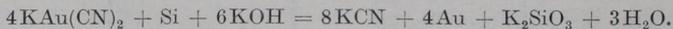


höherer Stromdichte sind keine festhaftenden Niederschläge zu erzielen. Die Badspannung beträgt bei den angegebenen Stromdichten 1,75 bis 2 Volt. Die mit Gold bedeckten Bleikathoden werden im Treibherd eingeschmolzen und abgetrieben. Das dabei erzielte Rohgold, das noch wechselnde Mengen Blei und Silber 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 ventilerten 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

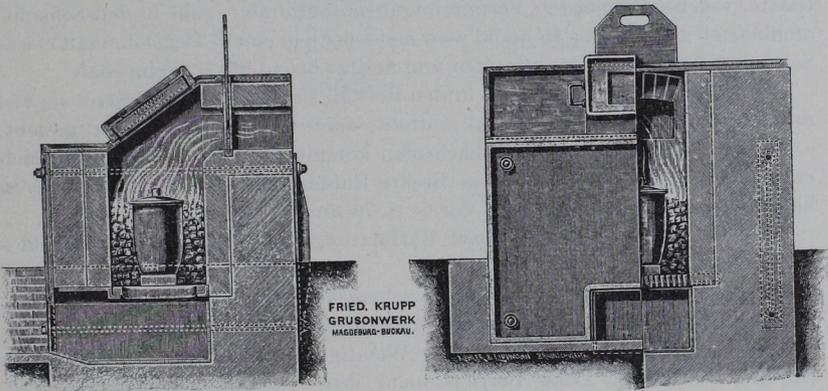


Fig. 29. Tiegelofen zum Goldschmelzen. (Aus Kat. v. Krupp, Grusonwerk.)

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.

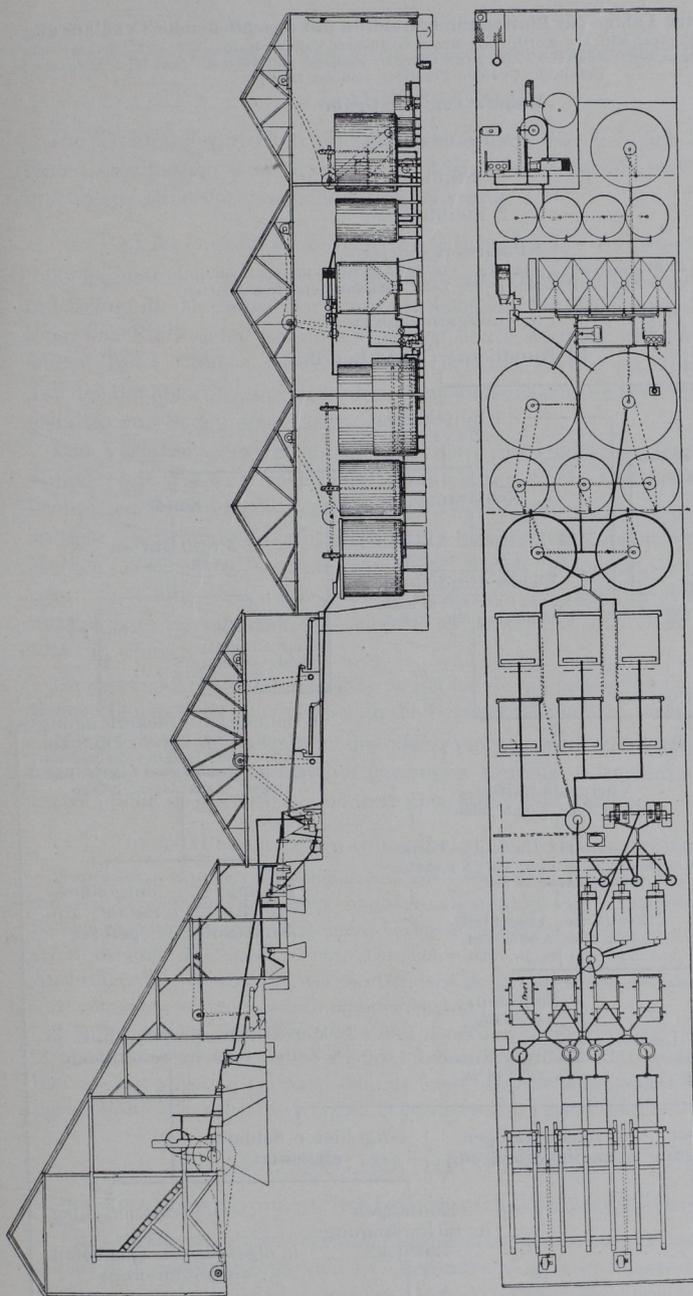


Fig. 30. Übersichtsplan einer modernen Goldgewinnungsanlage (Pochwerksamalgamation und Cyanlaugung).
(Aus W. Borchers, Hüttenwesen.)

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.)

