

## 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 Flußsanden 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.

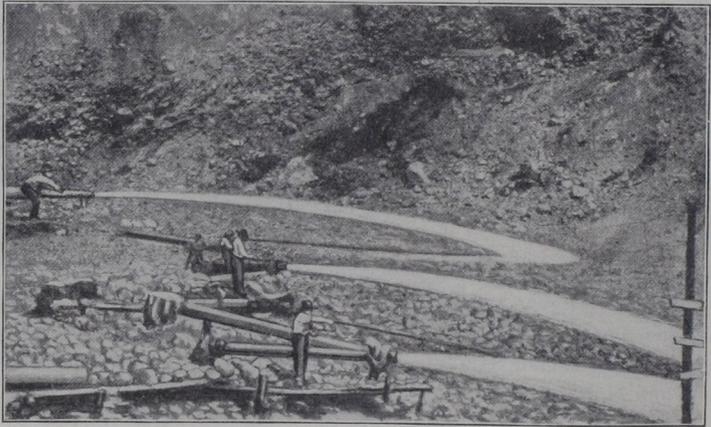


Fig. 31. Hydraulischer Abbau zu Boise Country, Idaho.  
(Aus Eng. & Mg. Journ. Bd. 122, S. 421.)

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.

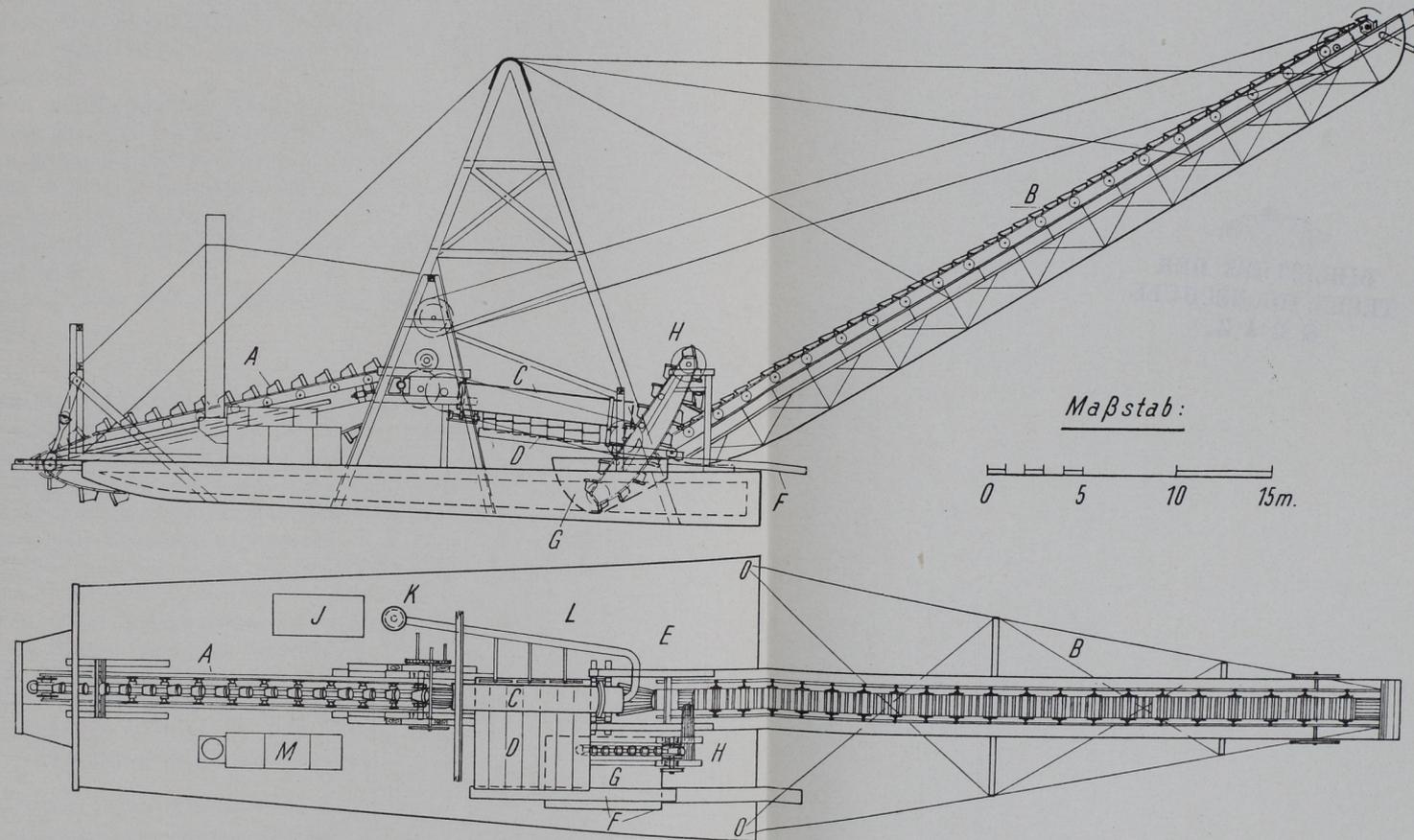


Fig. 32. Schwimmbagger (Neuseeländer Form). (Nach T. K. Rose, The Metallurgy of Gold.)

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 ausgeklaubt. 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.

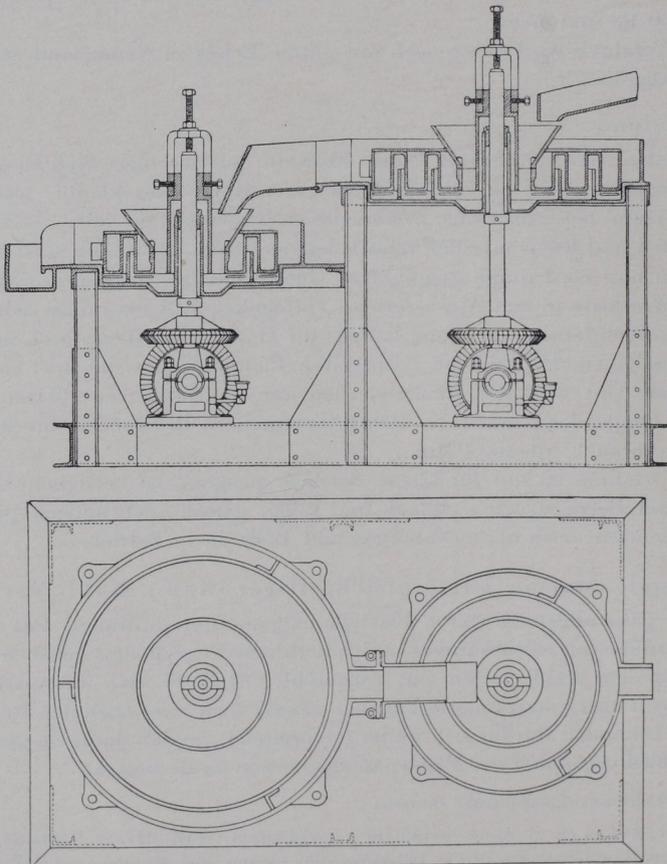


Fig. 33. Laszlo-Amalgamator. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

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 verlorengeht), 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-

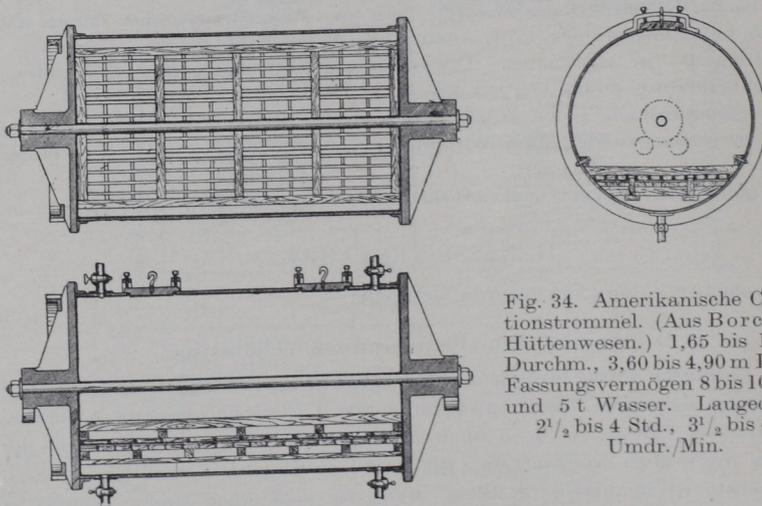
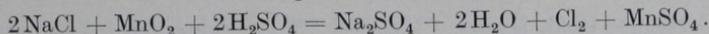


Fig. 34. Amerikanische Chlorationstrommel. (Aus Borchers, Hüttenwesen.) 1,65 bis 1,80 m Durchm., 3,60 bis 4,90 m Länge, Fassungsvermögen 8 bis 10 t Erz und 5 t Wasser. Laugedauer:  $2\frac{1}{2}$  bis 4 Std.,  $3\frac{1}{2}$  bis  $4\frac{1}{2}$  Umdr./Min.

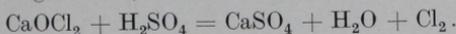
gas von unten eingeleitet wird; oder man verwendet Rührapparate oder rotierende mit Blei ausgekleidete Eisentrommeln, in denen das Chlor während des Prozesses erzeugt oder in Gestalt von Chlorwasser oder in verflüssigter Form zugesetzt wird (Fig. 34). Zum Schluß wird ausgewaschen und der Rückstand durch 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.

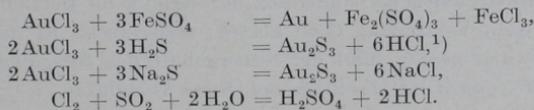
b) Während des Prozesses aus Chlorkalk und Schwefel- oder Salzsäure, die dem Erz in den Rührapparaten oder Laugetrommeln zugesetzt werden.

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.

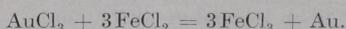
Wegen der leichten Zersetzbarkeit (Dissoziation) des  $\text{Au}_2\text{S}_3$  in der Hitze (sie beginnt bei 140° und ist bei 250 bis 270° vollständig) schadet dessen Bildung nicht.

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 salzsaurer 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