

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.

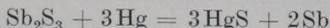
Das Verfahren beruht auf Überführung des vorgebrochenen Erzes durch Zerkleinern unter Wasserzusatz in eine Erztrübe (engl. pulp), die in dünner Schicht mit Quecksilber überzogene (amalgamierte) Metallplatten passiert; die Goldkörner sinken hierbei infolge ihrer Schwere zu Boden und vereinigen sich mit 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 Na₂S um, das bei Anwesenheit von Sb₂S₃ 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 gediegener 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.)

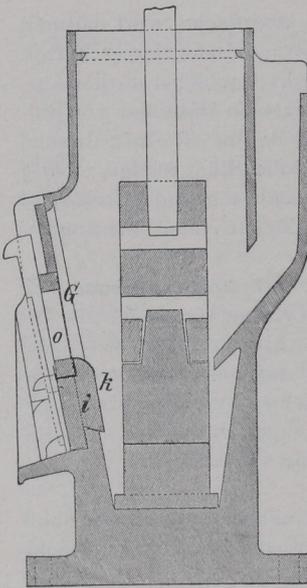


Fig. 5. Pochtrog.
(Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.)
k amalgamierte Kupferplatte,
auf Holzleiste *i* befestigt;
G Austragssieb; *o* Austrags-
öffnung.

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 zuläßt¹⁾.

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

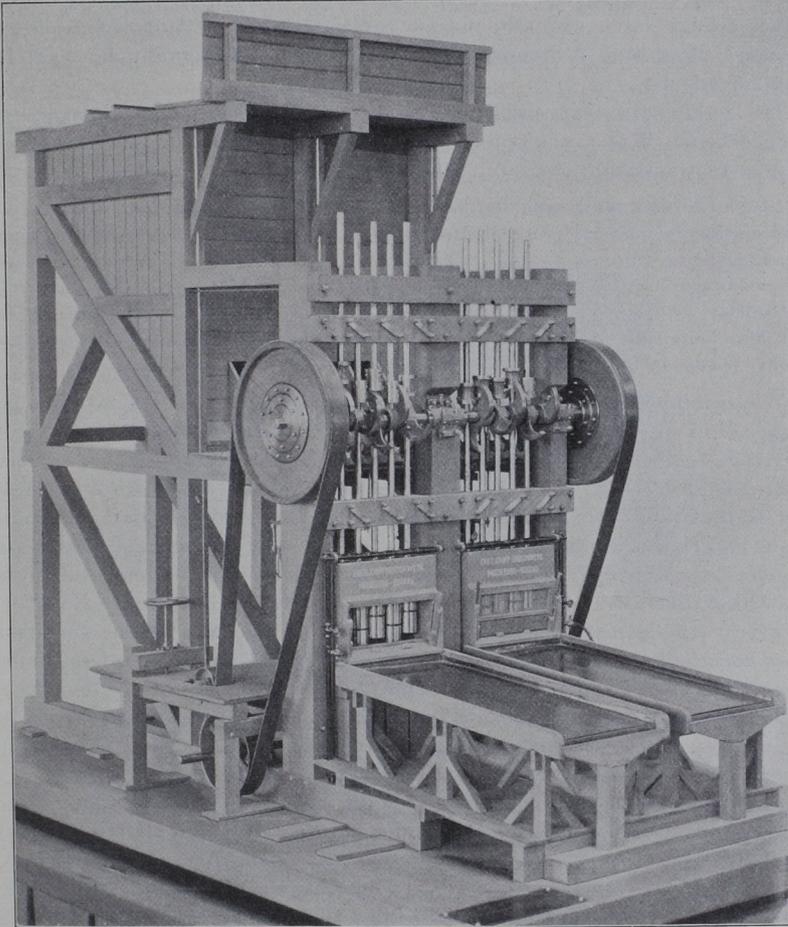


Fig. 6. Ansicht eines Zehnstampel-Pochwerkes mit Erzbehälter und Amalgamier-tischen. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

¹⁾ 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 Aufgebevorrichtung (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° nach außen geneigte Austragssieb (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

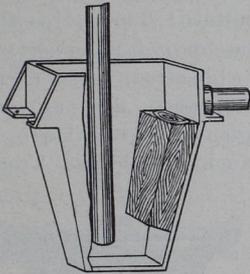


Fig. 7.

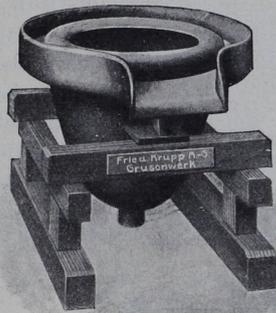


Fig. 8.

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-

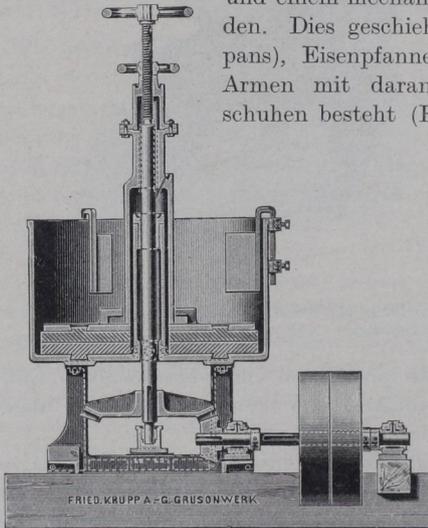


Fig. 9. Pfanne zum Reinigen von Amalgam.
(Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

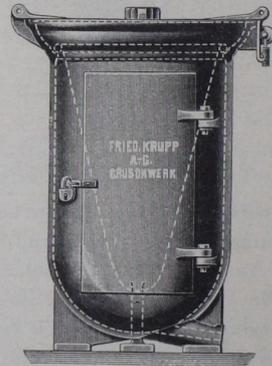


Fig. 10. Amalgamfilter.
(Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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 Diebstählen¹⁾

¹⁾ 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.

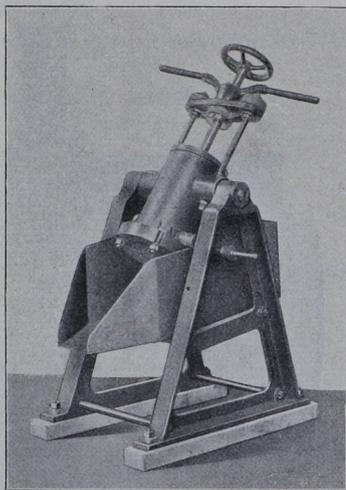


Fig. 11. Amalgampresse. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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).

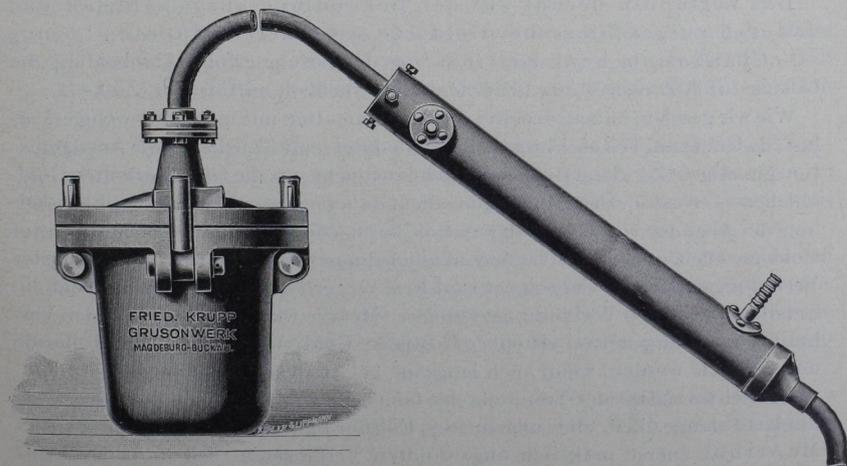


Fig. 12. Amalgambrenntopf mit Röhrenkühler. (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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.

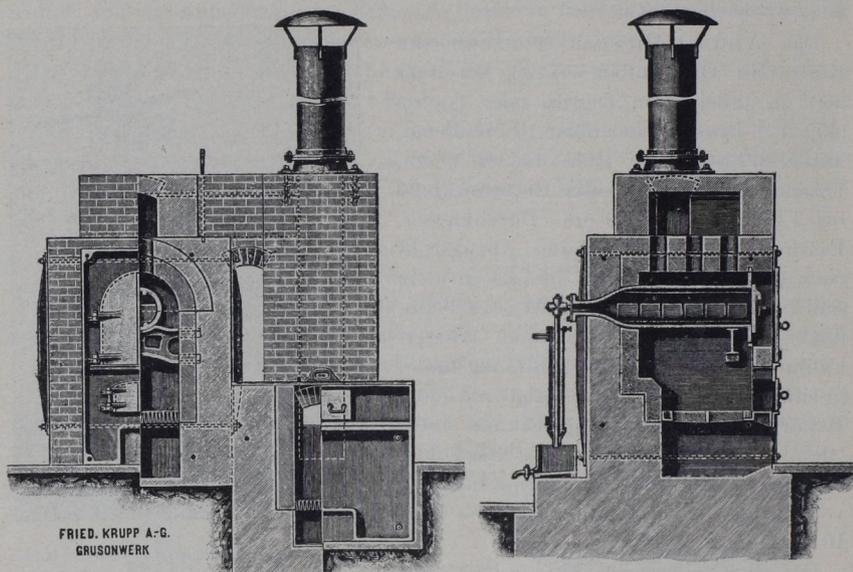


Fig. 13. Muffelofen zum Amalgamausbrennen (Destillieren). (Kat. v. Krupp, Grusonwerk.) Das Amalgam wird in kleinen eisernen Trögen in die Muffel eingesetzt.

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 gröberen Goldkörnern; auch ein Gehalt an löslichen Verbindungen anderer Metalle wirkt störend, da er den Verbrauch an Lösungsmittel erhöht. „Rostiges“ Gold stört nicht. Auch Telluride und Selenide werden, wenn auch langsam, gelöst. Vgl. hierüber weiter unten.

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