

Nr.	Korngröße (in Zoll)	Jodstärke- probe		Ver- puff- ungs- probe	135°-Probe			Vieille- probe in Stund. und Min.	Sy-Probe		Gesamt- Verlust in 6 Tagen
		frisches Muster (in Zoll)	nach 1 Jahr Min.		Lackmus- färbung in Stunden	NO ₂	Explosion in Minuten		Täglicher Verlust über 1%	maximal	
799	0,4 × 0,75	60 +	—	177°	2.30	„	„	22.30	10. Tag	nicht erreicht	4,32%
800	0,62 × 1,0	30 +	—	178°	2.05	„	„	31.25	nicht erreicht	nicht erreicht	4,85%
803	0,8 × 1,8	27	—	173°	1.50	3.20	3.25	24.15 v. Anfang an	9. Tag		12,37%
							3.30				
834	0,4 × 0,87	30 +	—	171°	3.10	keine	keine	19.50	11. Tag	nicht erreicht	5,90%
836	0,48 × 0,95	30 +	—	175°	3.30	„	„	30.45	13. Tag	nicht erreicht	7,07%
922	0,75 × 1,12	15	—	177°	2.00	2.45	„	31.00	nicht erreicht	nicht erreicht	5,00%
924	1,0 × 1,75	10	—	175°	1.40	2.45	„	31.10	nicht erreicht	nicht erreicht	5,50%
926	1,12 × 2,0	10	—	179°	2.05	3.25	„	31.00	nicht erreicht	nicht erreicht	5,99%

Sy nimmt für das neue Verfahren folgende Vorzüge in Anspruch:

Es gibt die gesamten Zersetzungsprodukte an, während die älteren Verfahren nur Teile derselben bestimmen.

Es zeigt den Einfluß der Zersetzung auf das Pulver selbst und den quantitativen Verlauf derselben.

Schließlich ist die Prüfung selbst sehr einfach und nicht den vielen Veränderlichkeiten unterworfen.

Die lange Dauer der Untersuchung wird bei allem wissenschaftlichen Interesse, das der Untersuchung entgegengebracht wird, der praktischen Anwendung nach Ansicht des Referenten hinderlich sein.

Die Goldgewinnung in Transvaal.

(Vortrag, gehalten am 26./3. 1905 im Thüringischen Bezirksverein des Vereins deutscher Chemiker, Leipzig.)

Von Dr. J. LOEVY (Berlin).

(Eingeg. d. 1./4 1905.)

M. H. Ich will versuchen, Ihnen in möglichst kurzer Zeit ein möglichst klares und vollständiges Bild von der Goldgewinnung in Transvaal zu entwerfen.

Wenn ich zu diesem Zwecke die verschiedenen Methoden beschreibe, welche für die Extraktion des Goldes aus seinen Erzen in Transvaal zur Anwendung kommen, so gebe ich Ihnen damit zugleich einen Überblick über den heutigen Stand der Goldgewinnung überhaupt. Denn Transvaal nimmt eine führende Stellung unter den goldproduzierenden Ländern ein, nicht nur hinsichtlich des Umfanges, sondern auch hinsichtlich der Technik der Produktion; es hat in mehr als einer Beziehung Schule gemacht in der Metallurgie des Goldes, ganz besonders aber durch die Einführung des Cyanidverfahrens, welches in Johannesburg, dem industriellen und intellektuellen Zentrum Transvaals das Licht der Welt erblickt und von dort aus seinen Siegeszug über die ganze Erde angetreten hat. Und wenn auch das Cyanidverfahren nicht überall in seiner ursprünglichen Form beibehalten, sondern in manchen Ländern dem Charakter der Erze entsprechend in mehr oder minder zweckmäßiger Weise modifiziert worden ist, so ändert das nichts an der Tatsache, daß die ersten und für die Praxis bedeutungsvollsten grundlegenden Arbeiten auf diesem Ge-

biete in Johannesburg ausgeführt worden sind, und daß dort zum ersten Male der definitive Beweis dafür erbracht wurde, daß die Extraktion des Goldes aus Erzen durch Cyankalium in großem, industriellem Maßstabe mit kommerziellem Erfolge möglich ist.

Geologisches.

Bevor ich zu dem eigentlichen Gegenstand meines Vortrages übergehe, halte ich es für nützlich, einige kurze Mitteilungen über die geologischen Verhältnisse des „Witwatersrand“ oder des „Randgebietes“ zu machen, mit welchem Namen man den wichtigsten goldführenden Distrikt Transvaals bezeichnet, in dessen Zentrum die im Jahre 1886 gegründete Stadt Johannesburg liegt.

Es gibt am Witwatersrand keine alluvialen Goldvorkommen, aus denen das Gold durch Waschen gewonnen werden kann, wie dies in den Goldwäschereien Sibiriens, im Ural, im Kaukasus und in anderen Ländern geschieht. Das edle Metall findet sich vielmehr am Witwatersrand ausschließlich vererzt, d. h. zwar gediegen, aber in so feiner Verteilung in das Gestein eingesprengt, daß es ihm nur nach vorangegangener feiner Pulverisierung durch chemische Prozesse entzogen werden kann. Auch gibt es am Witwatersrand keine goldführenden Quarzgänge, wie z. B. in Siebenbürgen, Ungarn, Amerika usw., sondern die goldführenden Erzlagertstätten des Randgebietes sind Flözbildungen, welche aus einem charakteristischen Gestein, dem Konglomerat oder Banket bestehen.

Ausdehnung und Goldgehalt der Konglomeratflöze.

Zwei Eigenschaften sind es, durch welche diese Konglomeratflöze zu einem bisher in der Welt nie wieder beobachteten Unikum gestempelt werden, nämlich die Regelmäßigkeit ihres Goldgehalts und ihre große Ausdehnung. Ich sage Regelmäßigkeit, und nicht Reichhaltigkeit, und ich will hieran sogleich die vielleicht manchen von Ihnen überraschende Mitteilung knüpfen, daß der Goldgehalt der Randflöze ein verhältnismäßig niedriger ist: er beträgt durchschnittlich nur 15—18 g pro Tonne, entsprechend einem Werte von 40—45 M. Daß aber trotz dieses niedrigen Gehaltes die Goldfelder des Randgebietes eine ungeheure Bedeutung besitzen, wird Ihnen sofort klar werden, wenn ich Ihnen einige Mitteilungen über die Ausdehnung und Mächtigkeit der Konglomeratflöze mache. Sie durchziehen nämlich den ganzen Witwatersrand, in der Richtung von

Westen nach Osten streichend, in einer Länge von 47 engl. Meilen; sie besitzen eine durchschnittliche Mächtigkeit von $1\frac{1}{4}$ m und fallen unter einem Winkel von $35-40^\circ$ nach Süden in die Tiefe. Durch viele Hunderte von Tiefbohrungen, welche an den verschiedensten Stellen des Randgebietes ausgeführt wurden, ist die Fortsetzung der Flöze bis zu einer Tiefe von mehr als 1800 m nachgewiesen worden, unter gleichzeitiger Feststellung der Tatsache, daß der Goldgehalt des Gesteins kaum nennenswerten Schwankungen unterworfen ist, und auch in den tiefsten bisher erbohrten Schichten durchschnittlich 15 g pro Tonne beträgt.

Diese in der ganzen Welt bisher ohne Beispiel dastehende Regelmäßigkeit der Flöze gestattet eine annähernde Schätzung des Goldgehaltes des ganzen Randgebietes, und derartige Berechnungen sind in der Tat wiederholt von namhaften Geologen angestellt worden. Zuerst vom Geheimen Oberberggrat Schmeißer (Berlin), welcher im Jahre 1893 zum Studium der Transvaalgoldfelder von der preußischen Regierung nach Johannesburg geschickt wurde; er berechnete den Goldgehalt der Flöze, welche von der Langlaagte Block B Mine im Westen bis zur Glencairn Mine im Osten streichend, eine Länge von 11 engl. Meilen besitzen, auf 7000 Millionen Mark. Neuerdings haben die englischen Geologen Legget und Hatch den Goldreichtum des ganzen Witwatersrandgebietes auf 27000 Millionen Mark geschätzt. Hiernach würden die Witwatersrandgoldfelder noch eine Lebensdauer von etwa 60 Jahren haben, wenn der Abbau der Flöze in demselben Tempo wie während der letzten drei Jahre weiter erfolgt. Ich werde später Gelegenheit nehmen, Ihnen an der Hand einiger Beispiele auch die finanzielle Seite und die Rentabilität des Goldbergbaues zu illustrieren.

Eigenschaften und Zusammensetzung des Konglomeratgesteins.

Von dem Konglomeratgestein kann ich Ihnen ein Muster vorlegen, welches allerdings insofern nicht vollständig meinen Anforderungen entspricht, als es nicht in dem Maße seine charakteristischen Eigenschaften zeigt, wie dies für eine Demonstration wünschenswert wäre. Immerhin wird es Ihnen möglich sein, sich durch den Augenschein davon zu überzeugen, daß das Gestein aus zwei deutlich differenzierten Hauptbestandteilen zusammengesetzt ist, nämlich aus runden Quarzstücken („pebbles“) und aus einer weicheren dunklen Masse, dem sogenannten Zement, welcher aus amorpher Kieselsäure besteht, und in welchen die Quarzstücke eingebettet sind. Ferner enthält das Gestein 3–5% Schwefelkiese, Tonerde, geringe Mengen Kalk und Magnesia, sowie Spuren Kupfer, Kobalt und Nickel.

Unter Zuhilfenahme von etwas Phantasie und gutem Willen werden Sie vielleicht finden, daß dieses Gestein einem Mandelkuchen nicht ganz unähnlich ist, indem die weißen Quarzstücke die Mandeln und der dunklere Zement den Kuchenteig darstellt. Allerdings gibt es Stücke, bei denen diese Ähnlichkeit viel deutlicher und überraschender hervortritt, als bei dem vorliegenden. Tatsache ist, daß die Transvaalboeren, die große Freunde

von Süßigkeiten sind, und in deren häuslichem Leben Kaffee und Kuchen eine hervorragende Rolle spielen, bei Entdeckung der Konglomeratflöze die angedeutete Ähnlichkeit sofort festgestellt und dem Gestein deshalb den Namen *Banket* gegeben haben, was in der Boerensprache Mandelkuchen bedeutet. Diese Bezeichnung hat allgemeine Aufnahme gefunden, und sie ist auch von der Wissenschaft sanktioniert worden; in geologischen und anderen wissenschaftlichen Werken, namentlich in englischen, werden Sie fast durchgängig die goldführenden Erzlagerstätten des Randgebietes als Banketflöze bezeichnet finden.

Freigold und eingeschlossenes Gold.

Das Gold findet sich nie in den Quarzstücken (pebbles), sondern ausschließlich im Zement, indem es so fein verteilt ist, daß es weder mit unbewaffnetem Auge, noch mit der Lupe gesehen werden kann. In den oberen Gesteinsschichten, wo der größere Teil der Schwefelkiese durch die atmosphärischen Einflüsse zersetzt worden ist, findet man oft Konglomeratstücke mit beträchtlichen Mengen dem unbewaffneten Auge sichtbaren Goldes; mit zunehmender Tiefe aber wird diese Erscheinung immer seltener, und heutzutage, wo die Minen eine Tiefe von nahezu 1000 m erreicht haben, gehört Gestein mit sichtbarem Gold zu den großen Seltenheiten. Man kann sich aber leicht von dem Goldgehalt des Gesteins überzeugen, wenn man letzteres fein pulverisiert und die leichteren sandigen Bestandteile unter Benutzung einer Sieberschüssel durch Abschlämmen entfernt. Bei kunstgerechter Ausführung dieses Waschprozesses kann man eine nahezu vollständige Trennung des Goldes und der Kiese von der Gangart erreichen und bei einiger Übung sogar die Menge des freigelegten Goldes ungefähr abschätzen.

Das durch einen solchen Waschprozeß abgeschiedene sichtbare Gold repräsentiert aber nur einen Teil des im Konglomerat enthaltenen edlen Metalls, denn auch in den Kiesen ist Gold eingeschlossen, welches für unser Auge unsichtbar ist. Wir haben also im Konglomerat „freies Gold“ und „eingeschlossenes Gold“, und zwar sind beide Arten in wechselnden Mengenverhältnissen darin vorhanden. In den oberen, durch atmosphärische Einflüsse mehr oder weniger zersetzten Gesteinsschichten ist der Gehalt an Freigold naturgemäß höher als in den unteren Schichten, wo die unzersetzten Kiese in größerer Menge auftreten; gegenwärtig stellt sich das Verhältnis ungefähr wie 1 : 1, d. h. also, daß von den in 1 Tonne Konglomerat enthaltenen 15 g Gold rund 7.5 g frei und 7.5 g von Kiesen eingeschlossen sind.

Die früher vielfach erörterte Frage, ob das in den Kiesen eingeschlossene Gold in metallischem Zustande oder als chemische Verbindung (Sulfid?) darin vorhanden ist, kann für Transvaalkonglomerat auf Grund zahlreicher mikroskopischer und chemischer Untersuchungen zweifellos im ersteren Sinne beantwortet werden.

Das Amalgamationsverfahren.

Im Bergwerksbetrieb ist man erklärlicher Weise bestrebt, in erster Linie denjenigen Teil des

Goldes zu gewinnen, dessen Abscheidung die wenigsten Schwierigkeiten bietet, und das ist selbstverständlich das Freigold. Dasselbe wird durch Quecksilber extrahiert und zwar in der Weise, daß das unter Wasserzusatz ziemlich fein zerstampfte Erz in möglichst innige Berührung mit

6000 Stempeln in beständigem Betrieb sind. Ein derartiges Pochwerk besteht, wie aus der nebenstehenden Abbildung ¹⁾ ersichtlich ist, aus drei Hauptteilen: den Stempeln, dem Pochtrog und dem Amalgamationstisch. Stempel und Pochtrog sind aus Eisenhartguß angefertigt, der Amalga-

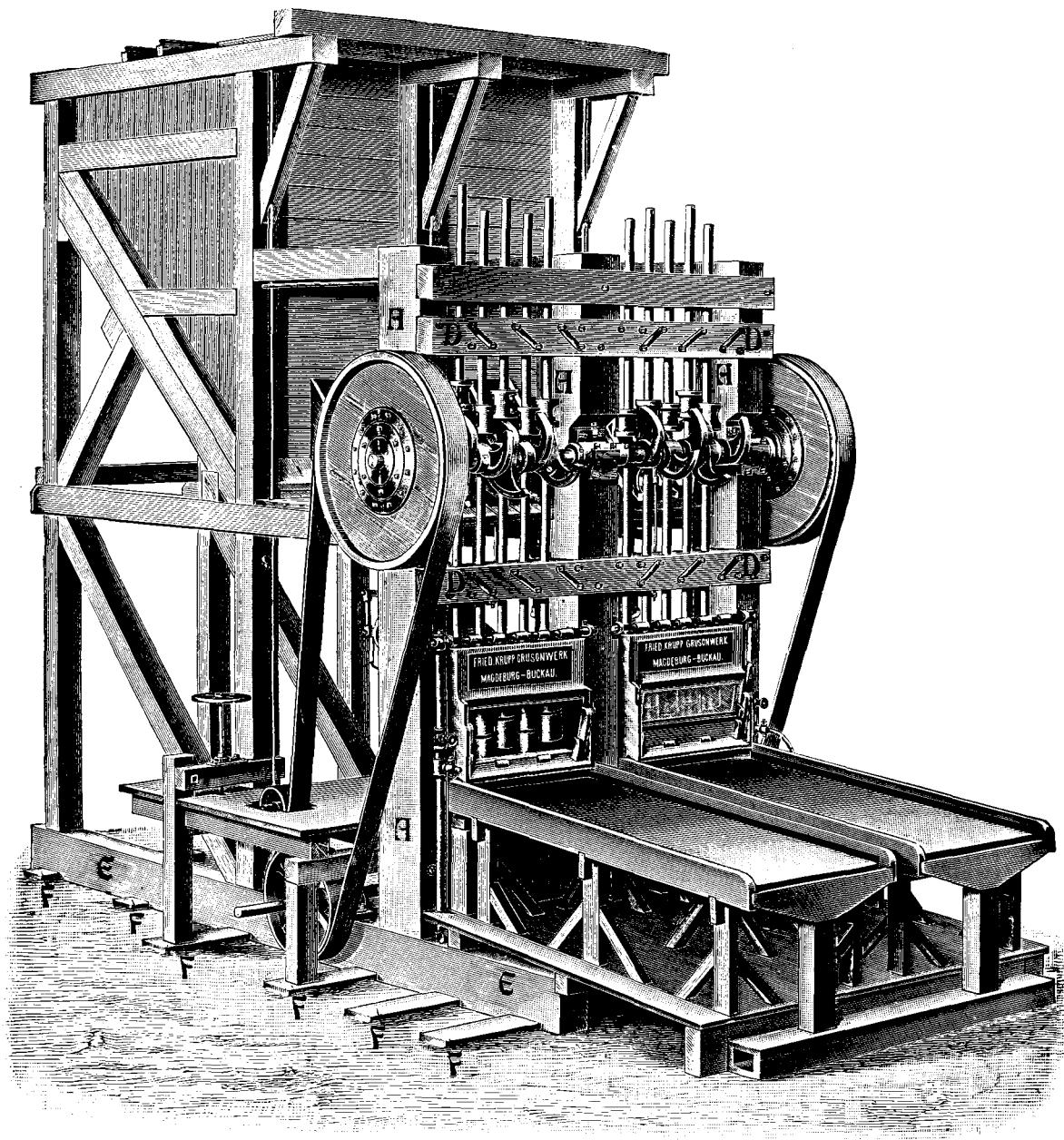


Abb. 1. Amalgamations-Pochwerk mit 10 Stempeln.

Quecksilber gebracht und auf diese Weise ein Quecksilber-Goldamalgam erzielt wird, aus welchem man das Gold durch Abdestillieren des Quecksilbers abscheidet.

Dieses Amalgamationsverfahren kommt am Witwatersrand in großem Maßstabe in den Amalgamationspochwerken zur Anwendung, deren in Transvaal etwa 60 mit einer Gesamtzahl von über

mationstisch ist eine etwa 3 m lange und 1,5 m breite Kupferplatte, deren Oberfläche mit Quecksilber amalgamiert ist. Je 5 Stempel und 1 Amalgamationstisch sind in der Regel zu einer sogenannten

¹⁾ Die Klischees für die Abbildungen sind uns freundlichst von den Firmen Fried. Krupp, Grusonwerk in Magdeburg-Buckau und Arthur Koppel A.-G. Berlin zur Verfügung gestellt worden.

Batterie vereinigt; jeder Stempel wiegt etwa 500—600 kg, er fällt auf das im Pochtrog befindliche, mit Wasser gemischte Erz 80—100 mal in der Minute aus einer Hubhöhe von etwa 20 cm. und zermalmst in 24 Stunden 5 Tonnen Erz so fein, daß das Erzpulver ein Sieb mit 60 bis 100 Löchern pro qcm passiert. Die Eisenteile des Pochwerks werden in zweckentsprechender Weise durch ein festes Holzgerüst zusammengehalten, und das Pochwerk selbst wird durch Dampfkraft getrieben.

Der Amalgambetrieb geht in folgender Weise vor sich:

Das aus der Grube geförderte Erz kommt zuerst auf einen Rost, wo eine Trennung des Feinen vom Groben stattfindet. Das erstere kommt sofort in das Pochwerk, während das letztere mit Wasser angespritzt und sortiert wird, d. h. das taube (nicht goldhaltige) Gestein (quarzitische Sandstein) wird durch Hand ausgeklaut und auf die Halde be-

fördert. Diese Trennung bietet wegen des charakteristischen Aussehens des Konglomerats keine Schwierigkeiten und wird in befriedigender Weise von farbigen Arbeitern ausgeführt. Das vom tauben

Gestein möglichst befreite Konglomerat gelangt dann in einen Steinbrecher, wird dort zu Stücken von etwa Faustgröße vorgebrochen, um darauf automatisch in das Pochwerk befördert zu werden. Dort wird es mit der 10—12-fachen Menge Wasser vermischt durch die Stempel zerstampft, während von Zeit zu Zeit etwas Quecksilber in den Pochtrog gegeben wird. Es entsteht auf diese Weise ein Erzbrei, welcher durch ein

vor den Stempeln befindliches Sieb geht, um dann in langsamem Tempo über die sanft geneigten Amalgamationstische zu fließen. Ein Teil des freien Goldes wird auf diese Weise schon im Pochtrog amalgamiert, der andere, größere Teil aber bleibt auf der Quecksilberschicht des Amalga-

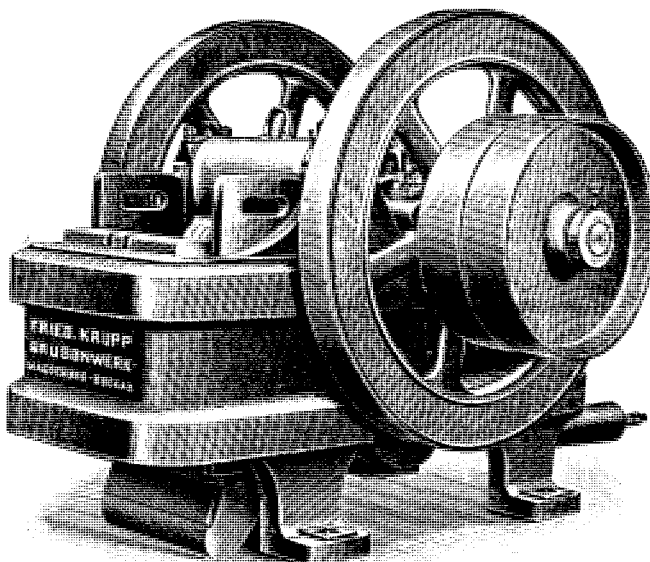


Fig. 2. Steinbrecher.

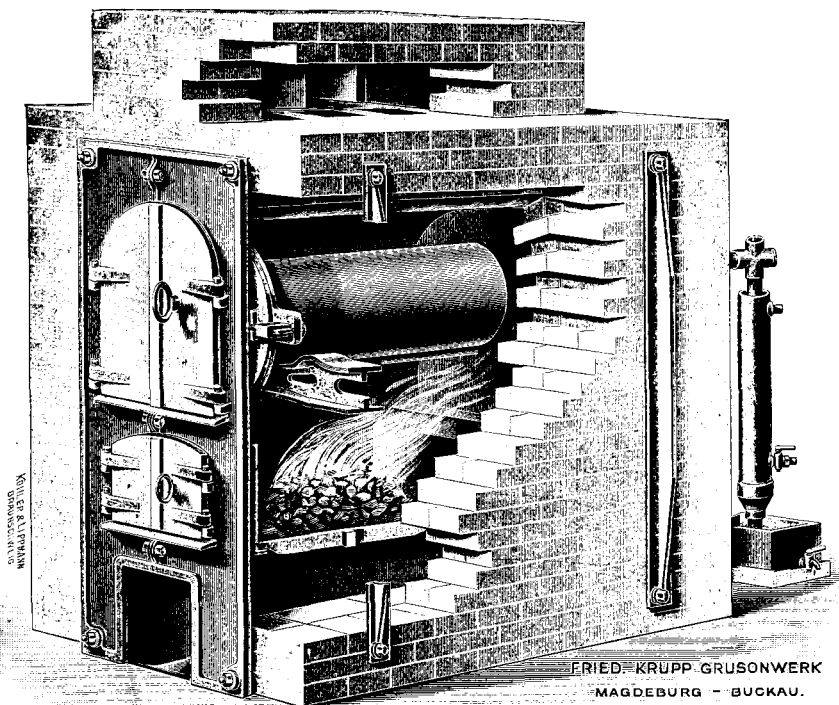


Abb. 3. Amalgam-Destillationsofen.

mationstisches haften, während der des freien Goldes zum größten Teil beraubte Erzbrei abfließt.

In bestimmten Zwischenräumen wird das goldhaltige Amalgam aus dem Pochtrog entfernt und täglich mit einem stumpfen Instrument von den Platten abgekratzt. Es stellt dann eine schmutzige, mit Sand und anderen Stoffen verunreinigte, bröcklige Masse dar; diese wird mit überschüssigem Quecksilber angerührt, so daß die spezifisch leichteren Verunreinigungen auf der Oberfläche schwimmen, von der sie durch Abschöpfen entfernt werden. Das so gereinigte flüssige Amalgam wird dann zur Entfernung des

und Eisen, und mitunter auch Spuren Kobalt und Nickel, wie aus den nachstehenden Analysen ersichtlich ist.

Chem. Zusammensetzung von Amalgamationsgold.

	Geldenhuis Estate Mine	New Goch Mine
	%	%
Gold	86,58	37,06
Silber	12,54	10,43
Kupfer	0,86	2,35
Eisen	0,02	0,16
Kobalt	—	Spur.
Nickel	—	Spur.

(J. Loevy. 1899.)

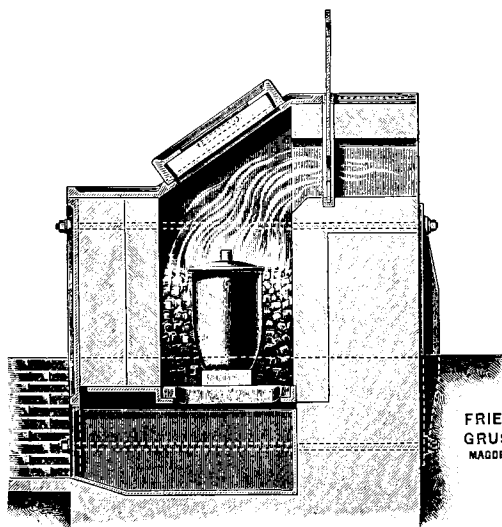


Abb. 4. Goldschmelzofen.

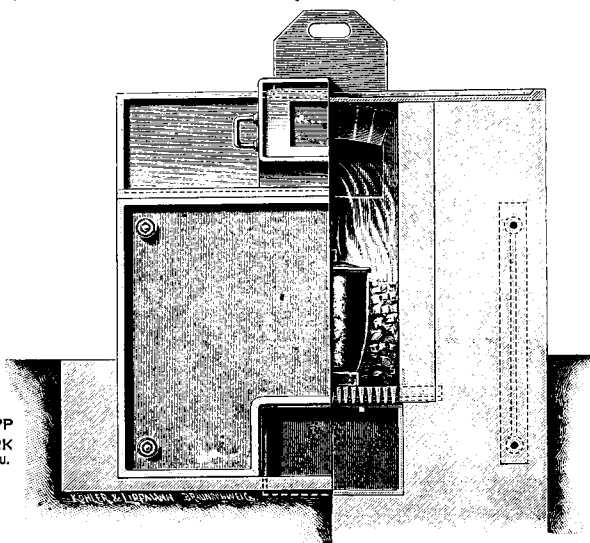


Abb. 4a. Goldschmelzofen.

überschüssigen Quecksilbers durch Leinwand oder Gernsleder gepreßt, und es resultiert schließlich das zur Retortierung fertige Goldamalgam, eine ziemlich plastische, silbergraue Masse, welche durchschnittlich 65% Quecksilber und 35% Gold enthält. Dieses Amalgam wird in eisernen Retorten der Destillation unterworfen (Abb. 3), das abdestillierende Quecksilber wird durch Kühlung kondensiert und zu neuer Benutzung wieder gewonnen, während in der Retorte das sogenannte Retortengold zurückbleibt, eine poröse, schwammige, mehr oder weniger schmutzig gelb aussehende Masse, die mit dem edlen Metall nur eine sehr entfernte Ähnlichkeit besitzt. Richtigen Metallglanz und die charakteristischen physikalischen Eigenschaften des edlen Metalls erhält das Gold erst durch die nun folgende letzte Operation: das Schmelzen im Graphittiegel unter Zusatz von Borax, und Ausgießen des geschmolzenen Metalls in Barrenform (Abb. 4, 4a und 5).

Das durch den Amalgamationsprozeß gewonnene Gold hat einen Feingehalt von 850–870/1000; der Rest ist Silber (10–14%), mit welchem das Gold im Gestein legiert ist, geringe Mengen Kupfer

Schwierigkeiten bei der Amalgamation.

Nicht immer verläuft die Amalgamation so glatt, wie es nach der eben gegebenen Beschreibung scheinen könnte; gewisse Metallverbindungen (Arsenikiese, Antimonglanz, Mangan, Wismut) machen das Quecksilber „krank“, d. h. unfähig zur Goldaufnahme, so daß ein rentabler Amalgamationsbetrieb selbst bei verhältnismäßig goldreichen Erzen oft unmöglich wird.

Die Pochtrübe.

Die Pochtrübe, d. h. der von den Amalgamationstischen abfließende Erzbrei enthält, wie uns bereits bekannt, noch etwa die Hälfte des gesamten

ursprünglich im Konglomerat vorhandenen Goldes, und zwar ist der überwiegend größere Teil davon in den Schwefelkiesen eingeschlossen, während ein geringer Teil aus demjenigen Freigold besteht, welches der Amalgamation im Pochwerk entgangen ist.

Diese Pochtrübe stellt aber, wie schon aus dem vorher Gesagten ersichtlich ist, kein einheitliches Material dar, sie besteht vielmehr aus drei, in physikalischer und chemischer Hinsicht

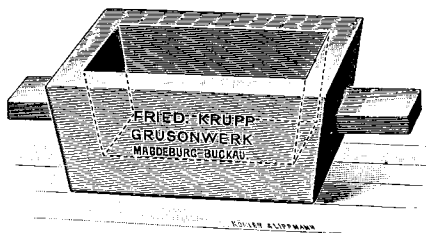


Abb. 5. Goldgießform.

verschiedenen Bestandteilen, nämlich den Sanden (Tailings), den Kiesen (Pyrites) und den Schlammern (Slimes).

Unter Sanden (Tailings) versteht man das gröbere, der Hauptsache nach aus Kieselsäure bestehende, fast pyritfreie Material, welches gut perkolierbar ist. Die Kiese bestehen aus Pyrit (FeS_2), mit gelegentlichen Beimengungen von Markasit. Als Schlamm (Slimes) bezeichnet man diejenigen feinsten Bestandteile der Pochtrübe, welche einen hohen Prozentsatz Tonerde enthalten und infolge der dadurch bedingten lehmigen Beschaffenheit nicht perkolierbar sind. Die nachstehenden Analysen zeigen die Zusammensetzung einiger Schlammproben:

	Schlämme aus der Pochtrübe der		
	Jubilee Mine	Meyer & Charlton Mine	City & Suburban Mine
	%	%	%
SiO_2 . . .	72,15	74,15	69,80
Al_2O_3 . . .	16,47	14,08	17,95
Fe_2O_3 . . .	4,42	5,15	3,75
MgO . . .	1,26	1,48	
$\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$. . .	0,04	0,07	
S	0,70	0,78	
SO_3 . . .	0,03	0,02	
Alkalien . . .	0,05	0,08	
Wasser (gebunden). . .	3,40	2,86	

(J. Loevy, Mai 1898)

Für die Entgoldung der Pochtrübe kommen zwei Verfahren zur Anwendung: 1. die Chloration, 2. die Cyanidlaugerei.

Für jedes dieser beiden Verfahren ist eine vorherige Aufbereitung erforderlich, und zwar Konzentration für die Chloration, und Klassifikation (Sortieren) für die Cyanidlaugerei.

Der Chlorationsprozeß.

Der geschichtlichen Entwicklung der Transvaal-Goldindustrie folgend, will ich zunächst die Chloration beschreiben, welche vor der Einführung der Cyanidlaugerei, bis zum Jahre 1891, ausschließlich für die Entgoldung der Pochtrübe zur Anwendung kam, die aber für Transvaal seit langer Zeit ihre Bedeutung eingebüßt hat, da sie fast vollständig durch das Cyanidverfahren verdrängt worden ist.

Das Chlorationsverfahren kommt mit wenigen unbedeutenden Abänderungen heute noch in derselben Weise zur Ausführung, wie es vor mehr als 60 Jahren von Professor Plattner-Freiberg, dem Begründer der Lötrohrprobierkunde in die Praxis eingeführt wurde.

Die Konzentration der Pochtrübe.

Die dem eigentlichen Prozeß vorangehende Konzentration der Pochtrübe bezweckt die Herstellung eines möglichst schwefelkiesreichen Materials, welches das gesamte Gold der Pochtrübe enthalten soll. Hierfür kommen verschiedene Vorrichtungen zur Anwendung, von denen nur als die gebräuchlichste der „Frue Vanner Concentrator“ erwähnt werden soll, eine nach dem Prinzip der Schüttelherde arbeitende Aufbereitungsmaschine.

Haben wir eine Pochtrübe oder ein Erz mit 5% Schwefelkies und 10 g Gold pro Tonne, so würde eine ideale Konzentration eine solche sein, bei welcher man von 1 Tonne des Ausgangsmaterials als Endprodukt 50 kg reinen Schwefelkies mit einem Gehalt von 200 g Gold pro Tonne erhält. Selbstverständlich wird in der Praxis ein derartig ideales Produkt nicht erreicht; die auf die eine oder die andere Weise hergestellten Konzentrate enthalten gewöhnlich einen mehr oder minder hohen Prozentsatz Gangart und haben durchschnittlich etwa folgende Zusammensetzung:

Schwefelkies (FeS_2) 65–85%,
Gangart (Silikate, Eisenoxyd usw.) 35–15%,
Gold 100–300 g pro Tonne je nach dem Gehalt des Ausgangsmaterials.

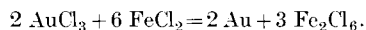
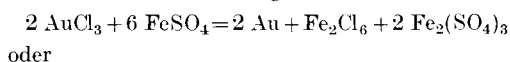
Die nachstehende Analyse zeigt die Zusammensetzung von Konzentraten, welche mit der Schlüssel im Laboratorium aus einem sehr goldreichen Erze der Lancaster Goldmine hergestellt wurden:

Gangart (in Säure unlöslich) . . 38,15%
 $\text{FeS}_2 =$ { Eisen 26,62%
 57,05% { Schwefel 30,43%
 Eisenoxyd 2,16%
 Tonerde 2,85%
 Kobalt 0,08%
 Nickel Spur.
 Gold: 1306,6 g in 1000 kg.

(1898, J. Loevy.)

Chloration und Fällung.

Zur Entgoldung nach dem Plattnerschen Verfahren werden die Konzentrate zunächst totgeröstet, wofür am Witwatersrand Fortschauflungsöfen und Malettsche Etagenöfen im Gebrauch sind. Die totgerösteten Abbrände werden mit 8–10% Wasser angefeuchtet in hölzerne Bottiche von 1–3 cbm Inhalt gebracht, deren Innenwände mit einer geschmolzenen Mischung von Teer und Pech überzogen sind, um einer Absorption der Goldlösung durch das Holz vorzubeugen. Am Boden der Bottiche befindet sich ein Kiesfilter und unter demselben ein Bleirohr, durch welches das vorher durch Waschen mit Wasser von Salzsäure befreite Chlor eingeleitet wird. Das Chlor durchdringt langsam die Abbrände von unten nach oben, und nach 3–6stündigem Einleiten sind sie vollständig vom Gas durchdrungen. Der Bottich wird dann hermetisch verschlossen und 24–36 Stunden sich selbst überlassen. Nach Ablauf dieser Zeit ist alles Gold in Goldchlorür übergeführt ($\text{Au} + \text{Cl}_3 = \text{AuCl}_3$); dasselbe wird mit Wasser ausgelaugt und das Gold aus den durch Erwärmen vom Chlor befreiten Laugen durch Eisensulfat oder Eisenchlorür gefällt:



Hat sich das pulverförmige Gold vollständig abgesetzt, was gewöhnlich nach 12–18 Stunden der Fall ist, so wird es von den entgoldeten Laugen getrennt, durch wiederholtes Auswaschen von Eisen befreit, getrocknet, und in der vorher be-

schriebenen Weise geschmolzen und in Barrenform gegossen.

Das Chlorationsverfahren ermöglicht ein Ausbringen von 95–98% und liefert ein sehr reines Gold vom Feingehalt 900–950. Wenn trotz dieser großen Vorzüge das Verfahren keine dauernde und allgemeine Aufnahme am Witwatersrand gefunden hat, so ist dies in erster Linie den hohen Anlage- und Betriebskosten zuzuschreiben, welche hauptsächlich durch das Rösten der Kiese bedingt werden, und die am Rand insgesamt 65–80 M pro Tonne Konzentrate betragen. Ein Chlorationswerk mit den dafür unerläßlichen Röstöfen kann auch nur schwer mit dem Betriebe einer südafrikanischen Goldmine kombiniert werden, was am deutlichsten aus der Tatsache hervorgeht, daß bis zum Jahre 1895 nur ein solches Werk am Witwatersrand existierte, und zwar in Verbindung mit der Robinsonmine; erst später (1896) wurde auch von der durch die Initiative eines deutschen Chemikers gegründeten Transvaal Chemical Co. der Chlorationsbetrieb aufgenommen. Die Goldminen nun darauf angewiesen, ihre Konzentrate einem dieser beiden Werke zu verkaufen. Die hohen Kosten und die vielen mit einem solchen Modus verbundenen Umständlichkeiten veranlaßten aber die meisten Minen, sich zunächst mit dem durch Amalgamation gewonnenen Golde zu begnügen, die aus der Pochtrübe resultierenden Sande und Schlämme aufzustapeln und ihre Entgoldung einer späteren Zeit zu überlassen.

(Schluß folgt.)

Zur Phosphorsäurebestimmung.

Von Dr. F. RASCHIG-Ludwigshafen.

(Eingeg. d. 5. 5. 1905.)

In Heft 17 S. 655 dieser Zeitschrift polemisiert Dr. O. I. Hlavnicka gegen das von mir S. 374 dieses Jahrgangs empfohlene Verfahren, Phosphorsäure in Gestalt ihres Ammonium-Magnesiumsalzes nach Auswaschen desselben mit Wasser durch $\frac{1}{10}$ -n. Salzsäure unter Anwendung von Methylorange als Indikator zu titrieren.

Er betont zunächst, daß Hundershagen schon im Jahre 1894 (nicht wie irrthümlich angegeben 1897), also lange vor Hebebrand, diese Titrationsmethode empfohlen habe, und noch früher sei sie von Stolba bekannt gemacht worden. Das mag alles richtig sein; aber ich habe auch gar nicht beweisen wollen, daß man den Niederschlag so titrieren kann, sondern ich wollte zeigen, daß man ihn ohne merklichen Fehler mit reinem Wasser auswaschen kann. Das Titrieren des Niederschlags ergibt sich dann von selbst.

Nun empfiehlt Hlavnicka erneut, den Ammonium-Magnesiumniederschlag erst mit Ammoniakwasser, sodann, um dieses zu verdrängen, mit Alkohol auszuwaschen, darauf mit kaltem Wasser in eine Schale zu spritzen, um ihn schließlich zur Titration zu bringen. Ich will niemand die Liebe zu den analytischen Methoden, an welche er sich einmal gewöhnt hat, rauben; aber ich kann doch nicht zugeben, daß mein Vorschlag, nur mit 10 und dann noch einmal mit 5 ccm reinem Wasser

auszuwaschen, bloß „anscheinend einfacher“ sei. Er ist eben tatsächlich einfacher; denn eine Waschflüssigkeit, die stets zur Hand ist, wie reines Wasser, ist nun einmal einfacher wie z w e i, die man sich erst bereit stellen muß, nämlich verdünntes Ammoniak und Alkohol.

Das Einlegen eines doppelten horizontalen Saugfilters mit angedrücktem Randwulst macht gar keine Schwierigkeiten und vollzieht sich in der Regel schneller und sicherer, als das Andrücken der üblichen konischen Filter.

Einen Hauptvorteil aber erblicke ich noch darin, daß man diese Filter direkt packen und in das Titriergefäß werfen kann, so daß nur die geringen Reste des Niederschlags, welche an der Trichterwandung haften, mit Wasser abzuspülen sind. Denn auf diese Weise kommt man mit sehr kleinen Wassermengen aus; und das ist gerade, wenn man mit Methylorange als Indikator arbeitet, von Wichtigkeit. Hlavnicka kommt dadurch, daß er den Niederschlag vom Filter abspritzt, auf 200 ccm Flüssigkeit; ich erhalte höchstens den zehnten Teil davon. Je konzentrierter man aber titriert, desto schneller löst sich der Niederschlag in der $\frac{1}{10}$ -n. Säure auf, und desto deutlicher wird der Farbumschlag des Indikators.

Schließlich soll der Farbumschlag bei $\frac{3}{10}$ -n. Natronlauge deutlicher ausfallen, als bei den $\frac{1}{10}$ -n. Lösungen, welche ich in Anwendung brachte. Das ist selbstverständlich vollkommen richtig; aber wenn man nicht etwa mehr Substanz in Arbeit nimmt, wird die Methode damit doch nicht genauer. Denn ich kann mich bei 45 ccm $\frac{1}{10}$ -n. Salzsäure um einen ganzen Tropfen = 0,05 ccm irren und bekomme doch richtigere Werte, als wenn ich nur 15 ccm $\frac{3}{10}$ -n. Salzsäure verwende, und der Fehler nur einen halben Tropfen beträgt. Etwas anderes ist es, wenn man die dreifache Substanzmenge der Analyse unterzieht und so auf einen Verbrauch von 45 ccm $\frac{3}{10}$ -n. HCl kommt; oder wenn man gar die fünffache Menge nimmt und mit $\frac{1}{5}$ -n. HCl arbeitet. Auf diese Weise wird die Methode natürlich genauer; denn wenn man auch fünfmal so schwere Niederschläge erhält, so gebraucht man doch dafür nicht das fünffache an Waschwasser, sondern reicht vielleicht schon mit dem Doppelten der von mir empfohlenen Menge, also mit 20 und 10 ccm aus. Wenn ich von einer derartigen Verschärfung meiner Methode nicht gesprochen habe, so lag das daran, daß ich sie für ganz selbstverständlich hielt. Mir genügte, die Richtigkeit meines Vorschlages nachzuweisen für den ungünstigsten Fall, wo man leichte Niederschläge mit einer sehr schwachen Säure titriert; daß größere Niederschlagsmengen und stärkere Säurekonzentrationen die Genauigkeit nur erhöhen können, sagt sich jeder Chemiker schon selbst.

Ich will aber zum Schluß noch eine andere Verschärfung der Titration mit Methylorange erwähnen, welche mir bisher unbekannt war, und deren Mitteilung ich Herrn Dir. Schuchtvienburg, verdanke: bedient man sich zur Titration eines hellblauen Glases, so kann man den Farbumschlag leichter erkennen, indem im Augenblick, wo saure Reaktion erreicht ist, die Flüssigkeit durch das Glas plötzlich grün erscheint.