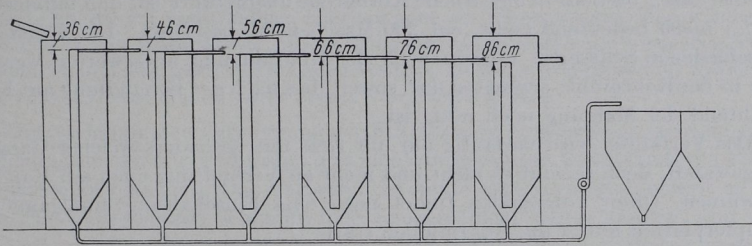


Fig. 20. Beispiel kontinuierlicher Rührlaugung in 6 Pachuca-Tanks.  
(Nach Hofman, General Metallurgy.)

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

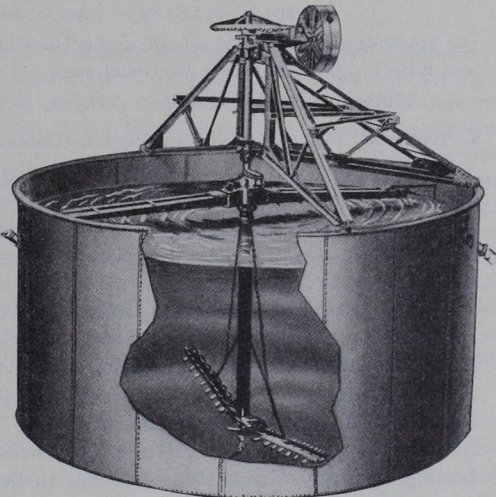


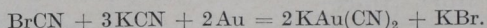
Fig. 21. Dorr-Agitator. (Aus Bull. Nr. 15 der Dorr Co., London etc.) Der Apparat ist wie ein Eindicker gebaut und wirkt auch wie ein solcher mit dem Unterschied, daß der nach der Mitte gedrückte Schlamm hier nicht abgelassen, sondern durch eingepreßte Luft ständig wieder aufgewirbelt wird. Umdrehungszahl/Min.: 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.

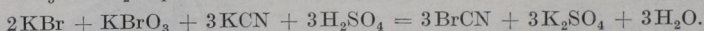
Das Verfahren wird vorläufig nur auf Erze mit besonders weicher Gangart angewandt, doch scheint es mehr und mehr an Verbreitung auch am Rand zu gewinnen. Unter Umständen findet noch eine Einschaltung amalgamierter Kupferplatten hinter die Rohrmühlen statt.

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 Laugerückständen.

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).

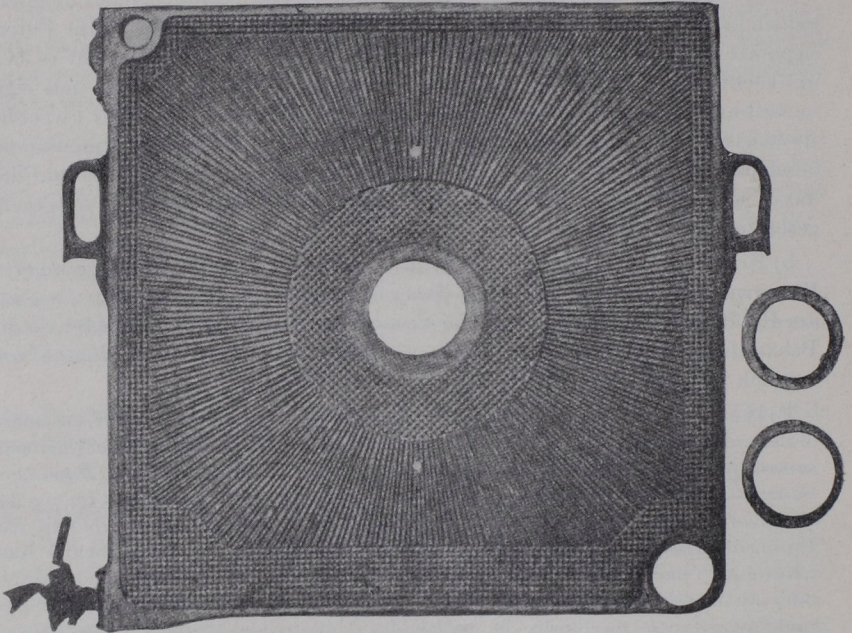


Fig. 22. Filterplatte einer Merrill-Filterpresse. (Aus Liddell, Handbook of Non-Ferrous Metallurgy.) Die Öffnung rechts unten dient zur Einführung der Trübe und zum Abtransport des Filterkuchens, welcher durch ein durch die mittlere Öffnung geführtes drehbares Düsenrohr aufgeschwemmt wird.

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;

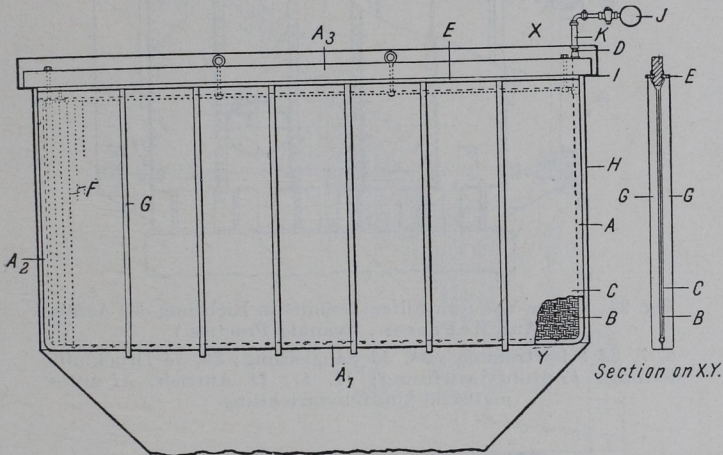


Fig. 23. Blatt eines Butter's Vakuum-Filter. (Aus Julian & Smart, Cyaniding Gold- und Silver-Ores.)  $A, A_1, A_2, A_3$  Filterrahmen;  $B$  Innenlamelle aus Kokosfaser;  $C$  Filtertuch mit Steppnähten  $F$  und Holzlatten  $G$  als Einlagen;  $H$  Filterkasten;  $D, K, J$  Saugleitung.

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.

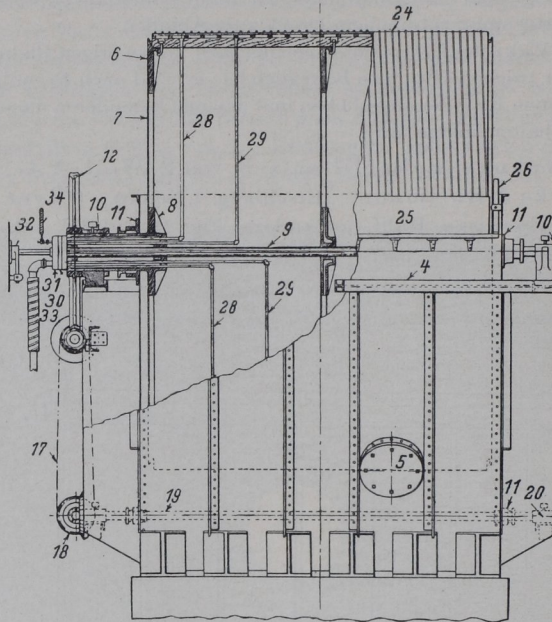


Fig. 24. Oliver-Vakuum-Filter; Schnitt in Richtung der Achse.  
(Aus McFarren, Cyanide Practice.)

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

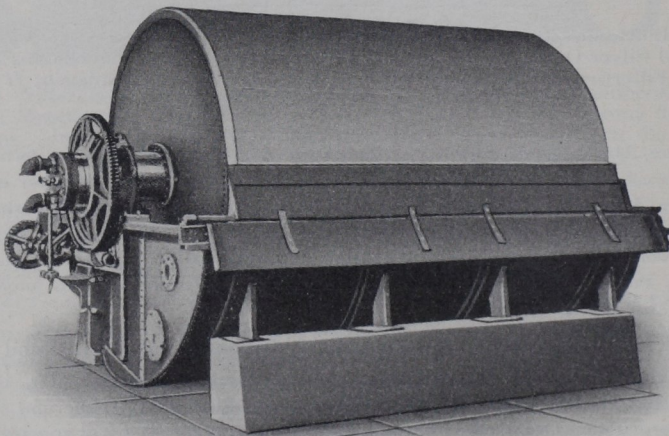


Fig. 25. Oliver-Vakuum-Filter; Ansicht. (Aus Chem. Engineering Catalog 1925.)



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

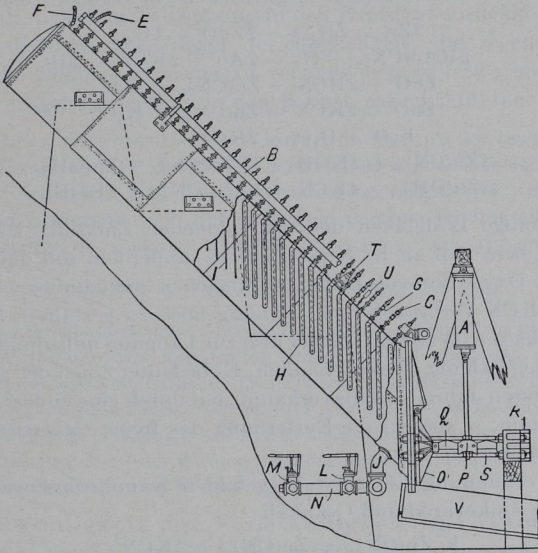


Fig. 26. Burt-Druckfilter. (Aus MacFarren, Text Book of Cyanide Practice.)  
*M, N, L, J* Druckleitung für Trübe und Washwasser; *H* Filtersäcke; *I, B* Abzugs-  
 leitung für klare Lauge; *O* Austrag für Filterkuchen.

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.**

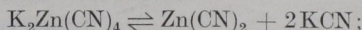
Grundreaktion der Ausfällung von Gold durch das stark elektropositive Zink:  
 $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + 4\text{KCN} + 2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 + 2\text{Au} + 2\text{KOH} + \text{H}_2$ .  
 Das gebildete Kaliumzinkcyanid,  $\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ , 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:

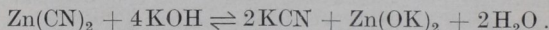
1.  $2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{ZnO} + 2\text{H}_2$ ,
2.  $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + \text{H}_2 = 2\text{Au} + 2\text{KCN} + 2\text{HCN}$ ,
3.  $\text{ZnO} + 2\text{HCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{H}_2\text{O}$ ,
4.  $\text{ZnO} + 2\text{KCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{K}_2\text{O}$ ,
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 Zinkals 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:



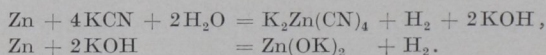
$\text{Zn}(\text{CN})_2$  löst sich außer nach Gl. 6. in einem Überschuß von KOH:



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:

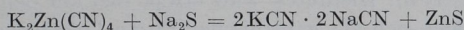


Seit Einführung des Croweverfahrens ist jedoch der Zinkverbrauch außerordentlich zurückgegangen, so daß man heute mit 0,002 bis 0,0025% des Erzgewichtes gegen früher 0,006 bis 0,09% rechnen kann.

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).

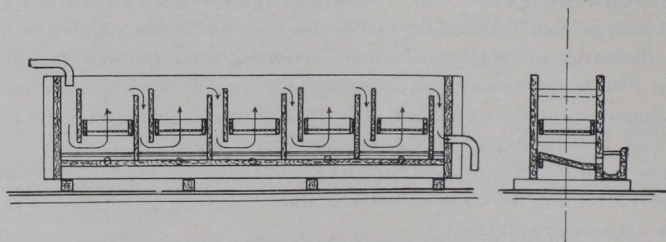


Fig. 27. Fällkasten für Gold. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

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

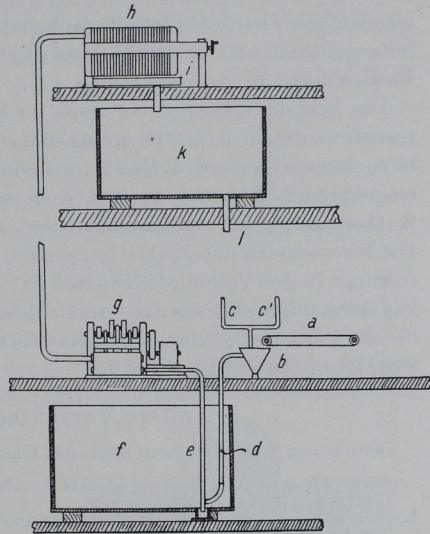


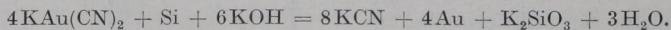
Fig. 28. Schema der Zinkstaubfällung nach dem Merrill-Verfahren. (Nach Gowland, Metallurgy of the non-ferrous Metals.) Der Zinkstaub wird durch die regelbare Zuteilungsvorrichtung *a* dem trichterförmigen Gefäß *b* zugeführt und hier vermittels Druckluft, die durch *c* zuströmt, mit Endlauge (Zuleitung 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

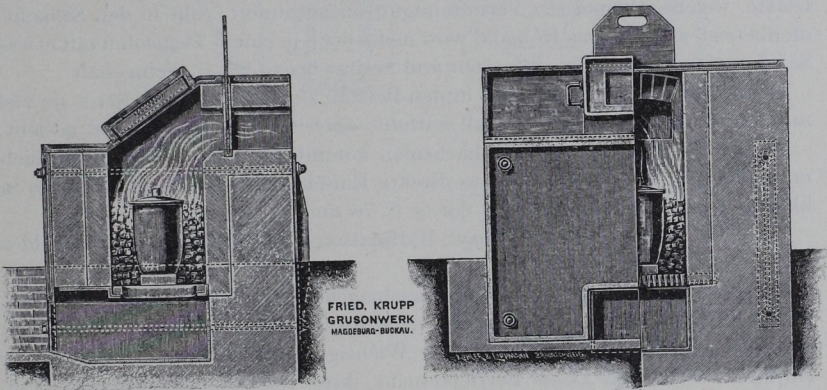


Fig. 29. Tiegelofen zum Goldschmelzen. (Aus Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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.



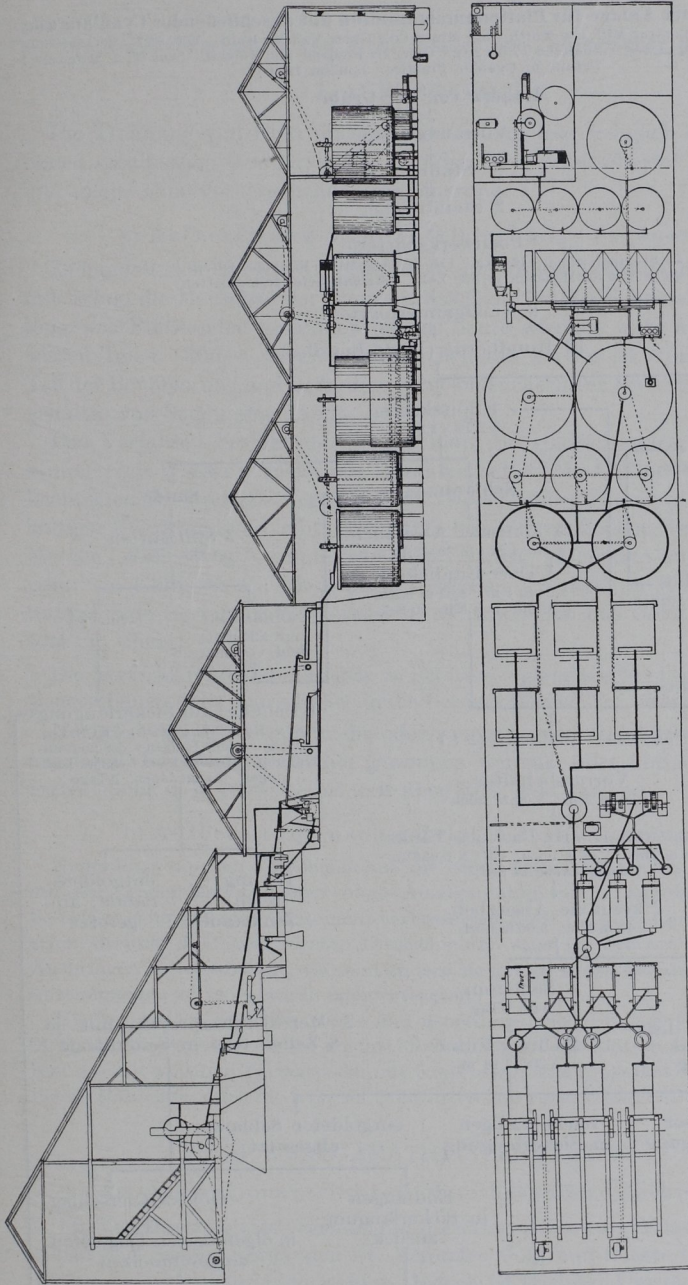
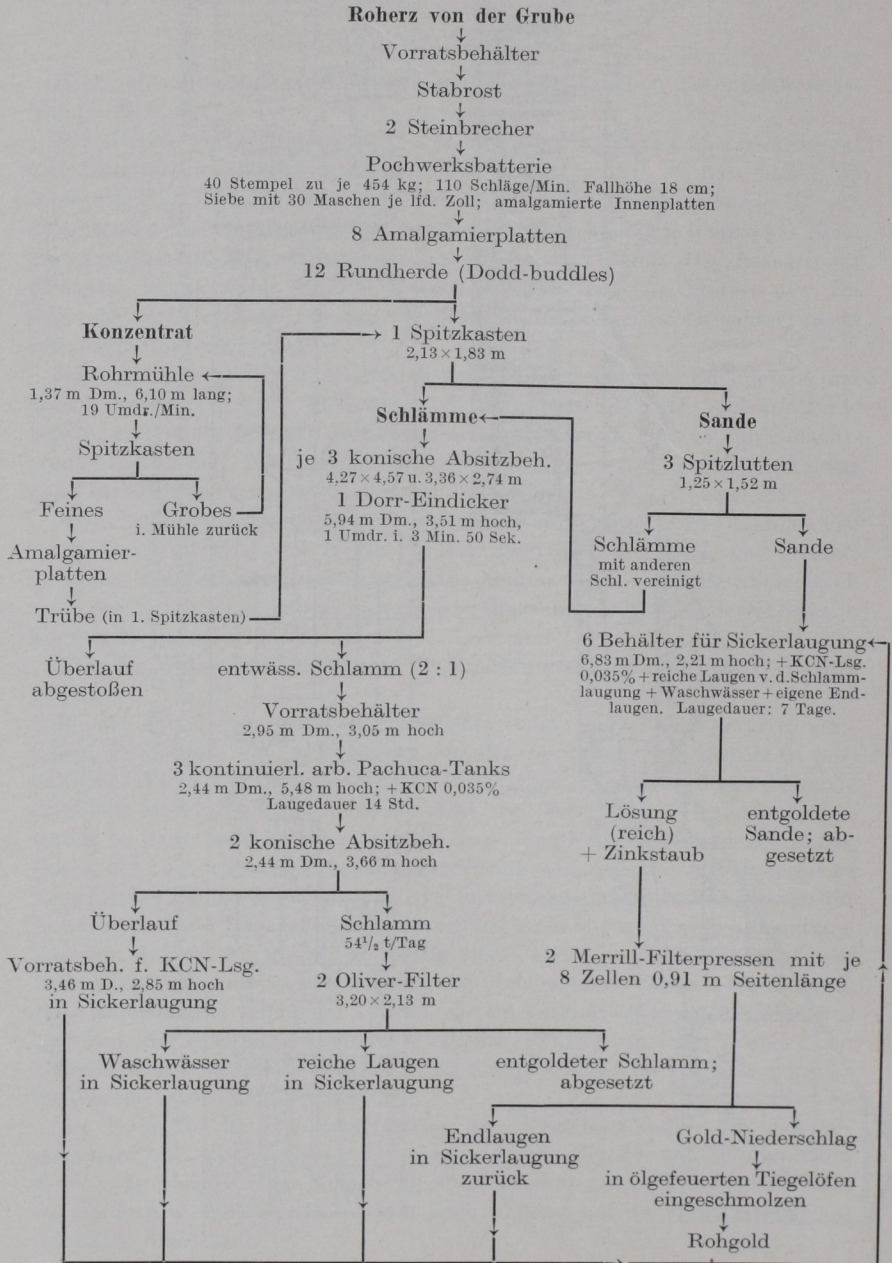


Fig. 30. Übersichtsplan einer modernen Goldgewinnungsanlage (Pochwerksamalgamation und Cyanlaugung).  
(Aus W. Borchers, Hüttenwesen.)

**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.)



## C. Andere Verfahren von mehr lokaler oder historischer Bedeutung.

### I. AUFBEREITUNG.

Die Trennung von Gold und Gangart erfolgt hier lediglich auf Grund des hohen spezifischen Gewichtes des Metalles. Man unterscheidet Verfahren mit und solche ohne vorhergehende Zerkleinerung.

#### a) Aufbereitung ohne Zerkleinerung: Verwaschen.

Es handelt sich hier um die primitivste und älteste Methode, nach der jedenfalls schon die Menschen der Steinzeit das Gold für den Schmuck ihrer Häuptlinge aus Flußsand gewonnen haben; heute wird sie wohl nur noch in gewissen Teilen Chinas, wo Arbeitskraft beinahe wertlos ist, von dem ärmsten Teil der Bevölkerung und außerdem von Goldsuchern zur Feststellung des Goldgehaltes von Seifen angewandt.

Das Verfahren besteht darin, daß man die goldführenden Schichten zusammen mit Wasser in meist von Hand bewegte flache Gefäße einträgt und die leichtesten Bestandteile wegschwemmt, wobei schließlich ein schwerer metallhaltiger Rückstand verbleibt. Die Gefäße haben verschiedene Gestalt: längliche Mulden („Sichertrog“), runde Schüsseln („batea“ in Mexiko und Südamerika, „pan“ in Kalifornien), Wiegenform („cradle“, „rocker“ in Kalifornien) oder feststehende Gerinne mit Querleisten, an denen sich das Gold absetzt („long tom“ in China).

Die letzteren führen unmittelbar zu gewissen, später beschriebenen Amalgamationsverfahren, falls man nämlich in die Gerinne Quecksilber zusetzt.

Natürlich können so nur mehr oder weniger grobe Goldkörner („nuggets“) aus losen, feinkörnigen Sanden gewonnen werden. Alles übrige (Flitter, vererztes) Gold, d. h. teilweise bis weit über 50%, geht verloren.

#### b) Aufbereitung nach erfolgter Zerkleinerung.

Neuerdings tauchen Vorschläge auf, die neuen naßmechanischen Methoden auch auf fein gemahlene Golderze ohne Amalgamation und Laugung anzuwenden. So soll es gelungen sein, auf einem verbesserten Herd („Ondra-Concentrator“) die schon dreimal durchgearbeiteten Deckschichten alter Gruben am Rand mit 75% Ausbringen zu verarbeiten, während andere Methoden wegen der vorhandenen Verunreinigungen zu teuer waren oder versagten.

Hierher gehört auch die uralte und neuerdings wieder mit Erfolg ausgeführte Methode, die Pochwerkstrübe anstatt über amalgamierte Platten über solche zu leiten, die mit wollenen Tüchern oder mit Kord belegt sind („blanket concentration“), deren Rauheiten auch die feinsten Goldflitterchen zurückzuhalten vermögen.

### II. AMALGAMATIONSVERFAHREN.

#### a) Amalgamationsverfahren ohne besondere Zerkleinerung.

Die Verfahren sind naturgemäß nur dort anwendbar, wo Freigold in losen Geröllen und Sanden vorhanden ist. Vererztes Gold und feinste Goldflitterchen können so nicht gewonnen werden. Jedoch ist es unter Umständen trotzdem dort zweckmäßig, so zu arbeiten, wo die Alluvionen so arm sind, daß umständ-

lichere Verfahren oder die Investierung großer Kapitalien sich nicht lohnen, oder wo Brennstoffe sehr teuer sind.

### 1. Hydraulischer Abbau (hydraulic mining, hydrauliquing).

Die losen, groben und feinen Alluvionen werden vermittels eines mächtigen Wasserstrahles (10 bis 30 cm Durchmesser) von mehreren (8 bis 15) Atmosphären Druck losgespült (Fig. 31) und durch lange, schwach geneigte Gerinne (sluices) geleitet, in die Quecksilber gegeben wird. Die Gerinne sind mit Querleisten und Unterbrechungen (under currents) bzw. Erweiterungen versehen, in denen sich das gebildete Amalgam absetzt. Gerölle und Sande werden zu Tal geschwemmt und setzen sich in den unteren Teilen der Flußläufe ab. Hieraus ergibt sich auch die Hauptschwierigkeit: die allmähliche Versandung der Flußläufe, die zu einem Verbot des Verfahrens für das Gebiet des Sacramento in Kalifornien und anderwärts führte.

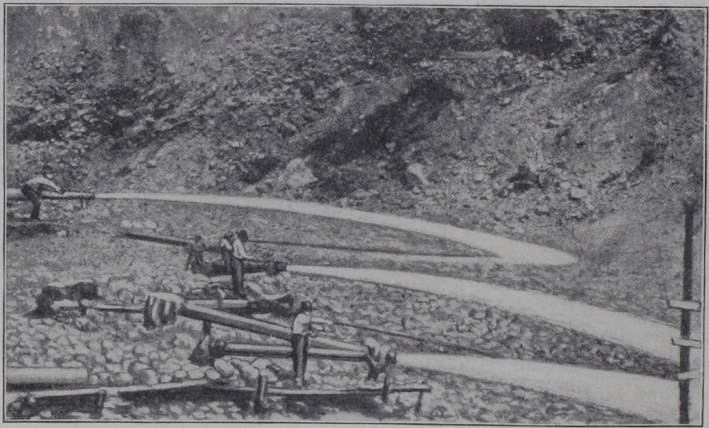


Fig. 31. Hydraulischer Abbau zu Boise Country, Idaho.  
(Aus Eng. & Mg. Journ. Bd. 122, S. 421.)

Das Verfahren kann nur dort angewandt werden, wo die Möglichkeit besteht, die erforderlichen Wassermassen mit dem nötigen Druck heranzuführen und die gewaltigen Mengen abgeschwemmter Massen unterzubringen, also im Gebirge bzw. im Oberlaufe von Flüssen. Das Wasser muß häufig in langen Leitungen mit dem erforderlichen Gefälle von weit her zugeleitet werden. Jedenfalls kann von einem lohnenden Betriebe nur dann die Rede sein, wenn es sich um die Anwendung in größtem Maßstabe handelt. Die besten Resultate liefern naturgemäß die tiefsten und daher reichsten Schichten („bed rocks“).

Das Ausbringen beträgt höchstens 60% (Kolorado: 40 bis 55%, Kalifornien: 40%). Wegen der geringen Betriebskosten noch anwendbar auf Material mit 0,08 bis 0,6 g/t.

Quecksilberbedarf: auf 1000 m Gerinne 200 kg.

Verlust an Quecksilber: 10 bis 15%.

In Kalifornien wurde so 1848 bis 1890 für zirka eine Milliarde Goldmark Gold gewonnen, aber auch mindestens ebenso viel ungenutzt ins Meer geschwemmt.

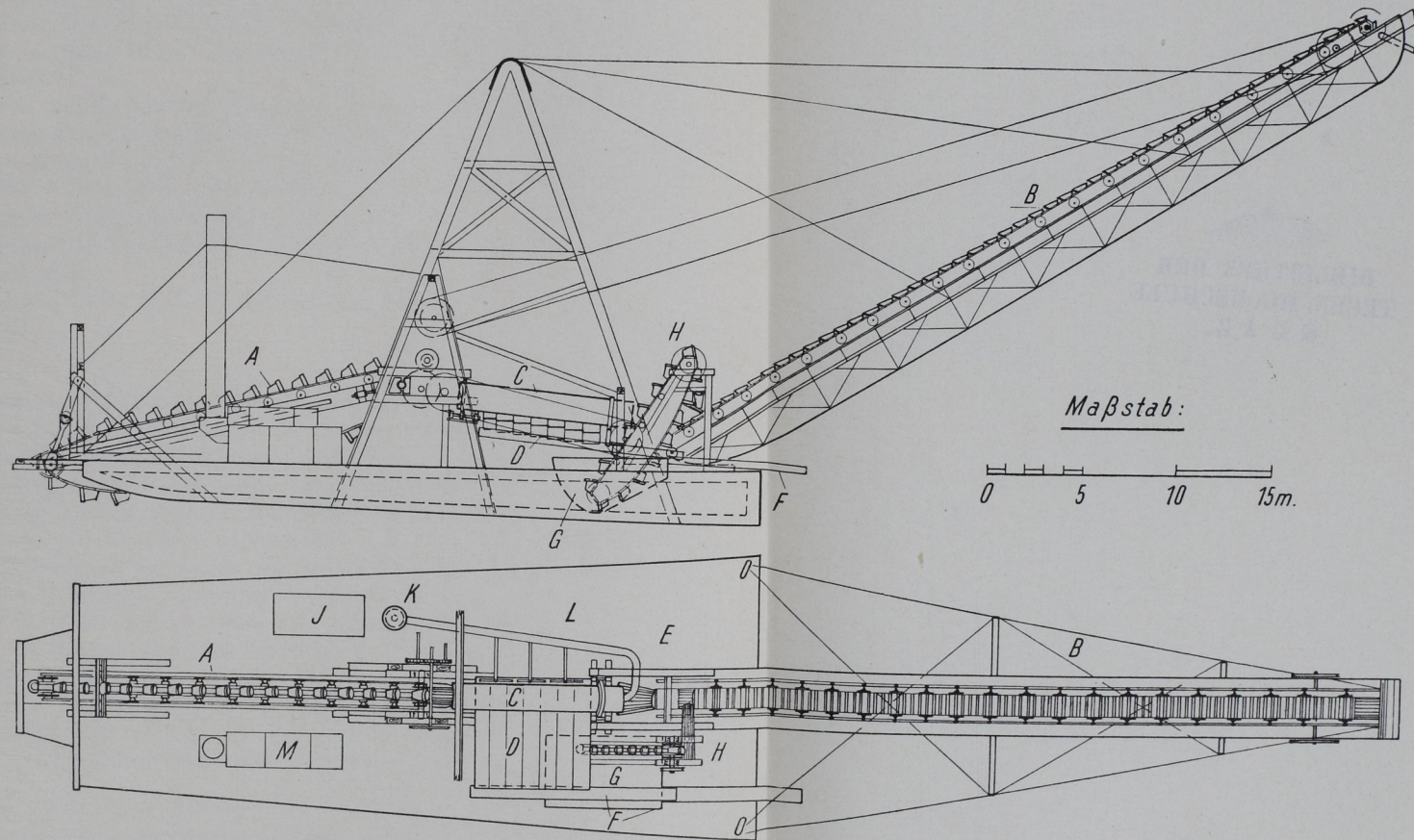


Fig. 32. Schwimmbagger (Neuseeländer Form). (Nach T. K. Rose, The Metallurgy of Gold.)

Die durch den Förderbagger *A* geförderten Erze gelangen in die Siebtrommel *C*, in die mittels der Pumpe *K* und der Leitung *L* Wasser geleitet wird; Austrag für Überkorn in Eimerleiter *B*, für Unterkorn über mit Wasser besetzte amalgamierte Kupferplatten *D*; die Sande gelangen in Behälter *G*, der durch Bagger *H* in *B* entleert wird, Schlämme werden durch Austragsrinne *F* direkt abgeführt. *M* Dampfkessel; *J* Antriebsmaschine.



## 2. Goldbaggern (gold dredging).

Als Apparat dient ein Schwimmbagger mit zwei Eimerleitern (vgl. Fig. 32, Tafel II und Fig. 71, S. 152). Auf Deck befindet sich ein die ausgebagerten Massen aufnehmendes Trommelsieb, das die groben meist goldfreien Bestandteile der Eimerkette am Austragsende zuführt, von der sie hinten wieder abgesetzt werden. Das abgesiebte Feine gelangt als Trübe über seitlich von der Siebtrommel angebrachte amalgamierte Kupferplatten und wird nach der Entgoldung durch seitliche Rinnen ausgetragen bzw. ebenfalls dem hinteren Becherwerk zugeführt.

Der Bagger frißt sich buchstäblich durch das Land hindurch, die erzeugte Grube ständig hinter sich wieder auffüllend. Im Gegensatz zu dem vorigen Verfahren ist bei diesem der Wasserverbrauch sehr gering, auch eine Versandung der Flußläufe findet nicht statt. Daher kann es auch in wasserärmeren Gegenden und weitab von größeren Flußläufen angewandt werden.

Tägliche Leistung: 900 bis 2300 cbm; Baggertiefe bis 18 m. Kraftbedarf: 50 bis 100 PS und mehr.

Das Verfahren wird heute noch mit gutem Erfolg in Neuseeland und Kalifornien angewandt.

## 3. Gefluder.

Die Seifen werden auf einer Bühne über ein weitmaschiges Sieb ausgekippt, auf diesem die gröberen Gesteinsstücke von Hand ausgeklaut. Das Feine (unter 15 mm) leitet man über Wasserrinnen (Gefluder), die mit querliegenden Holzleisten und Steinen reihenweise belegt sind; der Goldstaub setzt sich dahinter ab und wird durch zugeführtes Quecksilber gleichzeitig amalgamiert. Um Goldverluste in den Abwässern zu vermeiden, läßt man diese schließlich durch ein Sieb feinsten Lochung laufen: die Goldfitter fallen durch die Sieblöcher auf einen mit Filztuch bespannten Planherd; das sich hier noch ansammelnde Gut wird der Amalgamation auf amalgamierten Platten unterworfen. Länge der Rinnen bis 100 m, Leistung in 10 Stunden bis 40 t Erz. Wasserverbrauch: rd. 400 l/Min.

Das Verfahren ist nur für kleine Betriebe geeignet, ist bezüglich Anschaffungs- und Betriebskosten einfach und billig, jedoch auch äußerst primitiv. Heute vielleicht noch in Siebenbürgen und Böhmen in Betrieb.

### b) Amalgamation unter gleichzeitiger (Naß-) Zerkleinerung.

Heute ganz allgemein durch Plattenamalgamation verdrängt. Das Quecksilber wird hier als solches direkt in den Zerkleinerungsapparat gegeben und so innig mit dem zerkleinerten Gut vermischt. Oft leitet man die austretende Trübe noch über amalgamierte Platten, wäscht auch wohl noch den Pyrit heraus und behandelt ihn für sich weiter (chlorierend), so daß dann ein genereller Unterschied gegenüber der Plattenamalgamation kaum besteht.

Als Zerkleinerungsapparate dienen:

Die Arrastra (a. d. span. arrastrar = schleppen): primitivste Methode, liefert jedoch ein sehr feines Produkt; Leistung sehr gering, auf Mexiko und Südamerika beschränkt.

Besteht aus einer runden, ausgemauerten Grube, auf deren Boden ein oder mehrere Steine mit flacher Unterfläche, an einem Drehkreuz befestigt, rotieren. Antrieb durch Maultiere (Göpelbetrieb), Wasserräder oder Dampf.

Nach Art des Kollerganges wirkende Mühlen verschiedener Bauart: Chilenische, Bryan-, Huntingtonmühle. Letztere vielleicht noch am häufigsten angewandt, mit horizontal und pendelnd aufgehängten Läufern, vor allem für weiches Material geeignet. Liefert weniger Schlamm als die Pochwerke. — Ausbringen: ca. 70%, davon 45% in der Mühle, 55% auf amalgamierten Platten.

### c) Amalgamation nach vorausgegangener Zerkleinerung.

Früher hauptsächlich zur Nachbehandlung pulver- und schlammförmiger Abgänge anderer Prozesse, z. B. der Cyanlaugung, angewandt, seltener auf rohe Erze. Heute wohl kaum mehr in Anwendung. Die Amalgamation erfolgte in Gefäßen verschiedener Bauart, in denen eine innige Mischung mit zugesetztem Quecksilber stattfand.

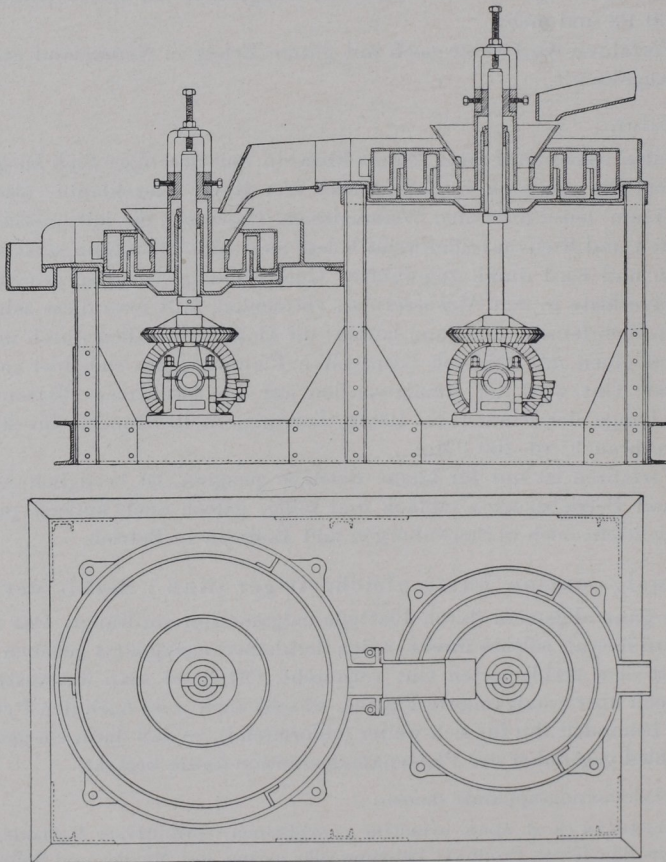


Fig. 33. Laszlo-Amalgamator. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)



Als Apparate dienen:

Mörser (mortars) in sehr kleinen und primitiven Betrieben.

Pfannen (pans): mit Rühr- und Reibvorrichtung versehene Gefäße aus Gußeisen, selten Seitenwände aus Holz, 1,20 bis 1,70 m Durchmesser, 0,60 bis 0,70 m hoch. Die Reiber (Läufer, driver) besitzen auswechselbare Schuhe von verschiedener Gestalt, laufen auf dem mit Aussparungen versehenen Mahlboden (die), in denen sich das zugesetzte Quecksilber ansammelt; dieses wird von da nach der Peripherie geleitet, von wo es ständig in den Prozeß zurückkehrt. Auch Teile des Mahlbodens können auswechselbar sein.

Antrieb meist von unten, Umdrehungszahl 60 bis 90 pro Minute.

Verschiedene Konstruktionen (von Boss, Berdan, Britton). Abbildung siehe Fig. 61, S. 116.

Fässer (barrels) aus Holz oder Metall mit Drehvorrichtung. Abbildung siehe Fig. 65, S. 122.

Quickmühlen, Amalgamatoren.

Vollkommenste Konstruktionen, jedoch heute ebenfalls wohl kaum mehr (vielleicht noch in Siebenbürgen) angewandt. Zum Beispiel:

Schemnitzer Mühle.

Eine Art Pfanne, deren Läufer unten mit Zähnen versehen ist, die in entsprechende Vertiefungen des Mahlbodens eingreifen.

Laszloamalgamator. Ähnlich der vorigen gebaut (Fig. 33), jedoch Mahlboden mit ringförmigen Erhöhungen. Eintrag in der Mitte.

Bei beiden Konstruktionen arbeiten meist zwei Mühlen zusammen derart, daß die eine, höher angeordnete, ihren Austrag in die andere gibt.

Leistung: 2 t je 24 Stunden. Ausbringen verhältnismäßig gut (75 bis 80%). Quecksilberverlust: 30 bis 35 g je t Erz.

Außerdem noch eine große Anzahl verschieden arbeitender Amalgamatoren von mehr oder weniger zweifelhaftem Wirkungsgrad, deren Beschreibung zu weit führen würde.

Alle genannten Apparate sind natürlich mit Amalgamfängern versehen.

### III. NASSE VERFAHREN.

Von solchen kommt nur noch in Betracht:

Die Chloration (Plattnerprozeß, chlorination).

Das Verfahren wurde seinerzeit von Plattner zur Verarbeitung pyrit- und arsenkieshaltiger Erze, die Gold in sehr feiner Verteilung (vererzt) enthalten, ausgearbeitet. Heute wird es auch noch gelegentlich zur Entgoldung der groben pyritischen Konzentrate (vgl. S. 29) sowie von Arsenkiesabbränden (Reichenstein!) benutzt, vor allem, wenn sie sehr reich sind. Besteht in der Überführung des Goldes in wasserlösliches Chlorgold,  $\text{AuCl}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ , durch Behandeln mit Chlorgas bei Anwesenheit von Wasser und anschließendem Ausfällen des Goldes. Zur Vermeidung von Chlorverlusten müssen solche Bestandteile, welche flüchtige Chloride bilden, also vor allem S, Te, As, vorher durch Röstung entfernt bzw. (Fe) in unschädliche Verbindungen ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) übergeführt werden. Es geht daher ganz allgemein der Chloration eine Röstung voraus.

Schädlich, d. h. Chlor verbrauchend, wirken ferner Kalk und Magnesia in der Gangart. Kupfer und, in geringerem Maße, Blei gehen als Chloride in Lösung und verunreinigen die Goldlösung, während das in Wasser unlösliche Chlorsilber im Rückstand verbleibt (und so verlorengelht), falls man nicht zu seiner Lösung Kochsalz zusetzt. Ein hoher Ag-Gehalt ist schädlich, da  $\text{AgCl}$  das Au vor dem Angriff durch Cl schützt. Ein Zusatz von NaCl schon während der Röstung bewirkt zwar durch Chlorierung von (Ag und) Cu eine Ersparnis an Cl-Gas (vgl. „chlorierende Röstung“ des Silbers bzw. des Kupfers), gibt indessen bei nicht sehr sorgfältiger Überwachung der Rösttemperatur (Steigerung auf über  $750^\circ$ ) zu vorzeitiger Bildung und damit Verflüchtigung von  $\text{AuCl}_3$  bzw. zu Goldverlusten (bis zu 90%) Veranlassung und ist daher heute meist wieder abgeschafft.

Die Röstung findet nach erfolgter mäßiger Zerkleinerung in Fortschauflern oder heute meist in mechanischen Röstöfen statt. Bei Anwesenheit von Kupfer muß die sonst niedrige Rösttemperatur (dunkle Rotglut) zur Zerlegung von gebildetem  $\text{CuSO}_4$  schließlich auf  $850^\circ$  gesteigert werden.

Zur Ausführung der Chloration selbst dienen entweder kippar aufgehängte Gefäße aus Steinzeug (von 75 kg Fassung an — ursprüngliches Plattnerverfahren) oder aus Holz mit säurefestem Innenanstrich (bis 80 t Fassung), in denen das angefeuchtete Erz auf einem Filterboden liegt und Chlor-

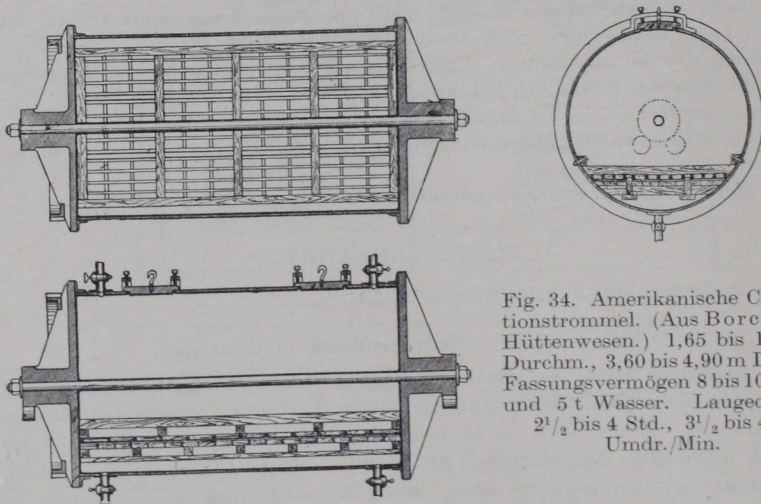
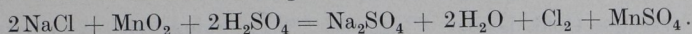


Fig. 34. Amerikanische Chlorationstrommel. (Aus Borchers, Hüttenwesen.) 1,65 bis 1,80 m Durchm., 3,60 bis 4,90 m Länge, Fassungsvermögen 8 bis 10 t Erz und 5 t Wasser. Laugedauer:  $2\frac{1}{2}$  bis 4 Std.,  $3\frac{1}{2}$  bis  $4\frac{1}{2}$  Umdr./Min.

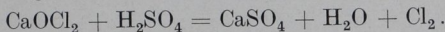
gas von unten eingeleitet wird; oder man verwendet Rührapparate oder rotierende mit Blei ausgekleidete Eisentrommeln, in denen das Chlor während des Prozesses erzeugt oder in Gestalt von Chlorwasser oder in verflüssigter Form zugesetzt wird (Fig. 34). Zum Schluß wird ausgewaschen und der Rückstand durch Kippen entleert oder selbsttätig ausgetragen, unter Umständen noch über einen Setzherd geschickt, dann abgesetzt.

Die Erzeugung des Chlors erfolgt:

a) In besonderen Apparaten (Gefäße aus Blei oder verbleitem Eisen) aus Kochsalz oder Chlorkalk nach folgenden Gleichungen:



Für 1 t Erz braucht man 3,0 bis 3,8 kg NaCl, 2,3 bis 3,0 kg  $\text{MnO}_2$ , 4,6 bis 6,6 kg  $\text{H}_2\text{SO}_4$  (als 60°-Säure gerechnet) und 2,6 bis 3,6 kg Wasser.



Auf 1 t Erz braucht man 4 bis 18 kg Chlorkalk, 6 bis 23 kg  $\text{H}_2\text{SO}_4$  (wie vorige), auf 15° Bé verdünnt.

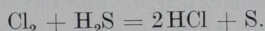
Neuerdings kommt auch die elektrolytische Gewinnung von Chlor aus NaCl-Lösung mehr und mehr in Anwendung.

Bei Benutzung von Chlorwasser wird dieses dadurch erzeugt, daß man Chlorgas in mit Wasser berieselte Türme leitet.

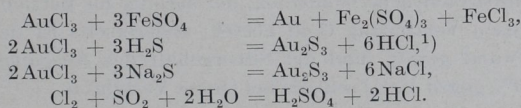
b) Während des Prozesses aus Chlorkalk und Schwefel- oder Salzsäure, die dem Erz in den Rührapparaten oder Laugetrommeln zugesetzt werden.

Enthält das geröstete Erz noch unzersetzte Sulfide, so ist ein HCl-Gehalt des Chlors bzw. die Verwendung von HCl schädlich, da die dann einsetzende Entwicklung von  $\text{H}_2\text{S}$  die Ausfällung von Au und damit Goldverluste zur Folge hat. Es muß in diesem Falle ein Waschen des  $\text{Cl}_2$  vorhergehen.

Die Ausfällung des Goldes aus den filtrierten Laugen erfolgte ursprünglich durch Ferrosulfat, später meist durch Schwefelwasserstoff oder Natriumsulfid in verbleiten, eisernen Zylindern; dabei muß noch vorhandenes freies Chlor vorher durch schweflige Säure unschädlich gemacht werden, da sonst unnötig viel  $\text{H}_2\text{S}$  bzw.  $\text{Na}_2\text{S}$  verbraucht und Schwefel abgeschieden wird:



Die sich bei der Fällung in der Kälte abspielenden Reaktionen entsprechen den Gleichungen:



Bei Verwendung der theoretischen Menge  $\text{H}_2\text{S}$  oder  $\text{Na}_2\text{S}$  bleiben Pb und Cu in Lösung, da etwa gebildete Sulfide sich mit Au umsetzen.

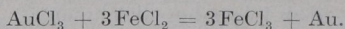
Wegen der leichten Zersetzbarkeit (Dissoziation) des  $\text{Au}_2\text{S}_3$  in der Hitze (sie beginnt bei 140° und ist bei 250 bis 270° vollständig) schadet dessen Bildung nicht.

Auch Holzkohle oder Sägemehl können zum Ausfällen dienen; ferner der elektrische Strom mit Anoden aus graphitierter Kohle und Bleikathoden, die dann in die Treibarbeit gehen.

Der Niederschlag wird abfiltriert, getrocknet, falls S-haltig geröstet und im Graphittiegel mit Soda, Pottasche, Kieselsäure und Salpeter zur Verschlackung der fremden Bestandteile verschmolzen, der gewonnene Regulus in Barren gegossen.

<sup>1)</sup> In der Hitze entsteht neben  $\text{H}_2\text{SO}_4$  in der Hauptsache met. Au bzw. ein Gemisch von Au und dem schon bei 240° vollständig dissociierenden  $\text{Au}_2\text{S}$ .

Ist der Niederschlag sehr unrein, wird er vorher nochmals (in Königswasser) gelöst und Au in reinem Zustande durch  $\text{FeCl}_2$  ausgefällt:



Das erzeugte Gold besitzt  $\frac{977}{1000}$  bis  $\frac{999}{1000}$  Feingehalt. Ausbringen: 90 bis 96% (bei Arsenerzen meist bedeutend geringer).

Außer den angeführten gibt es noch eine Unzahl von Vorschlägen und Modifikationen der Goldgewinnung, die indessen meist nur theoretische Bedeutung (wenn überhaupt) besitzen und daher hier übergangen werden können.

#### D. Die Raffination von Rohgold.

Das auf die eine oder andere Weise gewonnene Rohgold enthält neben dem stets vorhandenen Silber unter Umständen Platin und andere Metalle dieser Gruppe, vor allem Palladium, sowie Blei, Kupfer, Zink usw. als Verunreinigungen; es muß daher noch raffiniert bzw. geschieden werden.

Unter „Raffinieren“ versteht man die Entfernung der unedlen Verunreinigungen, unter „Scheiden“ die Trennung der Edelmetalle; doch lassen sich die Begriffe praktisch nicht scharf trennen.

Im allgemeinen gibt man heute der elektrolytischen Raffination den Vorzug, die den Vorteil bietet, daß auch die Platinmetalle gewonnen werden können, während die weniger häufige Behandlung mit Chlorgas (Millerprozeß) nur die Trennung des Goldes von geringen Silbermengen und den Verunreinigungen gestattet, nicht aber von Platinmetallen, die im Gold verbleiben und so verlorengehen; dieses Verfahren kann daher nur auf Gold angewandt werden, das an diesen Metallen frei ist. Ein Nachteil der elektrolytischen Raffination ist der nicht ganz unbedeutliche Goldstock, der ständig im Betrieb vorhanden sein muß und dessen Verzinsung Geld kostet; andererseits ist der Material- und sonstige Aufwand gering, und der Silbergehalt des Ausgangsmaterials kann höher (bis 20% gegen 10%) sein als bei jenem Verfahren.

#### I. Die elektrolytische Raffination (von Dr. H. Wohlwill).

In der Technik der Scheidung der Edelmetalle sind heute die alten Methoden (z. B. der Quartation und Affination, vgl. später im Kap. Silber) weitgehend verdrängt durch elektrolytische Methoden. Die Grundlage aller heute in Anwendung stehenden Verfahren der elektrolytischen Scheidung bzw. Raffination des Rohgoldes bildet das von Emil Wohlwill erfundene Verfahren gemäß D.R.P. 90276, das bereits seit dem Jahre 1878 im Betriebe der Norddeutschen Affinerie in Hamburg und heute (mit der später genannten Abänderung) fast in allen größeren Scheideanstalten der Welt in Anwendung steht. Es beruht auf der Erscheinung, daß Gold sich anodisch in einer heißen, stark salzsauren Lösung von Goldchlorid auflöst. Dabei gehen mit dem Gold nicht nur alle unedleren Begleitmetalle, wie z. B. Kupfer und Zink, in Lösung oder in Form unlöslicher Chloride, wie z. B.  $\text{AgCl}$  und  $\text{PbCl}_2$ , in den Schlamm über, sondern auch Platin und Palladium, die als häufige Begleiter des Goldes im

Fig. 35 bis 39. Schema einer Einrichtung für elektrolytische Goldseidung.

*a* Porzellankasten für den Elektrolyten;  
*b* Anode aus Rohgold; *c* Kathode aus Feingold; *d* Stromleitungsschiene; *e* und *f* Woulffsche Flasche und Glasrohre zur Konstanthaltung des Elektrolytenspiegels; *g* mit Dampf geheiztes Wasserbad; *h* Glasrohre für Luftrührung.

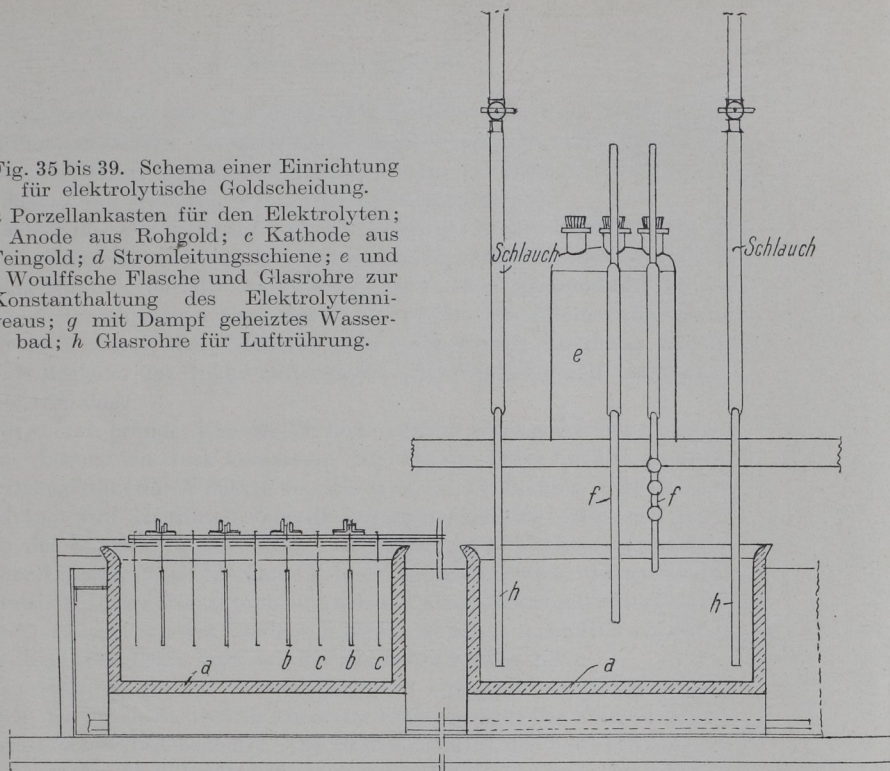


Fig. 35.

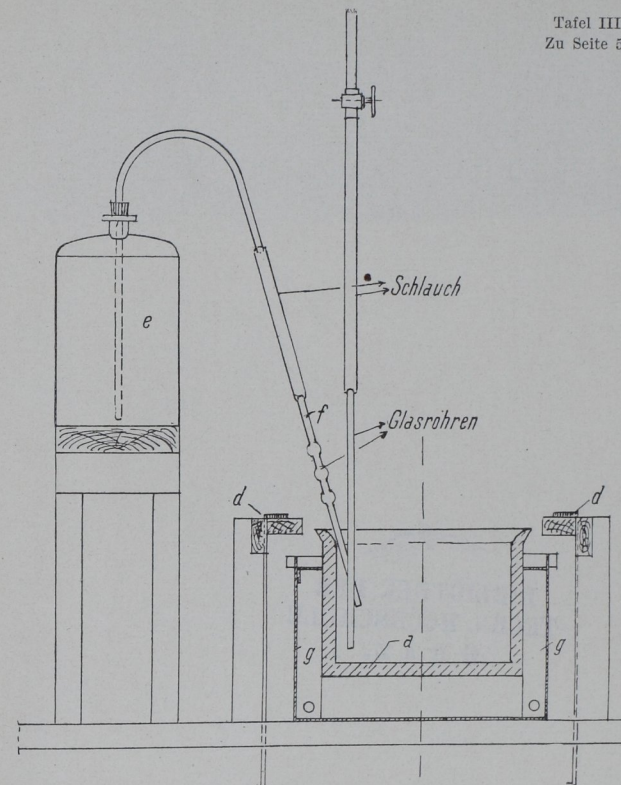


Fig. 36.

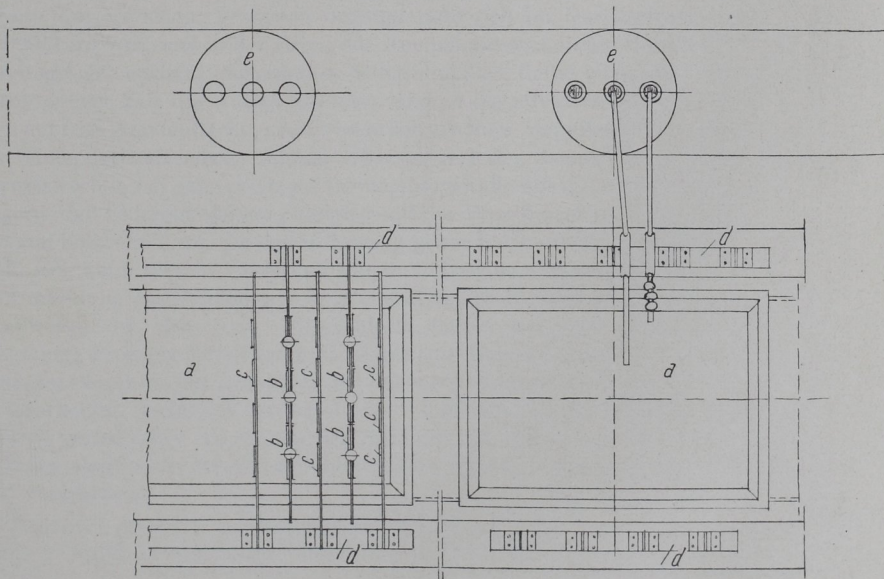


Fig. 37.

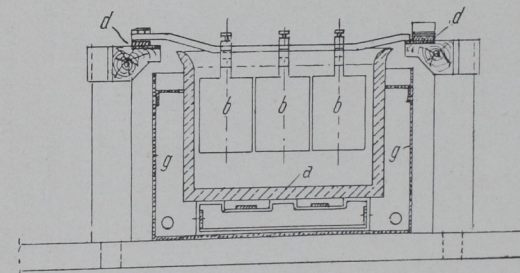


Fig. 38.

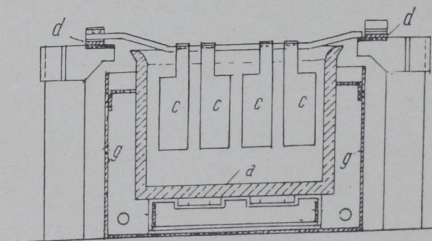


Fig. 39.



Rohgold auftreten, in Lösung. Unangegriffen bleiben nur einige Platinmetalle, wie Osmium und Iridium. An der Kathode dagegen wird unter den angewandten Betriebsverhältnissen nur Gold abgeschieden, das auf solche Weise mit einem Reinheitsgrad von praktisch  $\frac{1000}{1000}$  gewonnen werden kann.

Der Wert des Verfahrens liegt also einerseits in der Gewinnung reinen Goldes aus Rohgold, wie es bei den Amalgamations- oder Extraktionsprozessen der Goldgewinnung entfällt, aus Guldichsilber, dem Endprodukt der Verhüttung edelmetallhaltiger Erze, oder aus Abfällen der Edelmetallindustrie; andererseits gestattet das Verfahren eine vollkommene Trennung von den häufig als Begleiter des Goldes auftretenden Platinmetallen und deren gleichzeitige Gewinnung.

Theoretisch gründet sich die Methode auf die Eigenschaft des Goldes, in salzsaurer Lösung ein stark komplexes Salz von der Form  $\text{AuCl}_4\text{H}$  zu bilden, dessen Dissoziation durch Zusatz von Salzsäure oder Chloriden weitgehend zurückgedrängt wird. Hierdurch steigt die Lösungstension des Goldes so weit, daß es unter der Einwirkung des Stromes in Lösung geht, während bei nicht genügendem Überschuß an Chloriden  $\text{Cl}^-$ -Ionen entladen werden, also gasförmiges Chlor auftritt. In der Praxis muß eine solche Chlorentwicklung natürlich vollkommen vermieden werden; zu diesem Zweck ist um so mehr  $\text{HCl}$  zuzusetzen, je höher die Stromdichte liegt, mit der gearbeitet werden soll.

Vorbedingung für die Anwendbarkeit eines solchen Goldscheideverfahrens in der Praxis ist natürlich in erster Linie ein schneller Verlauf, da jeder Zeitverlust Zinsverlust bedeutet. Die Bedingungen der Elektrolyse sind also so zu wählen, daß der Prozeß möglichst in einem Tage zur Durchführung gelangt. Hieraus ergibt sich die Notwendigkeit, mit möglichst hohen Stromdichten zu arbeiten. Bei sehr reinem Ausgangsmaterial lassen sich solche von 3000 Amp./qm erreichen; praktisch begnügt man sich im Durchschnitt mit etwa 1000 Amp./qm, weil in der Regel das Anodenmaterial einige Prozente an Verunreinigungen enthält, insbesondere Silber und Blei, deren unlösliche Chloride nach einiger Zeit die Anode bedecken und so die effektive Stromdichte, bezogen auf freie Anodenfläche, noch wesentlich erhöhen. Vor allem Blei, dessen Chlorid einen festhaftenden, dünnen Überzug auf der Anode bildet, kann solcherweise schon bei ganz geringen Beimengungen die effektive Stromdichte so steigern, daß Chlorentwicklung eintritt und der Prozeß gestört wird. Durch Zusatz von Schwefelsäure, die das in Lösung gehende Chlorblei in Sulfat umwandeln soll, kann diesem Übelstand nur unvollkommen abgeholfen werden, da die Umsetzung und Ausfällung des Bleies in den stark salzsauren Lösungen nur teilweise vor sich geht. Silberchlorid haftet weniger fest auf der Anode; einige Prozente Silber beeinträchtigen aus diesem Grunde den Verlauf des Prozesses kaum; in der Regel läßt sich daher ein Rohgold mit 94 bis 95% Au glatt verarbeiten. Geht der Ag-Gehalt über 5 bis 6% hinaus, so kann man sich durch periodisches Abschaben der  $\text{AgCl}$ -Schicht helfen und notfalls auf diese Weise auch noch Anoden mit bis zu 15% Ag (mit verringerter Stromdichte) verarbeiten.

Als Beispiel praktischer angewandter Verhältnisse möge das Folgende dienen (vgl. Fig. 35 bis 39, Tafel III): Als Gefäß dient eine Porzellanwanne (a) von ca. 16 l

Inhalt, die in einem Wasserbad (*g*) hängt; dieses ist zur Erwärmung des Elektrolyten auf 65 bis 70° mit Dampf geheizt.

Der Elektrolyt enthält ca. 50 g/l Au in Form von Chlorid ( $\text{AuCl}_4\text{H}$ ) und zirka 60 cem/l konz. HCl.

Rohgoldanoden: 12 Stück je Bad; Fläche je  $11 \times 6$  cm, d. i. insgesamt (doppelseitig)  $24 \times 66 = 1584$  qcm; Gewicht: je ca. 800 g, d. i. je Bad 9,6 kg.

Feingoldkathoden: 15 Stück je Bad; Fläche je  $10 \times 4$  cm, insgesamt  $30 \times 40 = 1200$  qcm.

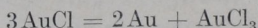
Stromstärke: 200 Amp.; anodische Stromdichte: ca. 1260 Amp./qm.

1 Amp.-Std. entspricht theoretisch 2,45 g Au, bei 200 Amp. lösen sich also theoretisch je Stunde

$$2,45 \cdot 200 = 490 \text{ g.}$$

Bei einem Gesamtanodengewicht von 9,6 kg, wovon als Reste, die wieder umzuschmelzen sind, ca. 10% verbleiben, würde die Arbeit also in  $\frac{870}{490} = 17,7$  Std. beendet sein.

Praktisch verläuft der Prozeß etwas schneller, als die Berechnung ergibt, da ein Teil des Goldes als einwertiges  $\text{Au}^+$ -Ion in die Lösung übergeht, d. h. mit etwa dem dritten Teil des Strombedarfs. Der Anteil dieser Nebenreaktion ist nicht unbedeutend, denn man findet als ihr Produkt in dem Anodenschlamm stets erhebliche Mengen fein verteilten Goldes, dessen Entstehung man auf die Reaktion



zurückzuführen hat. Unter normalen Stromdichteverhältnissen findet man etwa 10% des gelösten Goldes im Schlamm vor, woraus sich ergeben würde, daß etwa 15% des Au primär einwertig gelöst werden.

Der Prozeß der eigentlichen Elektrolyse verläuft also, wie aus dem Beispiel ersichtlich, in weniger als 20 Std.

Die übrigen Operationen, das Behängen der Bäder mit Anoden und Kathoden, das Ausnehmen und Einschmelzen der fertigen Kathoden usw., lassen sich in wenigen Stunden bewerkstelligen, so daß den Anforderungen der Praxis in bezug auf Schnelligkeit genügt wird. Zu beachten ist allerdings, daß — wie bereits erwähnt — etwa 10% des Anodengewichtes als unzersetzte Reste wieder einzuschmelzen und nochmals in das Bad zu hängen sind. Ferner bedeutet der erhebliche Anteil des Goldes, der in dem Schlamm zurückbleibt und erst durch Laugung von der großen Menge des in ihm enthaltenen  $\text{AgCl}$  befreit, eingeschmolzen und ebenfalls wieder elektrolysiert werden muß, immer eine nicht unerhebliche Verlängerung des ganzen Prozesses.

Diesen Nachteil des Verfahrens vermeidet das abgeänderte Verfahren nach D.R.P. 207 555 (1908), das zugleich gestattet, wesentlich unreineres, vor allem silberreichereres Rohgold, wie es vorzugsweise als Endprodukt des Amalgamations- oder Laugeverfahrens von den Minen kommt, bei gleichfalls hohen Stromdichten zu verarbeiten; es unterscheidet sich von dem geschilderten durch die Anwendung von asymmetrischen Wechselströmen an Stelle des Gleichstroms.

Der asymmetrische Wechselstrom wird erzeugt durch Hintereinanderschaltung einer Wechselstrom- und einer Gleichstrommaschine, und zwar müssen die Anker



beider Maschinen für die Gesamtstromstärke  $J_s = \sqrt{J_w^2 + J_g^2}$  gewickelt sein. Man arbeitet mit einer Wechselstromstärke  $J_w$ , welche die Gleichstromstärke  $J_g$  um etwa 10% übersteigt. Es entsteht auf diese Weise ein Wechselstrom, der um den Gleichstrom als Mittelwert oszilliert, dessen Maximalwert also etwa  $2,1 J_g$ , dessen Minimalwert etwa  $0,1 J_g$  ist. Die Kontrolle der auftretenden Stromstärke erfolgt vermittelt zweier hintereinander geschalteter Amperemeter, von denen das eine, ein Hitzdrahtinstrument, den Gesamtstrom  $J_s$ , das andere, ein polarisiertes Instrument, nur den Gleichstrom  $J_g$  anzeigt. Ebenso wird die Spannung durch zwei parallele Voltmeter gemessen, von denen das eine, ein Hitzdrahtinstrument, die Gesamtspannung  $E_s$ , das andere die Gleichstromspannung  $E_g$  mißt. Die Wechselstromgrößen ergeben sich dann aus

$$J_w = \sqrt{J_s^2 - J_g^2}$$

und

$$E_w = \sqrt{E_s^2 - E_g^2}.$$

Der überlagerte Wechselstrom übt eine depolarisierende Wirkung aus und verhindert solcherweise die Entwicklung von Chlor, selbst bei erheblicher Steigerung der effektiven Stromdichte durch Bedeckung der Anode mit AgCl. Dieses nimmt dabei eine besonders lockere Beschaffenheit an und wird durch die vereinzelt sich entwickelnden Sauerstoffblasen abgestoßen. Zugleich tritt unter der Einwirkung des Wechselstromes die Nebenreaktion der AuCl-Bildung weitgehend zurück, und es finden sich nur noch geringfügige Mengen Goldstaub im Anodenschlamm, d. h. die Ausbeute ist im ersten Verfahrensgang wesentlich besser. Im übrigen verläuft der Prozeß wie bei Anwendung reinen Gleichstromes. Auch erfordert er, mit Ausnahme der maschinellen Anlage, keine Abweichungen in der Apparatur.

Auch die Aufarbeitung des verunreinigten oder mit Platinmetallen angereicherten Elektrolyten ist bei beiden Verfahren gleich. Nach voraufgegangener Ausfällung des Goldes mit  $\text{FeCl}_2$  oder  $\text{SO}_2$  wird Pt mit Salmiak, Pd aus dem Filtrat durch Versetzen mit  $\text{NH}_3$  im Überschuß und Wiederansäuern mit HCl als Palladosaminchlorid gefällt.

Übereinstimmend finden beide Verfahren die Grenze ihrer Anwendbarkeit bei einem gewissen Gehalt der Anoden an löslichen Verunreinigungen. Münzgold beispielsweise mit einem Gehalt von 10% Cu läßt sich zwar noch verarbeiten; entsprechend dem Äquivalentverhältnis  $\left(\frac{31,8}{65,6}\right)$  müssen jedoch für jede Gewichtseinheit Cu in der Anode dem Elektrolyten mehr als 2 Gewichtseinheiten Au zugeführt werden. Für 1 kg Rohgold müssen also mehr als 200 g Au chemisch gelöst werden. Wenn daher auch theoretisch Rohgold mit beliebigen Mengen löslicher Verunreinigungen elektrolytisch verarbeitet werden kann, so verliert doch der Prozeß erheblich an Einfachheit. Je mehr lösliche Verunreinigungen vorhanden sind, um so mehr Au muß fortlaufend, chemisch gelöst, dem Elektrolyten zugeführt werden. Gleichzeitig reichert sich dieser mit Verunreinigungen derart an, daß er schon nach einer Tagesarbeit erneuert werden muß. Damit geht vor allem der Vorteil des Verfahrens verloren, der in der Anreicherung wertvoller Begleitmetalle im Elektrolyten besteht. (Wegen Behandlung sehr Cu-reicher Gold-Silber-Legierungen vgl. später S. 145.)

## II. Die Raffination durch Chlorgas (Millerprozeß).

1867 durch den Probierer der kgl. Münze in Sidney, Miller, zuerst praktisch ausgeführt.

Bei Einleiten von Chlorgas in das geschmolzene Metall verbindet sich jenes zuerst mit den Verunreinigungen zu Chloriden, die entweder ( $\text{CuCl}_2$ ,  $\text{CuCl}$ ,  $\text{PbCl}_2$ ,  $\text{ZnCl}_2$ ) bei der Schmelztemperatur des Goldes flüchtig sind und entweichen, oder sich in geschmolzenem Zustand ( $\text{AgCl}$ , Schmelzp.  $452^\circ$ ) auf der Oberfläche des Bades ansammeln und so entfernt werden können. Um eine Verflüchtigung von Gold zu verhüten, muß natürlich sofort nach Entfernung der Verunreinigungen abgebrochen werden; ein Mitreißen von Gold durch die verdampfenden Chloride kann mit Erfolg durch Bedecken der Schmelze mit Borax verhindert werden.

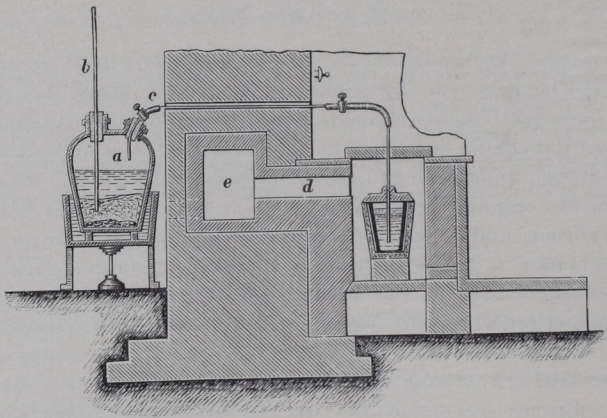


Fig. 40. Einrichtung zur Raffination mittels Chlorgas. (Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.) *a* Chlorentwickler aus Steinzeug mit Sicherheitsrohr *b*; *c* Bleirohr zur Ableitung des Chlors; *d* Rauchabzug für die Gase in den Kanal *e*.

Das Verfahren kann technisch auf Legierungen mit beliebigen Gehalten an Silber und Unedelmetallen angewandt werden, indessen liegt die Grenze der Rentabilität bei ca. 10% Ag, und auch die Summe der übrigen Verunreinigungen dürfte kaum höher zulässig sein.

Das Rohgold wird nach dem Bemustern in Losen zu 20 bis 50 kg in Tontiegeln eingeschmolzen, die (zur Vermeidung von Verlusten bei Bruch) in Schutztiegeln aus Graphit stehen und (zur Vermeidung der Aufnahme von  $\text{AgCl}$ ) innen mit einer Boraxglasur versehen sind. Als Flußmittel und zum Schutz gegen Verdampfungsverluste dient eine Boraxdecke (60 bis 100 g je Tiegel). Nach dem Einschmelzen wird durch ein bis auf den Boden reichendes Tonrohr ein Chlor-Luft-Gemisch eingeleitet. Es bildet sich eine, in der Hauptsache aus  $\text{AgCl}$  bestehende schaumige Schlacke, die abgeschöpft und in Formen gegossen wird. An der Farbe des gleichzeitig entwickelten Rauches erkennt man das Fortschreiten des Prozesses; er ist anfangs ( $\text{CuCl}_2$ !) dunkel bräunlichgelb und wird mit Beendigung der Raffination hellbraun oder gelb (Beschlag auf einem hineingehaltenen Tonröhrchen).

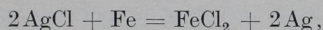
Dauer bei 10% Ag: 1 bis  $1\frac{1}{2}$  Stunden.

Die Erzeugung des Chlors erfolgt in einem möglichst abgetrennten Raum, damit die Arbeiter nicht belästigt werden. Die Öfen selbst müssen natürlich gut ziehende Abzugshauben besitzen.

Zum Schluß entfernt man den Rest der Schlacke nach Ansteifung mittels Knochenasche und gießt das gewonnene Feingold in Barren; in manchen Betrieben findet ein nochmaliges Umschmelzen in einem kippbaren Tiegelofen statt.

Die abgeschöpfte Chloridschlacke enthält das gesamte Silber und noch ca. 2% des Goldes mechanisch festgehalten. Sie wird in kleinen Losen mit  $\text{NaHCO}_3$  (oder Soda) und Borax in Graphittiegeln eingeschmolzen. Hierbei reduziert sich ein kleiner Teil des Silbers und dient als Sammler für die in der Schmelze suspendierten Goldkörnchen, die so in den sich am Boden ansammelnden König gelangen. Dieser erstarrt vor der Schlacke, und es kann die noch flüssige Au-freie Chloridschlacke in Platten abgegossen werden. Der zurückbleibende Au-Ag-König wird der nächsten Charge Rohgold zugesetzt oder, wenn sehr Ag-reich, elektrolytisch geschieden (vgl. Silberelektrolyse).

Die Weiterbehandlung der Chloridschlacke besteht zunächst in einem Herauslösen der Chloride der unedlen Metalle durch heiße konzentrierte Salzlösung (zur Lösung von  $\text{CuCl}$ ); hierauf wird das  $\text{AgCl}$  durch metallisches Eisen in Gegenwart von verdünnter Schwefelsäure in der Hitze reduziert:



das gebildete Zementsilber zur Entfernung von  $\text{FeCl}_2$  mit heißer verdünnter  $\text{H}_2\text{SO}_4$  gewaschen, getrocknet, geschmolzen und in Barren gegossen. Zur Entfernung von Verunreinigungen wird hierbei unter Umständen noch Salpeter eingerührt. Das so gewonnene Silber ist goldfrei.

Sämtliche fallenden Laugen und Waschwässer müssen zur Abscheidung von Ag und Cu über Eisenschrott geleitet werden, der gewonnene Niederschlag wandert nach dem Auswaschen und Trocknen in eine Bleihütte zur Eintränkarbeit.

Auch die entweichenden Chloriddämpfe müssen sorgfältig aufgefangen werden, um Verluste zu vermeiden.

So leitet man sie z. B. in der Münze zu Ottawa in Kanäle mit Wasserberieselung und schrägem Boden, sammelt die ablaufende Flüssigkeit und behandelt sie zur Ausfällung der Metalle mit Eisenschrott.

Der Verlust an Gold wird bei sorgfältiger Arbeit zu 0,02%, an Silber zu 0,24% angegeben.

## 7. Literatur zur Goldgewinnung.

### a) Allgemeine Goldgewinnung.

T. Kirke Rose, *The Metallurgy of Gold*, London 1906, Ch. Griffin & Co. — Heute noch sehr brauchbar.

D. Levat, *L'Industrie aurifère*, Paris 1905, Vve. Ch. Dumod. — Klassisch und vor allem die älteren Verfahren sehr ausführlich behandelnd.

Ullmanns Enzyklopädie der techn. Chemie, Bd. 6 (Nugel), Berlin und Wien 1915, Urban & Schwarzenberg.

M. v. Uslar, *Das Gold*. Halle a. S. 1903, W. Knapp.

## b) Plattenamalgamation.

- H. Louis, A Handbook of Gold Milling, London 1902, MacMillan & Co.  
T. A. Rickard, The Stamp Milling of Gold Ores, New York 1909, Hill Publishing Co.  
A. Del Mar, Stamp Milling, New York 1912, MacGraw-Hill Book Co.

## c) Laugeprozesse.

- R. Borchers, Fortschritte der Edelmetallaugerei während der letzten Jahrzehnte, Halle a.S. 1913, Knapp.  
H. F. Julian and E. Smart, Cyaniding Gold and Silver Ores, London 1910, Griffin & Co.  
J. E. Clennell, The Cyanide Handbook, New York 1910, MacGraw-Hill Book Co. sowie eine Unzahl andere amerikanischer und englischer Werke.

## d) Goldraffination und -scheidung.

- C. Schiffner, Entwicklung der Gold-Silber-Scheidung (Jubiläumsschrift der Deutschen Gold- und Silberscheideanstalt, vorm. Roessler, Frankfurt a.M.).  
W. Laatsch, Die Edelmetalle. Berlin 1925, Julius Springer. — Behandelt vor allem die Rückgewinnungsmethoden aus Abfällen.
-