

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

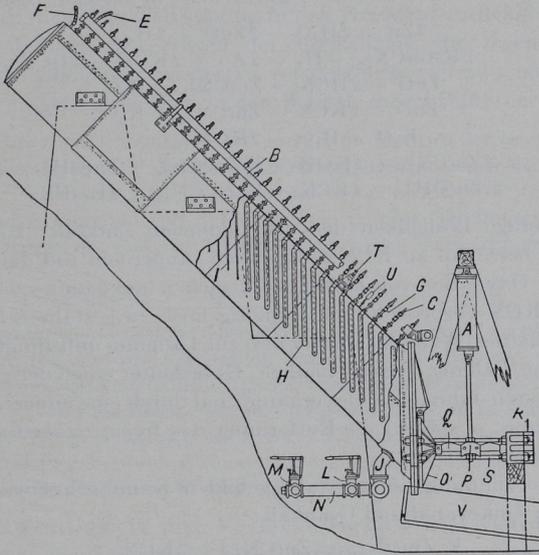


Fig. 26. Burt-Druckfilter. (Aus MacFarren, Text Book of Cyanide Practice.)
M, N, L, J Druckleitung für Trübe und Washwasser; *H* Filtersäcke; *I, B* Abzugs-
 leitung für klare Lauge; *O* Austrag für Filterkuchen.

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.

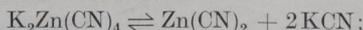
Grundreaktion der Ausfällung von Gold durch das stark elektropositive Zink:
 $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + 4\text{KCN} + 2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 + 2\text{Au} + 2\text{KOH} + \text{H}_2$.
 Das gebildete Kaliumzinkcyanid, $\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$, ist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

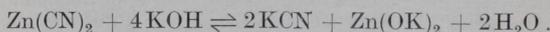
1. $2\text{Zn} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{ZnO} + 2\text{H}_2$,
2. $2\text{KAu}(\text{CN})_2 + \text{H}_2 = 2\text{Au} + 2\text{KCN} + 2\text{HCN}$,
3. $\text{ZnO} + 2\text{HCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{H}_2\text{O}$,
4. $\text{ZnO} + 2\text{KCN} = \text{Zn}(\text{CN})_2 + \text{K}_2\text{O}$,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



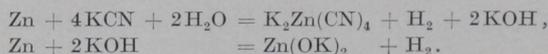
$\text{Zn}(\text{CN})_2$ löst sich außer nach Gl. 6. in einem Überschuß von KOH:



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:

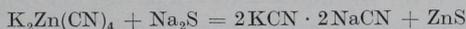


Seit Einführung des Croweverfahrens ist jedoch der Zinkverbrauch außerordentlich zurückgegangen, so daß man heute mit 0,002 bis 0,0025% des Erzgewichtes gegen früher 0,006 bis 0,09% rechnen kann.

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. SO_2), Austreiben der gebildeten HCN bei einer deren Siedepunkt (26°) übersteigenden Temperatur durch Einleiten von Luft durch ein poröses Diaphragma oder im Vakuum und Auffangen des Gases in Alkalilösung. — Eine Behandlung mit Na_2S 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).

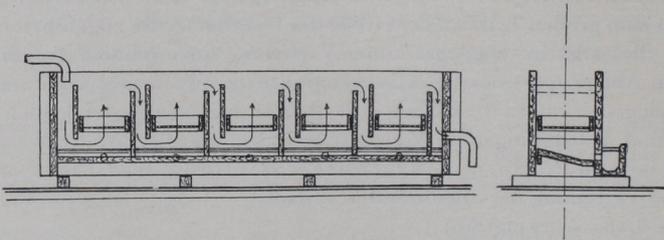


Fig. 27. Fällkasten für Gold. (Aus Borchers, Hüttenwesen.)

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

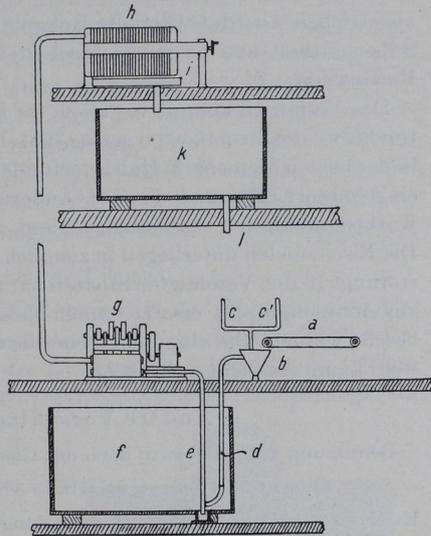


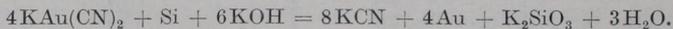
Fig. 28. Schema der Zinkstaubfällung nach dem Merrill-Verfahren. (Nach Gowland, Metallurgy of the non-ferrous Metals.) Der Zinkstaub wird durch die regelbare Zuteilungsvorrichtung *a* dem trichterförmigen Gefäß *b* zugeführt und hier vermittels Druckluft, die durch *c* zuströmt, mit Endlauge (Zuleitung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

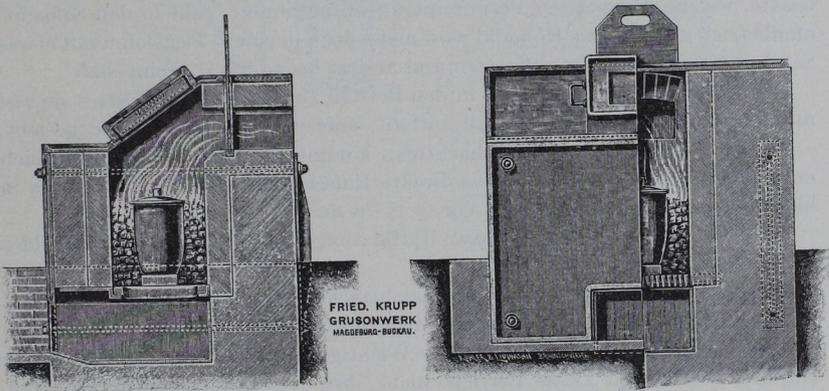


Fig. 29. Tiegelofen zum Goldschmelzen. (Aus Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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.

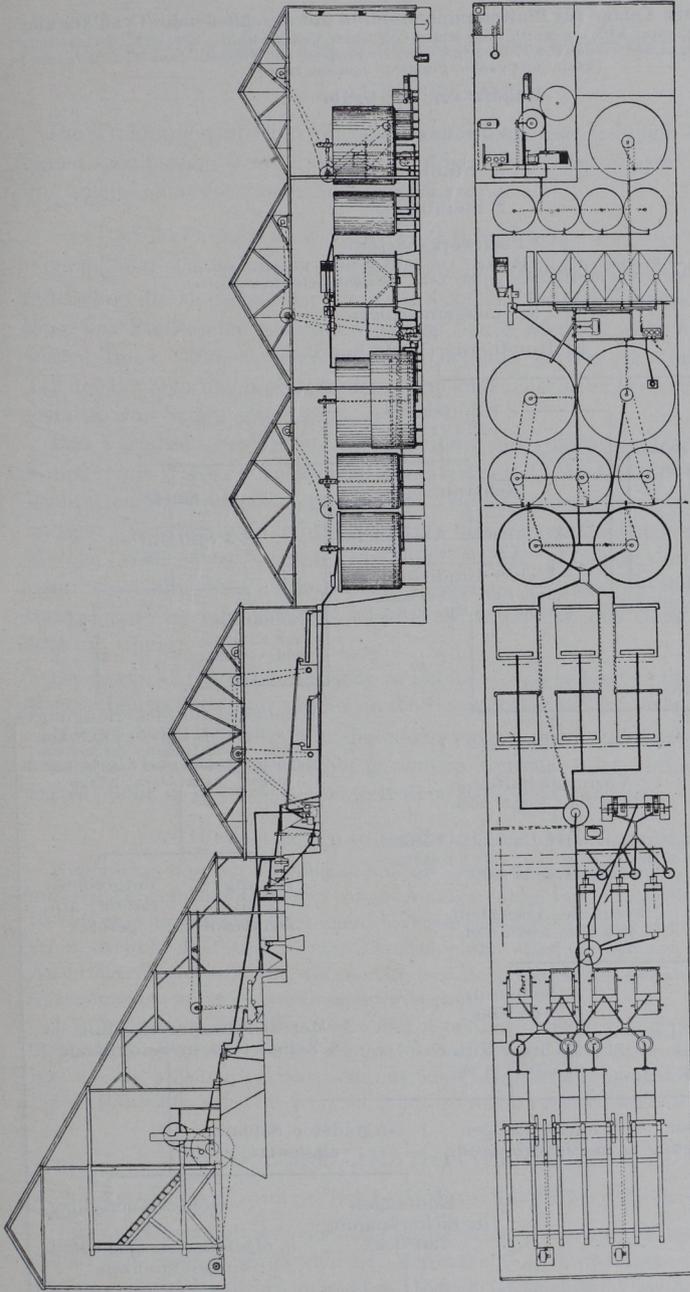


Fig. 30. Übersichtsplan einer modernen Goldgewinnungsanlage (Pochwerksamalgamation und Cyanlaugung).
(Aus W. Borchers, Hüttenwesen.)

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.)

