

für

Berg- und Hüttenwesen.

Redaction:

Hans Höfer,

o. ö. Professor der k. k. Bergakademie in Leoben.

C. v. Ernst,

k. k. Oberbergrath, Bergwerksprod.-Verschl.-Director in Wien.

Unter besonderer Mitwirkung der Herren: Dr. Moriz Caspaar, Hütteningenieur und Secretär der österr. alpinen Montangesellschaft in Donawitz, Joseph von Ehrenwerth, k. k. a. o. Bergakademie-Professor in Leoben, Dr. Ludwig Haberer, k. k. Ministerial-Secretär im k. k. Ackerbau-Ministerium, Julius Ritter von Hauer, k. k. Oberbergrath und o. ö. Professor der k. k. Bergakademie in Leoben, Joseph Hrabák, k. k. Oberbergrath und Professor der k. k. Bergakademie in Příbram, Adalbert Kás, k. k. a. o. Professor der k. k. Bergakademie in Příbram, Franz Kupelwieser, k. k. Oberbergrath und o. ö. Professor der Bergakademie in Leoben, Johann Mayer, k. k. Berggrath, Oberingenieur der ausschl. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn in Mährisch-Ostrau, Franz Posepný, k. k. Berggrath und emer. Bergakademie-Professor in Wien und Franz Rochelt, d. z. Director der k. k. Bergakademie in Leoben.

Verlag der Manz'schen k. u. k. Hof-Verlags- und Universitäts-Buchhandlung in Wien, Kohlmarkt 7.

Diese Zeitschrift erscheint wöchentlich einen bis zwei Bogen stark und mit jährlich mindestens zwanzig artistischen Beilagen. Pränumerationspreis jährlich mit franco Postversendung für Oesterreich-Ungarn 12 fl. ö. W., halbjährig 6 fl., für Deutschland 24 Mark, resp. 12 Mark. — Reclamationen, wenn unversiegelt, portofrei, können nur 14 Tage nach Expedition der jeweiligen Nummer berücksichtigt werden.

INHALT: Metallurgische Beiträge aus Bolivia. — Ueber die Schwierigkeiten, welche die Analyse von ungleich zusammengesetzten Metalldurchschnittsproben bietet. — Aluminium im Giessereibetriebe. — Productionsstatistik der Mansfeld'schen Kupfer- und Silberwerke pro 1889. — Iron and Steel Institute. Frühjahrs-Meeting 1890. — Notizen. — Literatur. — Amtliches. — Ankündigungen.

Metallurgische Beiträge aus Bolivia.

Ältere und neuere Methoden der Silberamalgamation, sowie jetzt gebräuchliches Verfahren der Verhüttung von Zinnerzen.

Von Andreas Gmeuling,

Ingeniero i Jefe de beneficios en Huanchaca (Bolivia).

(Mit Taf. XIII und XIV.)

Bolivia nimmt heutzutage als Silberproducent den dritten Rang ein; nur Nordamerika und Mexico sind ihm voraus. Desswegen mag es für Manchen von Interesse sein, einige zuverlässige Daten über die Erze dieses Landes und deren Verbreitung zu erlangen.

Der wichtigste Bergwerksbezirk befindet sich zur Zeit in Huanchaca. Die zweitgrösste Production weist Colquechaca auf, dann folgt Oruro und schliesslich Potosi. Mit den Verhältnissen Huanchacas und Potosis genauer bekannt, will ich im Folgenden eine Beschreibung der metallurgischen Verarbeitung der Erze beider geben.

I. Potosi.

Die Silberproduction Potosis hat gegen frühere Jahrhunderte einen bedeutenden Rückgang erlitten und die Stadt ist heute nur noch ein Schatten ihrer früheren Grösse. Aus zuverlässigen statistischen Angaben weiss man, dass der berühmte Berg von Potosi mehr Silber gab, als irgend ein anderer Platz der Welt: man schätzt die gesammte Production auf nicht weniger als 3000 Millionen Unzen. Fast alle jetzt zu verarbeitenden Erze entstammen Gruben desselben Berges, der südlich von Potosi liegt und sich 4870 m über dem Meere erhebt, während die Plaza der Stadt 4050 m über der Meeresfläche gelegen ist. Der vulcanische

Kegelberg besteht aus trachytischem Quarzporphyr, der die Devonschichten durchbrochen hat, was wahrscheinlich schon in der Dyasperiode geschehen ist. Versteinerungen, Ammoniten und Belemniten finden sich in dem, den Devonschichten an dieser Stelle aufgelagerten Kalkstein.

Von Huanchaca bis Potosi gibt es nur älteres Devon, Thonschiefer von meist grünlicher und röthlicher Färbung, die zum grössten Theile steil aufgerichtet sind. Die Pampas werden fast durchgehends von Trachyt gebildet, der die Devonschiefer durchbrochen hat und aus- und weggewaschen wurde, wodurch die Tiefebenen entstanden sind. Quarzporphyr findet sich noch in der Mitte des Weges von Huanchaca nach Potosi, der in Gestalt von gewichtigen Säulen aus den Trachyten und Schiefeln hervorragt. Nur vereinzelt tritt Basalt und thoniger Sandstein, letzterer von schiefriger Structur, auf.

Für gewöhnlich nimmt man an, dass sich der östliche Abhang der Cordilleren in geologisch junger Zeit durch vulcanische Thätigkeit nach und nach aus dem Meere erhoben hat, und diese Annahme gewinnt insofern an Glaubwürdigkeit, als man heute noch an der Küste dieselben, oder auffallend ähnliche Muscheln findet, wie auf den Höhen in der Nähe von Potosi und in den Versteinerungen der Gebirgsschichten.

In früherer Zeit, als man hauptsächlich die oxydischen Erze (pacos) nahe der Oberfläche abbaute, bot die Extrahirung des Silbers wenig Schwierigkeit, ebensowenig wie die Gewinnung des Zinnes aus dem da vorkommenden Zinnstein. Man behandelte diese pacos, nach ihrer Zerkleinerung auf chilenischen Mühlen, in fondos, nach dem von Alonso Barba im Jahre 1609 erfundenen Verfahren. Diesen primitiven wie erfolgreichen Process findet man allenthalben noch hie und da in Anwendung; er wird gerade noch so ausgeführt wie ihn Barba in seinem bekannten Buche beschrieb. Als man grössere Teufen gewann und geschwefelte Erze die Kerate und gediegen Silber verdrängten, liessen sich die kiesigen Verbindungen (negrillos) nicht so ohne weiteres im Fondo behandeln und mussten vorher einer vorsichtigen oxydirenden und chlorirenden Röstung unterworfen werden. Derartig vorbereitete Erze gaben zwar mit diesem Verfahren nicht gleich gute Resultate wie die pacos, doch im Allgemeinen zufriedenstellende. In der Ausführung dieses Processes entwickeln die Eingebornen eine bemerkenswerthe Fertigkeit. Aus diesem Grunde und da sich die Methode ausserdem für kleinere Betriebe eignet und wenig Capital erfordert, last not least, den Verhältnissen des Landes angepasst ist, lässt sich die lange Lebensdauer dieses Verfahrens erklären.

Ich sah die Arbeit im Fondo auf dem, nahe bei Potosi gelegenen Werke „Furo“. Die Erze stammen aus der Mine „Rosario“, sind kiesiger Natur und von quarziger Gangart, die im Durchschnitt 0,40% Silber und einen beträchtlichen Gehalt an Zinn geben. Man zerkleinert dieselben in einem primitiven fünfstempligen Pochwerke: in Folge der mangelhaften Construction gibt dasselbe keine höhere Leistung als 40 bis 50 Quintales¹⁾ täglich. Das gepochte Erz wird gesiebt. Die Röstung erfolgt in einherdigen Flammenöfen. Jeder Ofen fasst 5 bis 6 Quintales und das Erz verbleibt 8 Stunden in demselben. Zuerst röstet man 6 Stunden oxydirend, gibt 40 lbs Salz zu und chlorirt während der nächsten 2 Stunden bei etwas gesteigerter Temperatur. Dieses Röstgut wird in Fondos amalgamirt, deren 4 im Quadrate stehen und eine gemeinsame Feuerung haben. Diese Fondos sind hier runde, kesselförmige Gefässe aus einer Legirung von 90 — 92% Cu und 8 — 10% Sn. Jeder fasst 2 Q. Erz (quemadillo) und hat folgende Dimensionen: Oberer Durchmesser 2¹/₂ Fuss, unterer 2 und Tiefe 1¹/₂ Fuss. Man beschickt den Kessel zuerst mit der nöthigen Wassermenge und dem Erze und erhitzt. Sobald die Masse dem Sieden nahe ist, gibt man 40 Pfund Salz zu und rührt beständig um. Darnach folgt ein Zusatz von 1 bis 1¹/₂ lbs Zinnamalgam (material), das ungefähr aus gleichen Theilen Quecksilber und Zinn zusammengesetzt ist. Da die Erze hier einen nicht unbedeutenden Gehalt an Kupfer besitzen, so will man durch das Amalgam des Zinnes ein Zuheissgehen der Erz-

charge verhindern. Man hält das Ganze siedend heiss, rührt dabei mit einem Holz- oder Kupferstabe beständig um und reibt hauptsächlich auf dem Boden, um Ansätze zu vermeiden. Von diesen Bedingungen hängt der Erfolg des Processes ab. Nach 1¹/₂ Stunden zeigt sich die erste Amalgambildung (liz) und sobald diese eingetreten, gibt man mehr Quecksilber (yapas) zu, je ein Pfund auf einmal und während der ganzen sechsständigen Operation 6 bis 12 yapas. Nach Beendigung der Verquickung wird der Erzbrei ausgeschöpft und in einem Bottich verwaschen. Die Rückstände halten 5 bis 8 marcos per cajon (5000 lbs) oder in Procenten: 0,05 bis 0,08 Silber, und werden auf einer planilla wegen ihres Zinngehaltes verwaschen. In einem bestimmten Falle gaben 50 Quintales Rückstände (relaves) 9 Quintales Concentrirgut, dessen Probe einen Zinngehalt von nahezu 50% anzeigte.

Die concentrirten relaves werden mit oxydirten Zinnerzen in Krummöfen auf Zinn verschmolzen. Die Oefen sind quadratischen Querschnitts, von 15 Zoll Seitenlänge und sechs Fuss hoch. In der Rückseite befindet sich eine Düse, die ihren Wind aus zwei durch Wasserräder betriebenen Blasebälgen erhält. Das Gebläse wirkt stossweise: die Schmelzer halten eine solche unterbrochene Windzuführung für einen guten Betrieb nothwendig und lassen sich schwer eine andere Meinung beibringen. Das Erz wird mit der gleichen Menge Schlacke beschickt und mit dem Brennmaterial (Holzkohle) in horizontalen abwechselnden Lagen durch die Gicht eingetragen. Der Ofen wird bis obenhin voll gehalten und die Gase treten durch die Gichtöffnung direct in's Freie. Für je 25 Q. Erz verbraucht man 12 bis 15 Q. Holzkohle. Die dickflüssige Schlacke und das Zinn laufen zusammen in einen Vorherd. Von Zeit zu Zeit hebt man die Schlackenkruste ab und schöpft das Zinn in eiserne Formen. Abgesehen vom verschlackten Metall, enthält die Schlacke (escoria) nicht selten Einschlüsse kleiner Zinnkügelchen. In der Umgegend Potosis finden sich mächtige Halden von Zinnschlacken und sobald die Antofagastaeisenbahn fertig gestellt sein wird und billigeres und besseres Brennmaterial liefert, wird sich mancher Schmelzofen neuerer Construction erheben, um das darin enthaltene Zinn abzuschneiden: diese Arbeit wird aller Wahrscheinlichkeit nach gewinnbringend sein. Ein Krummofen verschmilzt 50 Q. Beschickung pro Tag und liefert von 10 bis 30 Zinnbarren à 50 lbs, je nach der Reichheit der Erze. Alles hier erzeugte Zinn hält eine beträchtliche Menge Silber, dessen Werth beim Verkauf keine Berücksichtigung findet: der Centner Zinn wird zur Zeit mit \$ 18,5 bis \$ 20 bolivianos²⁾ bezahlt.

Auf der Halde der Mine „Rosario“ liegen tausende von Quintales Eisenkiese, die Zinnstein eingesprengt, sowie derb verwachsen enthalten. Da dieselben nur einen untergeordneten Silbergehalt besitzen, mehr oder weniger 0,08%, so lässt man dieselben unbenutzt liegen, da man bei der directen Verschmelzung derselben keine

¹⁾ 1 Quintal (gleich 4 Arrobas oder 100 Libras, lbs = Pfunden) wurde in der argentinischen Republik zu 45,940 kg angenommen; das gilt wohl auch für Bolivia. Anm. d. Red.

²⁾ 1 \$ (Peso) boliviano ist circa 4,05 deutsche Goldmark oder fl 2,02 ö. W. Silber.

guten Resultate erhielt. Dies überrascht auch keinen Metallurgen, denn diese Erze enthalten 50 bis 70% Eisenkies und 25 bis 10% Zinnstein. Würde man diese Erze vorher in Kilns abrösten, so liesse sich der Schwefelgehalt leicht bis auf 10 bis 12% herabbringen und das gebildete Eisenoxyd würde bei der Verschmelzung der quarzigen Zinnsteine und kieselsäurereichen und zinnhaltigen alten Schlacken nicht nur ein willkommener, sondern für einen guten Schmelzgang nothwendiger Zuschlag sein.

Den weitaus geregeltsten Betrieb in der Umgebung Potosis, in der Grube sowohl als auf dem Amalgamirwerke, findet man bei der Royal Silver mining Co., einer Gewerkschaft, die mit englischem Capital arbeitet. Diese Compagnie eignet eine Menge Bergbaue, von welchen die Grube „Cotamitos“ zur Zeit der ergiebigste ist. Der Hauptgang derselben streicht von Ost nach West, tritt im trachytischen Porphyr auf und zeigt im Mittel eine Mächtigkeit von 2 bis 3 Fuss. Die kiesigen quarzigen Erze besitzen folgende Zusammensetzung:

| | | | | |
|-----------------------------|------|---|---------|-----|
| Silber | 0,3 | — | 0,4 | 0,0 |
| Eisen | 20 | — | 25 | 0,0 |
| Schwefel | 25 | — | 35 | 0,0 |
| Kupfer | 5 | — | 8 | 0,0 |
| Zinn | 0,75 | — | 1,50 | 0,0 |
| Arsen und Antimon | 5 | — | 8 | 0,0 |
| Zink | 0,5 | — | 1 | 0,0 |
| Kieselsäure | 25 | — | 40 | 0,0 |
| Kalk | 0,25 | — | 1 | 0,0 |
| Blei | | | Spuren. | |

Die Zerkleinerung geschieht in einem Pochwerke mit 10 Pochstempeln, je 5 zu einer Batterie vereinigt. Je ein Stempel wiegt 650 lbs; Hubhöhe 10 Zoll und 60 bis 70 Fälle pro Minute. Die Construction gefällt dem Auge ausserordentlich und rechnet mit allen Verbesserungen der Neuzeit. Besonders lässt sich die angebrachte Verbesserung, eine Vorrichtung zum Aufsaugen des Erzstaubes, nur empfehlen; der Staub wird durch einen Ventilator aufgesaugt und in Säcke geblasen. Diese Vorrichtung ist für den Gesundheitszustand der Arbeiter von ausserordentlicher Bedeutung. Das in den Säcken abgelagerte Erzmehl beträgt zwar nur den Bruchtheil eines Procentes vom gepochten Erze, sein Silbergehalt erreicht jedoch mindestens den doppelten desselben. Da die Batterie mit automatischer Aufgebevorrichtung und automatischer Entleerung versehen ist, so reducirt sich der Arbeitsaufwand auf ein Minimum.

Die beste Leistung, die bis jetzt von der Batterie in 24 Stunden gethan wurde, bestand in der Zerkleinerung von 150 Quintales rohen und 250 Quintales vorher in Kilns abgerösteten Erzes.

Für gewöhnlich setzen die 10 Pochstempel 100 bis 120 Q. rohes und 150 bis 180 Q. gebranntes Erz durch bei einer Siebgrösse Nr. 32.

Als Betriebskraft hat man hier zwei Girard-Turbinen, jede zu 75 Pferdekraft. Der Wasserdruck beträgt 250 lbs pro Quadratzoll und die Fallhöhe des Wassers ungefähr 500 Fuss. Die Wasserzuleitung geschieht in

gusseisernen Röhren mit einem 15" oberem Durchmesser, während der untere nahe dem Ausflusse nur 12" beträgt.

Die Abröstung des rohen Erzes vollzieht man in dreierherdigen Flammöfen.

In den oberen beiden Herden verändert sich der Charakter desselben nur wenig, erst wenn es auf den untersten Herd gelangt, beginnt der Röster seine Aufmerksamkeit zu entwickeln. Jeder Herd fasst 6 Q. Erz; dasselbe bleibt 4 Stunden in jedem. Im unteren wird die Chlorisirung vollzogen. Die oxydirende Röstung im unteren Herd währt 2 bis 2½ Stunden, dann beginnt das Erz anzuschwellen und porös zu werden. Hat man diese Periode erreicht, so führt man unmittelbar darnach 8% Salz zu. Die Chlorisation dauert 1 bis 1½ Stunden. Gegen Ende erhöht man die Temperatur etwas und es tritt dann eine weitere, wenn auch geringere Anschwellung ein. Man nimmt eine Probe, wäscht dieselbe auf einem Scherben und sobald keine metallischen Theile mehr zu bemerken sind und Alles erdig erscheint, wird die Röstung als gut bezeichnet. Für gewöhnlich erhält man 85% Chlorisation. Der Silberverlust während der Röstarbeit liegt zwischen 5 und 7%.

Jeder Ofen hat einen Generator ohne Unterwind; man verbraucht für je 100 lbs Erz 60 lbs Brennmaterial. Dieses ist von eigener Beschaffenheit und für das Land charakteristisch. Man verwendet hier zwei Classen, nämlich Ucha, die Excremente der Llamas, sowie Yareta, eine Art harziges Moos. Das Werk besitzt 3 Handröstöfen, welche 9 Mann zu ihrer Bedienung erfordern.

Ausser diesen Handröstöfen ist ein mechanischer rotirender Ofen im Betriebe (Fig. 1, Taf. XIII). Der Cylinder hat eine Länge von 23' 1". Nahe der Feuerung trägt derselbe ein feuerfestes Steinfutter; der äussere Durchmesser beträgt hier 42¾", der innere 41¼". Diese steinerne Verkleidung erstreckt sich nur auf einige Fuss Länge, dann verengt sich der Cylinder auf 32¼" äusseren und 30¾" inneren Durchmesser. Der Ofen hat einen Generator mit Unterwind. Man versuchte am Anfange diesen Generator ohne künstliche Windzuführung und fand, dass die Flamme nicht weit genug in den Cylinder tritt. Noch wichtiger für die Regulirung des Zuges ist eine in Front des Cylinders angebrachte einzöllige Eisenröhre, mittelst welcher man comprimirte Luft oder Dampf einblasen kann. Gebraucht man zu viel Luft, so wird das Gas zu frühzeitig verbrannt und der vordere Theil des Ofens geht sehr heiss, gebraucht man zu wenig, so geht ein Theil der Gase unverbrannt durch den Ofen und der Röstprocess verläuft sehr unvollkommen. Die Flamme muss gerade das Ende des Cylinders erreichen, wenn der Betrieb regelrecht sein soll. Der am Ende des Ofens angebaute Hilfsfeuerplatz lässt sich auch sehr gut gebrauchen, um den Flammenaustritt zu reguliren. Der Ofen macht pro Minute 2¼ Umdrehungen und das Erz verbleibt ungefähr 1½ Stunden im Ofen. Man lässt das aus dem Ofen kommende Erz wegen der erfolgenden Nachchlorirung, welche 10 bis 20% beträgt, längere Zeit auf einem Haufen liegen.

Erz und Salz wird am Ende mittelst einer Schraube zusammenchargirt. Mit 10% Salz erhält man erfahrungsgemäss das beste Resultat. Der Ofen verarbeitet in 24 Stunden 80 bis 100 Q. und die Chlorisation schwankt zwischen 80 und 90%. Der Brennmaterialaufwand beläuft sich auf 50 bis 70 Q. Yareta per 24 Stunden.

Insofern der mechanische Theil der Arbeit in Betracht kommt, ist man mit dem Ofen höchst zufrieden. Man fand aber bald, dass sich der Silberverlust während der Abröstung um einen guten Theil höher stellt als in den Handröstöfen. Dieser Verlust muss ein chemischer sein, da man sehr wenig Flugstauber hält, von 3000 Q. Erz sammelte man nur 100. Der Verlust wächst mit der Reichheit des Erzes, das heisst mit der Zunahme des Arsen- und Antimongehaltes, denn in Huanchaca bilden die Fahlerze den silberreichsten Theil. Dagegen amalgamirt das im rotirenden Ofen abgeröstete Erz schneller, als das der Handröstöfen.

Anfangs versuchte man rohes Erz darin abzurösten, doch kam man schnell zur Ueberzeugung, dass der mechanische Ofen die schwefelreichen Erze nicht direct für die Amalgamation vorbereiten kann. Der Schwefelgehalt verringerte sich um kaum mehr als 10% bei geringer Chlorisation. Abgesehen von der unvollkommenen Röstung zeigte sich der Uebelstand, dass das Erz theils gesintert und in Klümpehen aus dem Ofen kam. Man röstet daher alle in diesem Ofen zu verarbeitenden Erze vorher in Kilns ab. Diese Kilns (Fig. 2, 3 und 4, Taf. XIII) sind 3¹/₂ Fuss weit, 8 lang und ebenso hoch. Es sind deren mehrere nebeneinander gebaut, deren Gase durch eine gemeinschaftliche Esse abgeführt werden. Soll ein solcher Ofen in Betrieb gesetzt werden, so wird er 1¹/₂ bis 2 Fuss hoch mit Erz angefüllt, worauf eine Lage Holz und Holzkohle folgt. Es ist wichtig, beim Anbrennen des Kilns nicht zuviel Brennmaterial zu nehmen, 2 Q. Holz und 5 Q. Kohle reichen aus. Nimmt man mehr, so wird die Hitze so gross, dass Sinterungen eintreten. Nach dem Brennmaterial gibt man 40 bis 50 Q. Erz auf, bringt das Holz in's Feuer, worauf man alle Thüren, ausser der untersten, schliesst. Innerhalb der nächsten 24 Stunden gibt man kein Erz nach; denn nimmt man mehr, so läuft man Gefahr, dass das Feuer erstickt. Nach Ablauf dieser Zeit geräth das Erz in Glut, dann füllt man den Ofen beinahe ganz. Der Ofen hält für gewöhnlich 200 Q. Nach Ablauf von weiteren 24 Stunden zieht man das rohe Erz unten aus, so dass glühendes Erz nach unten gelangt. Am dritten oder vierten Tage kann man schon gut geröstetes Erz ausziehen und am sechsten hat man den regelmässigen Betrieb erreicht. Während der ersten Tage lässt man die untersten Thüren, sowie die Chargiröffnungen offen, später vermeidet man einen zu grossen Luftzug, es ist nur ein ganz geringer Luftzutritt nöthig. Ein solcher Kiln röstet in 24 Stunden 35 bis 40 Q. rohes Erz ab. Sobald das Röstgut ausgezogen ist, wird, im Falle eine leichte Sinterung eingetreten, das Erzgewölbe durch die Thüren niedergestossen und neues Erz aufgegeben. Der Gewichtsverlust während der Abröstung beträgt 15

bis 25%. Der Verlust an Silber soll sehr gering sein und kaum 1% erreichen. Das Erz verliert dabei mehr oder weniger ²/₃ seines Schwefelgehaltes. Von den Seiten kommt das beste Röstgut, in der Mitte findet sich häufig mangelhaft gebranntes Erz. Dieser Uebelstand liesse sich vielleicht vermeiden, wenn man die Ofenbreite um 6" verringerte. Ist das Erz zu fein, so geht die Röstung sehr schlecht, das Feuer erstickt. Stücke von 1¹/₂ bis 2¹/₂" scheinen am besten zu sein. Geht die Röstung schlecht, so gibt man Eisenkiese zu. Gut gebranntes Erz ist von röthlich gelber Farbe und porös, während schlecht gebranntes ein dunkles, dichtes Aussehen hat. Je weniger das Erz beim Ausziehen raucht, um so besser verlief der Process. Man hat versucht, schlecht gebranntes Erz wieder in den Kiln zurückzugeben, hat aber schlechte Resultate damit erzielt. Am besten verarbeitet man dasselbe in den Handröstöfen.

Das abgeröstete Erz, sowohl das der Handröstöfen wie jenes des rotirenden Cylinders, gelangt zur Pfannenamalgamation (Fig. 5 bis 8, Taf. XIV). Die Pfannen, deren drei, sind amerikanischen Systems und nur insofern verschieden, dass hier die hauptsächlichsten Theile aus Kupfer anstatt aus Eisen gegossen sind. Diese Verschiedenheit ist wesentlich und von hoher Bedeutung und eine Erfindung des deutschen Ingenieurs Francke.³⁾ Auf dem hölzernen Boden der Pfanne ruht die runde Kupferplatte (solera). Dieselbe goss man früher in 9 Segmente und befestigte dieselben mittelst kupferner Bolzen. Diese Art der Befestigung kam jedoch ziemlich theuer, wesshalb man jetzt nur 3 Segmente giesst und dieselben einkeilt. Die Seitenwände sind von Holz. Auf der Kupferplatte schleifen die Schuhe. Es sind deren drei vorhanden. Diese Schuhe können ausgewechselt werden, da sie nur mittelst eines Holzkeiles zwischen, an dem unteren Theil der Glocke angegossenen Schlitzten eingeklemmt sind. Oben hat die Glocke eine Verbindung durch Bolzen mit dem Kopfstücke, welches auf der Verticalachse sitzt und seine Bewegung durch einen Mitnehmer erhält. Die Verticalachse wird mittelst einer Zahnradübersetzung von unten bewegt. Diese Art der Bewegung, obwohl höchst unbequem und für den Arbeiter gefährlich, findet man fast allgemein nicht nur hier, sondern auch in den Vereinigten Staaten angewandt. Auf der Verticalachse sitzt oben lose eine Schraubenspindel und mit Hilfe eines damit verbundenen Rades lässt sich die Glocke sammt Schuhen heben und senken, während ein anderes Rad vorhanden ist, um die verlangte Höhe der Glocke zu fixiren, indem man die Weiterbewegung der Spindel verhindert. Die Pfanne trägt an den Seiten des hölzernen Flügels zur Zertheilung und Durcharbeitung des Erzbreies. Während der Operation bedeckt man die Pfanne mit einem hölzernen Deckel. Anfangs bestand dieser aus Eisen, dies hat sich jedoch hier nicht bewährt, denn er wurde in kurzer Zeit von den löslichen Metallsalzen zerstört. Einige Zoll oberhalb des Bodens befindet sich die Ablassöffnung.

³⁾ Siehe Oesterr. Ztschr. f. Berg- und Hüttenw. 1884, S. 511.

In früherer Zeit waren 50 *Q.* Kupfer nöthig, um Kopfstück, Glocke und Schuhe zu giessen, überdies bestanden die Seitenflügel aus Kupfer. Davon kam man bald ab, da die Feinheit des Silbers sehr darunter litt, welche selten 800 erreichte. Jetzt bestehen folgende Gewichtsverhältnisse: Kopfstück 2½ *Q.*, Glocke 8, 3 Schuhe 9 und Boden 18 *Q.* Gegenwärtig bezahlt man pro Quintal Kupfer 30 \$ bolivianos. Für die Giessarbeit zahlt man 9 \$ pro Quintal, dann müssen aber die Giesser Alles stellen. Um das Giessen zu erleichtern, legirt man das Kupfer mit etwas Zinn. Man muss die Leute überwachen, dass sie nicht zuviel nehmen, denn übersteigt der Gehalt 5%, so nimmt die Gebrauchsdauer der Gussstücke ab. Eine Glocke hält für gewöhnlich 2 Monate und ebenso lang der Boden. Während der Zeit wechselt man die Schuhe einmal.

Eine Erzcharge besteht aus 50 *Q.* geröstetem Erze. Dazu nimmt man 4 *Q.* Salz. Das Quecksilber wird in Portionen von je 10 *lbs* zugesetzt und beträgt für Erze von 30 Mark Halt 120 *lbs*. Hier zeigen sich besonders zwei Uebelstände. Manchmal geht die Charge zu heiss, das heisst Quecksilber wird in reine Chlorverbindungen überführt. Desswegen arbeitet man hier auch mit einem verhältnissmässig grossen Quecksilberverlust; man verliert jetzt im Durchschnitt 6 Unzen pro Mark Silber; in früherer Zeit soll derselbe noch bedeutender gewesen sein. Herr *Wend t*, der amerikanische Ingenieur, welcher das Werk aufsetzte und in Betrieb brachte, wandte als Gegenmittel, das heisst um diese Verbindungen zu zersetzen, Zink an. Vielleicht liesse sich diesem Uebelstande auf eine noch einfachere Weise vorbeugen, nämlich durch ein theilweises Auslaugen der löslichen Kupfersalze aus dem Röstgute mittelst Wassers, denn die zersetzende Einwirkung auf das Quecksilber stammt doch von weiter nichts als dem Kupferchlorid, welches sich durch die wechselseitige Einwirkung des Kupfersulphates und Kochsalzes gebildet hat. Diese Calomelbildung lässt sich sofort in der *chua* erkennen, auch hinterlässt die Probe beim Reiben mit dem Finger einen weissen Streifen. Ein anderer Uebelstand besteht im Zermahlen des Quecksilbers (*remolido*). Dass die Charge zu kalt geht, kommt hier selten vor; wenn es aber vorkommt, so lässt sich dieser Missstand mit der Röstung reguliren, man benöthigt dann eine niedrigere Rösttemperatur. Die ganze Amalgamation

nimmt 8 Stunden in Anspruch, dann lässt man die Charge in den Settler ab, deren zwei vorhanden sind und verwäscht dieselbe 12 Stunden lang. Man sieht leicht, dass der Verlust an Quecksilber mechanisch nur gering sein kann, daher man den bereits oben bemerkten Durchschnittsverlust von 6 Unzen pro Mark als einen chemischen bezeichnen muss. Der grösste Theil des Amalgams bleibt in der Pfanne und wird nach jeder Operation herausgenommen. In den Settler gibt man 400 bis 600 *lbs* Quecksilber zu, damit sich die kleinen Theilchen Quecksilber und Amalgam leichter ansammeln können. Nimmt man zum Sieben des Pochgutes unter Siebgrösse 32, so lässt sich der grobe Sand im Settler nur schwer verwaschen. Im Durchschnitt verliert man während der Amalgamation 14—20% vom Silbergehalt; werden aber bleiische und zinkische Erze angekauft und mitverarbeitet, so beträgt der Verlust in der Pfanne selten unter 25%. Ausserdem tritt dann häufig noch ein anderer Uebelstand, nämlich ein Zermahlen des Quecksilbers, ein.

Die Einführung des Wasserdampfes während der Amalgamation geschieht direct und man läuft fast nie Gefahr, dass sich der Erzbrei durch das condensirte Wasser zu sehr verdünnt, da dem richtigen Wasserquantum durch die Verdunstung mehr oder weniger das Gleichgewicht gehalten wird.

Das Amalgam wird in Retorten (Fig. 5, Taf. XIII) ausgeglüht. Jede Retorte hat 1 Fuss Durchmesser, 5 Fuss Länge und fasst für jede Operation 600 *lbs* Amalgam. Vom Anfeuern bis zur Beendigung der Operation verlaufen 12 bis 13 Stunden unter einem Brennmaterialaufwand von 12 *Q.* *yareta*. Von 600 *lbs* Amalgam erhält man in der Regel 105 bis 110 *lbs* Silber, meistens über 900 fein, welches man in Tiegeln umschmilzt und in Barren giesst.

Nach kürzlich erhaltenen Nachrichten, die mir durch die Freundlichkeit des jetzigen Betriebsleiters, Herrn Ingenieur *A. Malsch*, zugekommen sind, haben sich die Resultate während der letzten zwei Monate in allen Abtheilungen wesentlich gebessert. Besonders hat sich der Silbergehalt in den *relaves*, sowie der Verlust an Quecksilber verringert, während sich zur selben Zeit die Feinheit des Silbers verbesserte, dasselbe erreichte 986 Tausendtheile.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber die Schwierigkeiten, welche die Analyse von ungleich zusammengesetzten Metall-durchschnittsproben bietet.

Von Hans Frhrn. v. Jüptner.

Schon früher sind mir bei derartigen Untersuchungen — besonders im Kohlenstoffgehalte grauen Roheisens — ziemlich erhebliche Differenzen zwischen den Einzelbestimmungen vorgekommen, welche offenbar von der ungleichen Zusammensetzung des, der Durchschnittsprobe entnommenen Einwagematerials herrühren müssen. In der letzteren Zeit habe ich jedoch bezüglich des Mangan-gehaltes von Spiegeleisen-Durchschnittsproben noch viel auffallendere Erfahrungen gemacht, über welche ich in Kürze berichten will.

Von dem einen Spiegeleisen wurden 9 Bestimmungen ausgeführt, welche Mangangehalte zwischen 6,3 und 13,13% ergaben.

Da die *Hamp e*'sche Methode der Manganbestimmung eine sehr verlässliche ist und bei wirklich homogenem Materiale auch sehr gleichmässige Werthe gibt, so bleibt, um den Durchschnittsgehalt an Mn zu erhalten, nichts übrig, als aus sämmtlichen ausgeführten Bestimmungen mit Berücksichtigung der eingewogenen Probemengen das Mittel zu nehmen, wie es nachfolgend geschehen ist.

Der mittlere Fehler $\alpha_1 = \sqrt{0,0000004358} = 0,000661$,
 der wahrscheinliche Fehler einzelner Proben ist

$$r = \frac{2}{3} \cdot 0,000661 = 0,00044,$$

der wahrscheinliche Fehler des Mittels ist

$$m = \frac{0,000661}{\sqrt{10}} = 0,00021 \text{ g.}$$

Es ist daher der Quecksilberinhalt der eingewogenen
 Grobgriese bis auf $\pm 0,00028 \text{ g}$ richtig bestimmt worden
 und sein wahrer Werth kann somit

$$\underline{0,04605 \text{ oder auch } 0,04563 \text{ g}} \text{ sein,}$$

$$0,04584 = \text{dem Mittel.}$$

Untersuchung der Feingriese.

Die Einwage und Beschickung wie bei den Grob-
 griesen. Die Ergebnisse der Proben gibt die folgende
 Zusammenstellung an.

| | |
|-------------|-------------------------------------|
| 0,0993 g Hg | Das Mittel mit 0,09879 ist des- |
| 0,0981 " " | halb als d. wahrscheinlichste Werth |
| 0,0979 " " | für den Quecksilberinhalt der ein- |
| 0,0978 " " | gewogenen Feingriese zu be- |
| 0,0992 " " | trachten. In diesem Falle sind die |
| 0,0988 " " | Fehler der einzelnen Proben: |
| 0,0995 " " | + 0,00051. — 0,00069. — 0,00089. |
| 0,0975 " " | — 0,00099. + 0,00041. + 0,00001. |
| 0,0997 " " | + 0,00071. — 0,00129. + 0,00091. |
| 0,1001 " " | + 0,00131. |

Im Mittel 0,09879 g Hg.

Die Summe der Fehler muss wiederum gleich Null sein.

Der mittlere Fehler $\alpha_1 = \sqrt{0,000000821} = 0,000906$,
 der wahrscheinliche Fehler einzelner Proben ist

$$r = 0,000906 \times \frac{2}{3} = 0,000604$$

und der wahrscheinliche Fehler des Mittels

$$m = \frac{0,000906}{\sqrt{10}} = 0,00029.$$

Es ist somit der Quecksilberinhalt der Feingriese
 bis auf $\pm 0,00029 \text{ g}$ bestimmt und sein wahrer Werth
 kann 0,09908 g oder 0,09850 g sein.

Im Mittel 0,09879 g.

Untersuchung der Stufen.

Die Einwage und Beschickung wie bei den Griesen.
 Die Probenresultate enthält folgende Zusammenstellung:

| | |
|-------------|-----------------------------------|
| 0,0447 g Hg | Das Mittel 0,04458 g repräsentirt |
| 0,0443 " " | den wahrscheinlichsten Inhalt der |
| 0,0449 " " | eingewogenen Stufen. |
| 0,0452 " " | Gegen das Mittel zeigen |
| 0,0447 " " | die einzelnen Proben folgende |
| 0,0442 " " | Fehler: |
| 0,0443 " " | + 0,00012. — 0,00028. + 0,00032. |
| 0,0450 " " | + 0,00062. + 0,00012. — 0,00038. |
| 0,0430 " " | — 0,00028. + 0,00042. — 0,00158 |
| 0,0455 " " | + 0,00092. |

Im Mittel 0,04458 g Hg.

Die Summe der Fehler ist wiederum gleich Null.
 Der mittlere Fehler $\alpha_1 = \sqrt{0,000000482} = 0,000694$,
 der wahrscheinliche Fehler einzelner Proben ist

$$r = \frac{2}{3} \cdot 0,000694 = 0,000462$$

und der wahrscheinliche Fehler des Mittels ist

$$m = \frac{0,000694}{\sqrt{10}} = 0,00022 \text{ g.}$$

Durch die zehn vorstehenden Quecksilberproben ist daher
 der Inhalt der Stufen bis auf $\pm 0,00022 \text{ g}$ richtig
 bestimmt worden und der wahre Werth desselben kann
 somit 0,04480 g oder 0,04436 g sein.

Im Mittel 0,04458.

Besserer Uebersicht halber werden die wahrschein-
 lichen Fehler der Mittel zusammengestellt.

| | |
|---------------|-------------------------------------|
| Bei Vermillon | ist $m = \pm 0,00020 \text{ g}$ Hg, |
| " Erzen | " " = $\pm 0,00035$ " " |
| " Grobgriesen | " " = $\pm 0,00021$ " " |
| " Feingriesen | " " = $\pm 0,00029$ " " |
| " Stufen | " " = $\pm 0,00022$ " " |

Aus den vorstehenden Quecksilberbestimmungen und
 Berechnungen geht zur Genüge klar hervor, dass die
 Quecksilberbestimmungen nach der Methode von A. Eschka
 sehr befriedigende Uebereinstimmungen zeigen, und dass
 die Methode selbst als eine vortreffliche zu bezeichnen ist.

Metallurgische Beiträge aus Bolivia.

Aeltere und neuere Methoden der Silberamalgamation, sowie jetzt gebräuchliches Verfahren der Verhüttung von Zinnerzen.

Von **Andreas Gmehling**,

Ingeniero i Jefe de beneficios en Huanchaca (Bolivia).

(Mit Taf. XIII und XIV.)

(Fortsetzung von Seite 273.)

II. Huanchaca.

a) Grube Pulacayo.

Lage und Geschichte derselben. Die bestän-
 dig im Wachsen begriffene Grube „Pulacayo“, augen-
 blicklich die wichtigste und grösste in Bolivia, Eigenthum
 der Compagnie Huanchaca, ist würdig genug, um die
 Aufmerksamkeit aller Fachgenossen auf sich zu lenken;
 es möge mir daher im Folgenden gestattet sein, kurze

historische Bemerkungen von ihr zu geben und auch zu
 zeigen, dass noch ein grosses ausgedehntes Abbaufeld
 vorhanden ist, welches zu erschliessen die Hauptaufgabe
 der nächsten Zeit sein wird, um den allgemeinen
 Reichthum der Grube sowohl in horizontaler als auch in
 verticaler Richtung in der Tiefe kennen zu lernen. Bis
 jetzt kann noch nicht gesagt werden, ob überhaupt die
 reichsten Erzmittel schon erreicht worden sind oder
 nicht, weil sich in vielen Abbaustellen des Tiefsten, circa

500 m unter Tage oder 296 m unter der Stollensohle, das Erz noch mehr gebessert hat.

Die Silbererzgänge von Pulacayo sind eingeschlossen in eine Hügelkette, die die letzten Ausläufer der Cordillere de los Frailes bilden und die zu den Hochebenen der Anden aufsteigen, gelegen unter 20° südlicher Breite und 69° westlicher Länge von Paris im Terrain von Potosi, circa 4° östlich von der Küste „Tarapaca's“. Die Höhenlage schwankt zwischen 4100 und 4500 m über dem Meere; es zeigt sich hier naturgemäss ein kaltes Klima, trocken im Winter, regnerisch im Sommer.

Die Gänge waren seit alter Zeit durch ihr Ausstreichen an der Oberfläche bekannt und wurden von den Spaniern während ihrer Herrschaft in Südamerika bearbeitet. Nach der Ausdehnung der Halden zu urtheilen, war die Bearbeitung der Gänge bedeutend; doch sahen sich die Spanier genöthigt, die Grubengebäude in Folge der Aufstände der Eingebornen unter Anführung eines Tupac-Amareo, Nachkömmling der alten peruanischen Incas, zu Ende des vorigen Jahrhunderts zu verlassen. Gleich nach dieser Revolution, zu Anfang dieses Jahrhunderts, entstanden die Freiheitskriege der südamerikanischen Staaten und die Grube blieb ohne Arbeit und wurde derart für eine Reihe von Jahren fast ganz vergessen.

Man sagt, dass um das Jahr 1830 eine Indianerin, die im Dörfchen Polapampa wohnte, das am Fusse des Berges Cosuña nahe bei Huanchaca gelegen ist, einige Mineralstücke einem Herrn Mariano Ramirez in Pulacayo überbrachte, die sehr wahrscheinlich von dieser Grube herrührten. Señor Ramirez beschäftigte sich damals mit dem Aufsuchen von Silberlagerstätten und man kann ihn als den Wiederentdecker genannter Mine ansehen. Die Ueberlieferung hat den Namen „Ramirez“ erhalten und ihn mit ehrfurchtvollem Respect umgeben. Vermöge seiner praktischen Kenntnisse und durch rastloses Streben war er seiner Zeit sehr vorangeschritten, besonders wenn man die Umstände berücksichtigt, in denen er lebte, wie die ungenügende Bildung, welche ihm in wissenschaftlicher Hinsicht zutheil werden konnte. Man kann ihn den Mann der Querschläge (hombre de socavones) nennen, da er sein Leben fast nur mit der Durchörterung der Berge, Auffahrung von Querschlägen etc. verbrachte. Die Orte seiner Thätigkeit waren hauptsächlich Ubina, Jasta und andere Mineralregionen, woselbst er, um Gänge zu kreuzen, eine grosse Anzahl von Metern in socavones lief.

Die Orte seiner Thätigkeit, abgelegen und von spärlichem Verkehr, entbehrten die nothwendigsten Materialien. Zieht man in Betracht, dass ihm die Instrumente, welcher sich Ingenieure heutigen Tages zu ihren Vermessungen über und unter Tage bedienen, fehlten, so muss man sich nur um so mehr über die Geschicklichkeit wundern, mit der er seine Arbeiten ausführte. Mittels der von ihm aus vorhandenen Materialien gefertigten Instrumente gelang es ihm, Stollenbauten von verschiedenen Seiten in Angriff zu nehmen und so er-

folgreich zum Durchschlag zu bringen, dass sich die Vermessungskunde heutigen Tages dieser Arbeit nicht zu schämen brauchte. Bewunderungswerth bleibt ebenfalls die Ausdehnung der Grubenbaue, da er zu seiner Zeit nur mit spärlichen Hilfsmitteln in jeder Hinsicht zu rechnen hatte. Ramirez begann die Hauptarbeit mit der Anlegung des Querschlages „San Leon en Pulacayo“, den er auf 700 m erlangte und damit den Hauptgang schnitt. Dieser diente und dient noch jetzt der gesammten Förderung. Er erkannte die Wichtigkeit der Pulacayoer Lagerstätte, schnitt aber zum Unglück den Hauptgang (in diesem Niveau zwei Trümmer, die sich nach der Tiefe zu vereinigen) mit seinem Querschlage in nicht abbauwürdigem Zustande und obgleich er die Veta noch auf 20 bis 30 m Tiefe von hier aus weiter untersuchte, blieben seine Bemühungen ohne Erfolg.

Verschiedene Unternehmungen und Gesellschaften nahmen hierauf Theil an der Fortsetzung der Arbeiten unter Ramirez' Leitung, jedoch die eigenen Ortsverhältnisse entbehrten jeder Mittel, hauptsächlich der Capitalien, um diesen Uebelständen abzuhelfen, und die Folge war der Bruch der Compagnien, obgleich die Capitalisten einige Male nicht unbedeutenden Nutzen aus der Grube zogen, den sie aber wieder bei der Weiterverlängerung der Orte im nicht verkaufs- oder amalgamationsfähigen Erze zubussten. Einige Male, aber selten, zogen verschiedene Interessenten den erzielten Gewinn vom Betriebe zurück, der vielfach ein Vermögen ausmachte.

Die wichtigste aller Unternehmungen war nun die, welche man im Jahre 1873 unter dem Namen „Empresa Huanchaca de Bolivia“ auf guter Grundlage bildete, der sehr respectable Männer und Capitalisten dieses Landes angehören, und welche wohl begriffen, dass ein grosses Capital erforderlich sei, wenn das neue Unternehmen gute Erfolge erzielen wollte.

Die Betheiligten mussten aus diesem Grunde eine grosse Bergbaugesellschaft organisiren, die das nothwendige Geld zur Bearbeitung der Grube im grossen Maassstabe zu stellen hatte. Es wurden nun nach diesem Plane in den folgenden Jahren Schritte in Chile gethan, die als Resultat die Bildung der gegenwärtigen Gesellschaft „Compañia Huanchaca de Bolivia“ ergaben auf Grundlage eines Capitals von 6 Millionen pesos fuertes, die in 6 Tausend Actien à \$ 1000 getheilt wurden. Diese Compagnie besteht seit dem Jahre 1877 und erfreut sich in ihren Unternehmungen guter Erfolge.

Geologische und mineralogische Verhältnisse. In der Grube „Pulacayo“ treten im Wesentlichen 2 Gänge auf, die mit dem Namen „Corpus“ und „San Tomas“ belegt und im Jahre 1842 durch den in Pulacayo angelegten Stollen „Lateral“ in einer Tiefe von 270 m aufgeschlossen wurden. Dieser Stollen wurde dann später gegen Norden verlängert, in Pacamayo zu Tage getrieben mit einer Gesammtlänge von ungefähr 3300 m und bildet somit einen Tunnel (Fig. 1, Taf. XIV).

Von Pulacayo aus schnitt er bei ungefähr 500 m Länge den Gang „Santa Rosa“, in dem bis jetzt wenig Versuchsarbeiten vorgenommen wurden, so dass sich ein endgiltiges

Urtheil über die Erzführung desselben noch nicht bilden lässt. Die von der Tagesoberfläche aus im Gange getriebenen Baue haben noch kein günstiges Resultat ergeben; doch ist damit nicht gesagt, dass in grösserer Tiefe auch nicht mehr zu erwarten stände. Bei circa 200 m weiterer Verlängerung der Stollen schnitt man den „Corpus“, und bei 50 m weiter den parallel streichenden Gang „San Tomas“, welche sich in circa 120 m Tiefe unterhalb desselben zu einem Gange vereinigen, worin seit Jahren und noch jetzt der Hauptbetrieb stattfindet. Gegen Norden wurden noch mehrere Guías (Erzspuren) angefahren, die aber keinen bergmännischen Werth besitzen.

Von Süden nach Norden, also von Pulacayo nach Pacamayó, treten uns zuerst rothe Conglomerate entgegen. (Fig. 1, Taf. XIV), deren Bindemittel wesentlich thonig ist: diese gehen schliesslich in rothe sandige Thonschiefer über und gehören dem „Rothliegenden“ an. Diese sedimentären Bildungen überlagern an vielen Stellen den weiter unten zu erwähnenden Granit- und trachytischen Quarz-Porphyr. Die eruptiven Gesteine bestehen aus einer Grundmasse von Feldspath mit sehr deutlich erkennbaren ausgeschiedenen Krystallen von Orthoklas, Magnesia-glimmer und hie und da Quarz, so dass man sie als Granitporphyre betrachten kann. Unter diesen finden sich die trachytischen Quarzporphyre, in denen die Feldspath-masse zum Theil zersetzt ist. Sie enthalten grosse Krystalle von Orthoklas und Sanidin und sind vollkommen frei von Glimmer. Im Contacte des Granit- und Quarzporphyrs tritt die Veta „Santa Rosa“ auf und es macht sich die sehr eigenthümliche Erscheinung wahrnehmbar, dass das erstere, der Tagesoberfläche zugekehrte Gestein nicht zersetzt, während das letztere im Innern des Gebirges zersetzt ist. Weiter gegen Norden wiederholen sich dann dieselben Gebirgsschichten, Granitporphyr, rothe sandige Thonschiefer und Conglomerate, so dass dieser Berg ganz symmetrisch gebaut ist. Verfolgt man den Hauptgang gegen Osten, so kommt man nach Pulacayo viejo, woselbst der ursprüngliche Betrieb stattfand. Es treten hier neben den bereits erwähnten sedimentären Gesteinen noch gelbliche und weisse Sandsteine auf. Die vorherrschende Formation ist älteres Devon, welches aus verschiedenen gefärbten Thonschiefern besteht und das vom Rothliegenden an einigen Orten überlagert, von den Quarzporphyren durchbrochen wurde, eine Eruption, die wahrscheinlich im Dyas stattfand.

Die Gänge streichen fast Ost-West, fallen zu Tage gegen Süden und in der Teufe gegen Norden ein.

Bergbaubetrieb. Der Hauptgang wurde eingetheilt in drei Reviere, in denen der bergmännische Betrieb stattfindet und die man von West nach Ost mit den Namen „Rothschild“, „San Leon“ und „Monte-Cristo“ belegt hat. Von den gleichnamigen Schächten, die im Nebengestein mehr oder weniger vertical getrieben wurden, ist der tiefste und bedeutendste San Leon mit 266 m unter der Tunnelsohle. Die übrigen haben weniger Teufe, ebenso der zwischen Rothschild und San Leon gelegene Ramirez-Schacht. Das Abbaufeld theilte man in Galerien mit einem verticalen Unterschied von je 30 m

ein. Sie sind in der Veta angesetzt und unter sich durch blinde Schächte mit 50 m Horizontaldistanz verbunden. Von diesen begann man den Abbau, der, in Folge der Reichheit der Erze und des seltenen Auftretens von nicht abbauwürdigen Mitteln, fast ganz ohne Bergversatz getrieben werden musste, da sich die Ausfüllung der Abbauräume mit Versatz von Tage aus, ökonomischer Gründe halber, nicht empfahl. Man zog es vielmehr vor, druckhafte Stellen zu mauern oder zu zimmern.

Die Förderung der Erze und die Wasserhebung geschieht revierweise, was beides in denselben Häuten geschieht, die ungefähr Kübelform besitzen. Die engen Schächte gestatten nicht den Einbau von Tonnen oder Schalen. Die Motoren sind ein- oder zweicylindrige Dampfmaschinen mit Zahnradübersetzung und cylindrischen Treibtrommeln. Sie sind fast im Niveau des Tunnels montirt, ebenso die Dampfkessel, System „Root“, die man hier mit einer eigenen Holzart (Tola i yareta) feuert. Die gusseisernen Dampfleitungsrohre liegen unbekleidet in der Socavonsohle, so dass eine starke Wärmeausstrahlung stattfindet, welche die sonst mässige Temperatur hier stellenweise auf 35 bis 40° C steigert. Der Wasserzufluss in der ganzen Grube beläuft sich auf rund 120 l pro Minute.

Der Hauptgang ist gegen Tage sehr zertrümmert; erst in grösserer Teufe (ungefähr 50 m unterhalb des Tunnels) wird er compact und ist meistens über 1 m mächtig. Die Salbänder bestehen aus Quarz mit eingesprengten Eisenkiesen, dann folgen auf beiden Seiten meist reine Kiese, weiter Zinkblende mit Fahlerzen, Bleiglanz und etwas Kupferkies mit Quarz und in der Mitte Zinkblende mit Fahlerz. Etwas seltener findet sich Grauspiessglanzerz und zuweilen treten Spuren von Wismut- und Zinnverbindungen auf.

Die Eisenkiese zeigen sich derb und in sehr schön ausgebildeten Pentagon-Dodekaedern. Andere Formen wurden hier noch nie beobachtet, sondern nur, dass fast jedes Bergrevier Boliviens Eisenkiese von fast immer einer Krystallform besitzt, in den Minen von San Vincente z. B. finden sich nur Hexaeder, in anderen nur Octaeder vor, wie in Potosi.

Die Zinkblende ist von brauner, schwarzer, gelber und rother Farbe, kommt meistens derb, äusserst selten krystallisirt vor und findet sich fast immer verwachsen mit Fahlerzen. Im Gegensatz zu den Eisenkiesen, die sehr arm an Silber sind, beträgt der Gehalt in den blendigen Erzen 0,5 bis 3% und nimmt nach der Tiefe zu, wo Zinkblende mit 3,5% Silber gefunden wurde.

Die Fahlerze, von denen die dunklen Varietäten (Antimonfahlerze mit einem sehr geringen Arsengehalt) vorwalten, kommen derb und krystallisirt vor. Krystallform ausschliesslich Tetraeder. Silbergehalt in derben und reinen Erzen gewöhnlich von 3 bis 6%, steigt aber auch bis zu 10%.

Der Kupferkies ist fast immer derb, eingesprengt und silberarm. Die Erze enthalten durchschnittlich 4 bis 8% Kupfer.

Der Bleiglanz, körnig und blättrig, ist fast immer mit der Blende verwachsen; sein Silbergehalt steigt bis zu 1° 0. Durchschnittsgehalt der Erze an Blei 5 bis 10° 0.

Antimonglanz mit radial-strahliger Structur findet sich verwachsen mit den übrigen Erzen und ist verhältnissmässig eine Seltenheit, ebenso Sprödglasserz.

Von anderen Metallen treten noch in geringerer Menge auf: Zinn, Wismut und Gold.

Ein beinahe beständiger Begleiter der reichen Erze ist Kaolin, der sich in Bändern von schön weisser Farbe in der Veta vorfindet.

b) A malgamationswerk „Huanchaca“.

Die Erze werden von der Grube hauptsächlich in zwei Sorten angeliefert, als Stückerz (broza) und als Grubenklein (llampo). Die reichsten Erzclassen, Guia Ia und IIa, die dort ausgehalten werden, gelangen zur Exportation.

Stückerz und Grubenklein verarbeitet man zusammen. Die Verkleinerung geschieht in Pochwerken von sehr mangelhafter Construction: die Compagnie besitzt 65 Pochstempel, deren Gewicht, Hubhöhe etc. in den verschiedenen Batterien verschieden sind. Im Durchschnitte kann man rechnen, dass ein Pochstempel in 24 Stunden 8 bis 10 Q. Erzmehl liefert. Da die Batterien nicht einmal mit Sieben versehen sind, so bleibt ein Theil des Erzes sehr grobkörnig. Beim darauffolgenden Behandeln in Siebtrommeln bleibt das Grobkörnige (Chiñe) zurück. Diesen Chiñe hat man seit jeher unbenützt liegen lassen, da die weitere Verkleinerung in den Pochwerken besondere Schwierigkeiten bot. Das Stempelgewicht erreicht kaum im Durchschnitte 500 lbs, die Hubhöhe schwankt zwischen 7 und 9 Zoll, während die Stempel in der Minute 40- bis 50mal fallen. Anstatt des Siebes sind Eisenstäbe in je 1/2 Zoll Zwischenräumen angebracht. Das zerkleinerte Erz fällt in eine vorgelegte Rinne, in der sich eine Schraube bewegt, welche das Erzmehl nach den Trommeln schafft. Diese Siebe erhalten ihre Bewegung durch dieselbe Umtriebsmaschine und arbeiten mit Messingsieben Nr. 42 und Nr. 52.

Ausser diesen Pochwerken ist eine deutsche Kugelfallmühle vorhanden. Die Construction derselben stammt von Hermann Löhnert in Bromberg (Jenisch' Patent) (Fig. 2, 3 und 4, Taf. XIV). Der Hauptsache nach besteht diese Mühle aus einem rotirenden Cylinder, dessen Durchmesser beinahe das Doppelte seiner Höhe beträgt. Derselbe enthält zwischen 50 und 65 gusseiserne oder stählerne Kugeln von verschiedenem Durchmesser (3 1/2 bis 5 Zoll), durch deren Fall, Reibung und Schlag die Zerkleinerung bewirkt wird. Als Eigenthümlichkeit und Neuheit an dieser Construction muss man die Zusammensetzung des Cylinders aus 8 durchlöchernten und gekrümmten Stahlplatten hervorheben. Dieselben sind von der Peripherie gegen die horizontale Achse hin gekrümmt und das Ende der einen überragt den Anfang der anderen um einige Zolle, wodurch zwischen je zwei Platten der ganzen Höhe des Cylinders entlang eine schlitzförmige Oeffnung gebildet wird, welche durch T-förmige Eisen fixirt wird. Hinter jeder geneigten Fläche ist zum Schutz

des feinen Siebes ein gelochtes Eisenblech angebracht. Das feine Sieb umgibt in Form eines Achteckes (Fig. 2) den ganzen Umfang des Cylinders. Das Ganze wird von einem Gehäuse umschlossen, dessen unteres Ende trichterförmig ausläuft. Durch diesen Trichter erfolgt die Entleerung des feingemahlten Erzes. Wenn man das fallende Mehl in Säcken auffängt, so kommt äusserst wenig Erzstaub in die Luft, was sowohl in ökonomischer wie gesundheitlicher Beziehung von grosser Wichtigkeit ist. Seitlich und im Mittel des Cylinders ist die trichterförmige Füllöffnung angebracht. Das zerkleinerte Erz passiert zuerst die Oeffnungen der inneren einzölligen, gekrümmten Platten, dann die der Schutzsiebe und zum Schluss das feine Sieb. Alles, was für das letztere zu grob ist, fällt durch die, durch je zwei Platten gebildete, schlitzförmige Oeffnung wieder in den rotirenden Cylinder zurück.

Die Mühle arbeitet fortdauernd, sowohl trocken, wie dies hier geschieht, als auch nass. Das harte Erz wird, so wie es von der Grube kommt, aufgegeben, in Stücken von 1/2 bis 4 Zoll. Im Durchschnitt gibt die Mühle bei 22 bis 25 Umdrehungen in der Minute 6 Q. Erzmehl pro Stunde und erfordert einen Kraftaufwand von 6 Pfdk.

Das Erz schwankt in seiner Zusammensetzung ausserordentlich und bewegt sich diese gegenwärtig in folgenden Grenzen:

| | | |
|---------------------------------|--------------|--|
| Quarz | 18 bis 25° 0 | } Durchschnittlicher Silbergehalt: 0,40 bis 0,50° 0. |
| Zinklende | 15 „ 30° 0 | |
| Eisenkies | 12 „ 18° 0 | |
| Kupferkies | 5 „ 25° 0 | |
| Bleiglanz | 5 „ 15° 0 | |
| Fahlerz | 1 „ 3° 0 | |
| Schwerspath | 0,2 „ 1° 0 | |
| Kalk | 0,3 „ 1° 0 | |
| Spuren von Wismut, Zinn, Gold } | | |

Die Abröstung des gemahlten Erzes erfolgt in doppelherdigen Flammöfen. Jeder Herd fasst 6 bis 7 Q. Erz; dasselbe verbleibt auf jedem 2 bis 3 Stunden. Die Feuerung geschieht mit Torf, yareta und tola (Gestrüpp). Man verbraucht für 1 Q. Erz 40 bis 50 lbs Torf und 20 bis 15 lbs yareta und tola. Der Torf ist von geringer Qualität, nach meinen calorischen Versuchen kann man annehmen, dass 3 1/2 bis 4 lbs Torf (in Bezug auf Heizwerth) einem Pfunde guter Steinkohle gleichkommen.

Die Abröstung geht natürlich um so schneller und exacter vor sich, je feiner das Erzmehl ist. Eine Siebgrösse 32 gibt noch ein annehmbares Resultat, während eine solche von 28 und 24 schon Schwierigkeiten bereitet und um je weiter man herabgeht, um so unvollkommener fällt die Röstung aus. Als ich in letzterer Zeit derartige Versuche mit Chiñe machte, der mehr oder weniger eine Siebgrösse 10 passirte, erhielt ich eine sehr geringe Entschwefelung. Wenn man nämlich diesen abgerösteten Chiñe weiter zerkleinert und unter dem Mikroskope betrachtet, so lassen sich deutlich unzersetzte Schwefelmetalle erkennen. Noch einfacher kann man sich davon überzeugen, wenn man das zerkleinerte Röstgut in der chua wäscht, es zeigen sich

die unzersetzten Theilchen durch ihren Glanz und die Arbeiter sagen: das Röstgut gibt viel brio. Es wird aber nur der äussere Theil der Metallkörnchen oxydierend abgeröstet, während der Kern roh bleibt; durch die chemische Analyse wird man überzeugt, dass selten mehr wie die Hälfte des Schwefels durch die Röstung entfernt wurde.

In einem bestimmten Falle gab ich gegen Ende der Operation, nach vorheriger fünfstündiger Abröstung, je 2¹/₂ Stunden auf den oberen und unteren Herd, 10° Salz zu und röstete eine Stunde lang chlorirend. Der erlangte Chlorinationsgrad schwankte innerhalb bedeutender Grenzen, zwischen 20 und 50°. Bei Ausführung dieser Probe machte ich eine eigenthümliche Beobachtung. Wenn man nämlich den grobkörnigen mit Salz gerösteten Chiñe direct mit Hyposulfitlösung behandelte, so liessen sich in den meisten Fällen 40 bis 50° des Silbergehaltes ausziehen. Die Extraction wurde jedoch bedeutend vermindert, wenn man das Röstgut vor der Laugung weiter zerkleinerte, z. B. durch Siebgrösse 40. Je schneller die Laugung erfolgte, um so mehr Silber ging in Lösung. Der grobkörnigere Chiñe liess sich rasch filtriren, während die Filtration des feineren längere Zeit in Anspruch nahm. Dies beweist ohne Zweifel, dass bei längerer Einwirkung von noch unzersetzten Schwefelmetallen (vielleicht Schwefelzink, oder von gebildeten Sulphaten (wahrscheinlich dem des Bleies) auf das in der Hypo-Solution gelöste Chlorsilber (eigentlich Silber-Natriumthiosulfat) eine secundäre Reaction stattfindet, wodurch ein Theil des Silbers als Schwefelmetall wieder niedergeschlagen wird.

In der darauffolgenden Amalgamation liessen sich kaum mehr wie 50° des Silbers extrahiren und alle chemischen Hilfsmittel, sowie eine längere Arbeitszeit verbessern den Process nur unwesentlich. Wahrscheinlich erzielte man bessere Resultate, wenn die Pfannen so construirt wären, dass dieselben ein Feinermahlen des Erzes gestatten würden. Ob sich dann nicht ein anderer Uebelstand, nämlich das Zerschlagen des Quecksilbers, einstellt, lasse ich ohne weitere Besprechung.

Dieser Chiñe hat sich im Laufe der Zeit so angehäuft, dass die Compagnie endlich einmal daran denken muss, dessen Silbergehalt nutzbar zu machen: die darinsteckende Silbermenge kann man mit Sicherheit zu 3 000 000 Unzen annehmen. Ich beschäftigte mich in letzterer Zeit unaufgefordert mit der Auffindung eines Arbeitsverfahrens und erhielt schliesslich ein Resultat, das sich in Bezug auf Güte und Sicherheit für die Praxis eignet.

Um systematisch bei dieser Arbeit vorgehen zu können, machte sich vor allem die Kenntniss der chemischen Zusammensetzung des Chiñe nothwendig. Zu diesem Zwecke theilte ich denselben in zwei Classen, in älteren und neueren, von beiden ist der letztere silberreicher. Die Analyse ergab mir für:

| | |
|--------------|----------------|
| Chiñe nuevo: | Chiñe antiguo: |
| 0,24% Ag | 0,42% Ag |
| 23,50% Fe | 20,50% Fe |

| | |
|--------------------------|----------------------------|
| Chiñe nuevo: | Chiñe antiguo: |
| 7,60° Zn | 6,00° Zn |
| 6,40° Pb | 11,00° Pb |
| 5,40% Cu | 6,00% Cu |
| 31,40° S | 29,50° S |
| 3,70° Sb | 4,10° Sb |
| 0,30° As | 0,50° As |
| 21,00° Si O ₂ | 22,00° Si O ₂ |
| 0,35% Ca CO ₃ | 0,30° Ca CO ₃ . |

Die Hauptschwierigkeit bestand zunächst in der weiteren Zerkleinerung. Die hiesigen Pochmühlen sind so mangelhaft construirt, dass man nicht daran denken kann, dieses Erzklein darin zu behandeln. Auch die Kugelfallmühle gab kein zufriedenstellendes Resultat, da die Capacität für rohen Chiñe selten 4 Q. pro Stunde überschritt. Diese Sachlage änderte sich bedeutend zu Gunsten der deutschen Mühle, als ich dem Chiñe vor der Zerkleinerung eine kurze oxydierende Abröstung gab. Durch die oxydierende Röstung werden die harten Kiese zum Theil in weiche poröse Oxyde verwandelt und die Mühle lieferte im Durchschnitt bei 27 Umdrehungen pro Minute etwas über 8 Q. Erzmehl pro Stunde. Diese Kugelfallmühle verdient für hiesige Verhältnisse alle Beachtung und die hier erzielten Resultate für Stückerz sowohl als auch für vorgerösteten Chiñe befriedigten so sehr, dass sich die Compagnie auf meine Empfehlung hin entschloss, noch 4 derartige Mühlen anzukaufen. Einen Vergleich der Arbeitsleistung will ich nicht weiter auf die hiesigen Pochwerke ausdehnen, nur eines muss ich bemerken, dass ein solcher mit den neuen englischen automatischen Batterien zu Potosi sehr zu Gunsten des deutschen Fabrikates ausfällt; denn 2 Mühlen benöthigen höchstens einen Mann zur Bedienung, die Mühle läuft fortdauernd 4 bis 5 Monate ohne Reparatur, Transport und Aufstellungskosten, sowie Ankaufspreis stellen sich billiger und der Kraftaufwand beträgt kaum mehr als die Hälfte des einer zehnstempligen Batterie, während der mechanische Verlust durch Verstaubung gerade wie in den Batterien, Potosi auf ein Minimum zurückgeführt ist.

Den vorgerösteten und in der Kugelfallmühle gemahlene Chiñe röstet man in den Handröstöfen weiter ab und chlorirt zum Schlusse mit 5° Salz. Diese Röstung verläuft beinahe geradeso wie die des Erzes, nur muss man den höheren Eisengehalt berücksichtigen. Die darauffolgende Amalgamation bietet keine Schwierigkeit, besonders wenn man mit der nöthigen Vorsicht arbeitet. Bei der ersten Röstung verliert der Chiñe etwa die Hälfte seines Gehaltes an Schwefel, bei der zweiten wird der Schwefel auf 5 bis 7% reducirt. In letzterer Zeit versuchte ich die erste Abröstung im rotirenden Ofen vorzunehmen, was gut gelang. Ich werde auf diese Versuche, die noch nicht abgeschlossen sind, später zurückkommen.

Bei geeigneter Umsicht und Energie liesse sich in Südamerika ein ergiebiges Absatzgebiet für deutsche Maschinen finden. Vor Allem müssen sich die deutschen Fabrikanten zum Grundsatz machen, nur ausge-

zeichnete Arbeit zu liefern und nur bewährte Construction auszuführen. Es unterliegt keinem Zweifel, dass z. B. Bolivia in den nächsten zehn Jahren seine Production verdoppeln, vielleicht verdreifachen wird. Mangelhafte Verkehrswege und das Fehlen von gutem und billigem Brennmaterial stellten der Berg- und Hüttenindustrie fast unüberwindliche Hindernisse entgegen und nur dem Reichthum der Gruben und der Eingebornen Geschicklichkeit, mit den einfachen zu Gebote stehenden Mitteln zu amalgamiren und zu schmelzen, verdankt Bolivia seine bedeutende Production während der früheren Jahrzehnte.

Die Fertigstellung der Antofagasta-Eisenbahn jedoch wird in nächster Zeit eine merkliche Aenderung dieser Verhältnisse herbeiführen, umso mehr, wenn die Bahn nach Potosi, Oruro und Colquechaca ausgedehnt werden sollte. Durch die Beschaffung von billigerem und besserem Brennmaterial, sowie von Maschinen, deren Transport bis jetzt ausserordentliche Schwierigkeiten bot und sehr kostspielig war, wird es sich lohnen, Erze von 18 bis 25 Mark (0,18 bis 0,25^o), die man jetzt unbenutzt liegen lässt, zu verarbeiten. Die Berg- und Hüttenindustrie wird einen gewaltigen Aufschwung nehmen und die Nachfrage nach Maschinen jeder Art, besonders nach Umtriebs- und Fördermaschinen, Dampfmaschinen,

Steinbrechern, Walz- und Pochwerken, sowie anderen Vorrichtungen zum Zerkleinern der Erze, nach Amalgamationspfannen, Röst- und Schmelzöfen u. s. w. wird sich dementsprechend steigern. Es hat allen Anschein, dass sich Antofagasta zum allgemeinen Hafenplatz für die Verfrachtung nach dem Innern Bolivias aufschwingt und aus diesem Grunde möchte dieser Platz für die Agentur einer Maschinenfabrik empfehlenswerth sein. Irgend Jemand wird sich diesen günstigen Punkt nicht entgehen lassen, ob nun diese gute Gelegenheit von einem Deutschen oder Amerikaner oder einem Andern ergriffen wird, lässt sich schwer sagen — wer zuerst kommt, mahlt zuerst und das Feld behauptet der, welcher die besten und dabei billigsten Maschinen liefert. Die Deutschen haben jedenfalls bessere Frachtverhältnisse und der Exporthandel gibt ihnen einige Vortheile über die Amerikaner.

Bei Einrichtung einer solchen Agentur kann ich der betreffenden Fabrik nicht stark genug empfehlen, tüchtige Monteure zu senden, die mit der Aufstellung und Inbetriebsetzung ihrer Maschinen sowohl in theoretischer wie praktischer Hinsicht vollkommen vertraut sind. Und besonders auf eines darf nicht vergessen werden, bei der Construction von Maschinen und berg- und hüttenmännischen Apparaten die Verhältnisse des Landes in Betracht zu ziehen. (Schluss folgt.)

Iron and Steel Institute.

II.*)

Roller-Process zur Erzeugung gereinigter Eisensorten.

Roheisen oder Gusseisen, Stahl und Eisen enthalten mehr weniger Schwefel, Phosphor, Silicium und andere Substanzen, welche die Qualität des Materiales verderben. Schwefel und Phosphor sind es, welche besondere Berücksichtigung verdienen. Arbeitet man mit saurer Schlacke, so enthalten die Schlussproducte den grösseren Theil des Schwefels und den ganzen Phosphor des verwendeten Materiales. Im Siemensofen zeigte sich zu häufig das Erzeugniss schwefelreicher als der Einsatz. Bei basischer Schlacke ist das Product phosphorärmer als der Einsatz, führt jedoch immer noch einen nennenswerthen Theil des anfänglich vorhandenen Schwefelgehaltes: für alle Fälle ist das Erzeugniss minderer Qualität. Stahlsorten, dem sauren Verfahren entstammend, haben besondere Eigenschaften gegen basischen Stahl, dessen Gehalt an Verunreinigungen dem der ersteren Gattung gleichkommt.

Tiegelgussstahl, bei Gegenwart sehr saurer Schlacke erzeugt, hat Eigenschaften, welche Erzeugnisse anderer Prozesse nicht aufweisen können. Der zu beschreibende Process stellt sich die Aufgabe, das Eisen von Schwefel, Phosphor und Silicium zu reinigen und besteht darin, Guss- oder Roheisen bei sehr hoher Temperatur, unter doppelter Action, und zwar theilweise reducierend, theilweise oxydierend zu schmelzen, bezw. zu erzeugen; dies wird bei Gegenwart einer Schlacke vorgenommen, welche

durch Gichtung von Kalkstein oder Kalk, Eisenerzen und Flussspath im Verhältnisse, wie es das Rohmaterial verlangt, zur Bildung kommt.

Der benützte Apparat ist ein Cupolofen für Cokes und hochoerhitzten Wind. Die Gichtung wird wie bei den alten ähnlichen Apparaten vorgenommen. Der Ofen selbst besteht aus einem Schachte, mehreren Düsen-Reihen, einem Syphonvorbau zwischen Ofen und Vorherd, um Schlacke und Eisen zu trennen, ist mit Blech armirt und kann mit Wasser behufs Kühlung berieselt werden. Für die Ausmauerung aus feuerfestem Materiale wird vortheilhaft Magnesit gewählt. Die Formen sind mit Wasser gekühlt; die untere Reihe derselben ist gegen den Boden geneigt und möglichst nahe über diesem gelegen, so dass die Einwirkung des Windes auf das Bad möglichst lange andauert und eine Reduction des Phosphors aus der Schlacke verhindert wird; dergleichen wird auch eine Reduction des gebildeten CO hintangehalten, da die letzte Düsenreihe bis unter die Berührungshöhe von Cokes und dem Eisen reicht. Die Windtemperatur ist 400° C.

In kurzer Zeit ist das feuerfeste Material des Herdes durch Frischeisen ersetzt und mit dieser Auskleidung arbeitet der Ofenherd lange anstandslos fort. Die oberen Ofenpartien müssen nach 2 bis 3 Monaten erneuert werden; dieselben sind mechanischer Abnutzung stark unterworfen. In 24 Stunden vermag man 50 bis 75 Tonnen gereinigten, schwammigen, weissen Eisens zu erzeugen. Die erhaltene Schlacke ist gelblich-weiss, enthält Phosphor

*) Siehe Nr. 24 d. Ztschrft., S. 275.

Also-Kapniker kgl. ungar. Hütten- und Extractions-Betrieb im Jahre 1889 verglichen mit den ein-

| Manipulations-zweig | Ein- gelöste und verarbeitete Bergbau- Gefälle | Gold | | | | | | Silber | | | | Kupfer | | | | Blei | | | | |
|---------------------|--|-----------|--------------|--------------|--------------|------------------|-----------|-----------|--------------|--------------|--------------|------------------|-----------|-----------|--------------|--------------|--------------|------------------|-----------|---------|
| | | Einlösung | | Manipulation | | Heraus- gebracht | Ausbring. | Einlösung | | Manipulation | | Heraus- gebracht | Ausbring. | Einlösung | | Manipulation | | Heraus- gebracht | Ausbring. | |
| | | Gewicht | Halt pro 1 q | Gewicht | Halt pro 1 q | | | Gewicht | Halt pro 1 q | Gewicht | Halt pro 1 q | | | Gewicht | Halt pro 1 q | Gewicht | Halt pro 1 q | | | Gewicht |
| q | kg | kg | kg | kg | % | kg | kg | kg | % | q | kg | kg | q | kg | q | kg | kg | q | kg | % |
| Hütte | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 1879—1883 | 11 740 16 | 54,294 | 0,0046 | 58 432 | 108 | 1 158,334 | 0,855 | 1 126,122 | 97 | 175 71 | 1,50 | 186 07 | 99 | 2382 71 | 19,06 | 2179 10 | 91 | | | |
| 1884—1888 | 18 649 83 | 75,622 | 0,0040 | 80 625 | 108 | 1 230,293 | 0,660 | 1 247,498 | 101 | 350 54 | 1,89 | 357 50 | 102 | 2640 68 | 14,16 | 2608 59 | 99 | | | |
| 1889 | 18 111 27 | 47,116 | 0,0026 | 51 783 | 109 | 954,583 | 0,527 | 1 093,856 | 114 | 217 33 | 1,20 | 253 41 | 117 | 2570 37 | 14,19 | 2580 67 | 100 | | | |
| Extraction | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 1879—1883 | 13 580 59 | 8,454 | 0,0007 | 11 490 | 135 | 1 975,271 | 1,455 | 1 949,754 | 98 | 327 11 | 2,40 | 325 33 | 99 | 1582 51 | 11,66 | 1445 15 | 91 | | | |
| 1884—1888 | 12 771 13 | 6,124 | 0,0005 | 8 537 | 140 | 992,669 | 0,777 | 995,387 | 101 | 203 34 | 1,59 | 214 21 | 105 | 1670 38 | 13,08 | 1705 03 | 102 | | | |
| 1889 | 13 991 35 | 8,761 | 0,0007 | 10 834 | 123 | 1 071,889 | 0,777 | 1 115,547 | 104 | 85 93 | 0,61 | 113 97 | 133 | 1204 03 | 8,60 | 1207 40 | 100 | | | |

anstalten erzielten Gewinn nach der Tangente seiner Einlösung Anspruch, ist aber auch verpflichtet, den eventuellen Verlust zu tragen.

Mehrere ausländische Fachmänner suchten auch um die Erlaubniss zum Studium der Metalextraction an, was die kgl. ungar. Montanoberbehörden liberal bewilligten; gerade jetzt verspricht ein solches Studium besonderen Erfolg, da der Bau einer, auf die Aufarbeitung von 30 000 q, somit auf das Doppelte der jetzigen, berechneten Metalextractions-Anstalt im Zuge ist und bei diesem, im Herbste zu beendenden Baue der beste Einblick gewonnen werden kann. Während des Baues wird die alte Metalextractions-Anstalt und die Metallhütte in regelmässigem Gange und vollem Betriebe gehalten.

Aus dem Vorerwähnten kann entnommen werden, dass nun kein Zweifel mehr über die Stabilität der Bittsänzkýschen Extraction besteht, wesshalb auch weitere auf das Betriebsjahr 1889 bezügliche Mittheilungen über die Also-Kapniker Ergebnisse willkommen sein dürften.

Der Metallhalt der extrahirten Bergbauefälle ist in den letzten Jahren anhaltend und insbesondere im Jahre 1889 gesunken, wesshalb ich es für angezeigt hielt, diesen Umstand in einer besonderen Colonne der oben auf dieser und der nächsten Seite befindlichen Tabelle zum klaren Ausdrucke zu bringen.

Ich will hier noch erwähnen, dass, während viele kgl. ungar. Metallhütten im Staatsvoranschlage für 1890 mit oft bedeutenden Verlusten, z. B. Schemnitz

und Kremnitz mit fl 219 830, eingestellt sind, jene von Also-Kapnik mit einem der höchsten Reinertragnisse, und zwar mit fl. 10 939, präliminirt erscheint.

Aus der Gruppierung der Ziffern des Ausweises ergibt sich für das Jahr 1889 ein äusserst günstiges Betriebs- und finanzielles Resultat, das günstigste in der Periode von 11 Jahren 1879 bis 1889; es lässt bei beiden Manipulationen ein stetes Fortschreiten, sowohl durch die Abnahme des Metallcalos als auch der Extractionskosten ersehen, trotzdem die Metallhälte der eingelösten Bergbau-Producte bei der Hütte um 33,3%, bei der Extraction um 41,2% geringer concentrirt waren, bzw. in den Metallhälten gefallen sind. Die Ueberschreitung der Betriebskosten bei der Hütte mit 7% ist nur scheinbar, denn dieselbe ergab sich dadurch, dass anlässlich des bei der Metalextraction eingeführten günstigen Einlösungstarifes die Bergbaue zur Extraction mehr Gefälle lieferten, als daselbst aufgearbeitet werden konnten. Dieser Ueberschuss gelangte sodann zur Aufbereitung bei der Hütte, der zugleich hiemit die Differenz der Extractionskosten zur Last fiel: thatsächlich fielen die Hüttenkosten im Vergleiche mit der Periode 1879 bis 1883 um 23 kr, 1884 bis 1888 um 54 kr, die Extractionskosten um fl 1,18, bzw. 53 kr pro 1 q der aufgearbeiteten Bergbauefälle, welcher Umstand die weitere Aenderung der Einlösungstarife begründete.

Die Herabsetzung der Betriebskosten gründet sich ganz allein auf die Vervollkommnung der Manipulation.

Metallurgische Beiträge aus Bolivia.

Aeltere und neuere Methoden der Silberamalgamation, sowie jetzt gebräuchliches Verfahren der Verhüttung von Zinnerzen.

Von **Andreas Gmehling,**

Ingeniero i Jefe de beneficios en Huanchaca (Bolivia).

(Mit Taf. XIII und XIV.)

(Schluss von Seite 286.)

Das Erz der Mine „Pulacayo“ hat einen ganz eigenen Charakter. In den meisten Fällen kann man annehmen, dass ein Erz um so leichter amalgamirt, je

mehr Silber bei der Röstung chlorirt wurde. Für die hiesigen Erze trifft dies nicht zu. Ich erhalte für Erz mit 35% Chlorirung ein ebenso gutes Resultat, als für

jährigen Durchschnittten der fünfjährigen Betriebe dieser Manipulationen 1879—1883 und 1884—1888.

| Geldwerth der in die Manipulation genommenen und hieraus gewonnenen Metalle | | | | | | | | Sämmtliche Betriebskosten, Regie, neue Bauten | | | | | | | | Resultirt | | | | Von d. Betriebskosten entfallen auf 1 q der verarbeiteten Gefälle | | | | Werth der verarbeiteten Bergbauefälle pro 1 q | Neue Bauten, n. z. Bau u. gr. Extractions-Anstalt, wobei die Amortisirung n. 10 % |
|---|-----|---------------------------|-----|----------------|----|------------|--------------|---|----------------------|-----|--------|-----------|-----|------------|-------------|-----------|----|-----|----|---|----|----|----|---|---|
| Geldwerth des Ein-gelöstes | | Geldwerth des Ge-wonnenen | | daher gewonnen | | Ein-lösung | Manipulation | | Bei der Manipulation | | Ertrag | Ein-busse | | Ein-lösung | Mani-pulat. | | | | | | | | | | |
| fl | kr | fl | kr | fl | kr | | fl | kr | fl | kr | | fl | kr | | fl | kr | fl | kr | fl | kr | fl | | | | |
| 218 | 279 | 77 | 218 | 613 | 61 | 333 | 84 | 37 | 284 | 73 | 37 | 247 | 34 | 37 | 39 | 371 | 23 | 3 | 18 | 3 | 17 | 18 | 62 | | |
| 263 | 744 | 03 | 276 | 061 | 92 | 12 | 317 | 89 | 67 | 474 | 76 | 64 | 521 | 78 | 2952 | 98 | 15 | 270 | 87 | 3 | 61 | 3 | 48 | 14 | 80 |
| 196 | 971 | 17 | 224 | 828 | 80 | 27 | 857 | 63 | 49 | 828 | 40 | 53 | 309 | 10 | 3480 | 70 | 24 | 376 | 93 | 2 | 75 | 2 | 94 | 12 | 41 |
| 228 | 291 | 01 | 230 | 279 | 42 | 1 | 988 | 41 | 34 | 680 | 51 | 35 | 577 | 50 | 896 | 99 | 1 | 091 | 42 | 2 | 56 | 2 | 62 | 16 | 95 |
| 134 | 059 | 71 | 140 | 695 | 75 | 6 | 636 | 04 | 29 | 157 | 26 | 25 | 170 | 28 | 3986 | 98 | 10 | 623 | 62 | 2 | 28 | 1 | 97 | 11 | 01 |
| 129 | 168 | 25 | 139 | 567 | 91 | 10 | 399 | 66 | 26 | 200 | 14 | 20 | 094 | 68 | 6105 | 46 | 16 | 505 | 12 | 1 | 87 | 1 | 44 | 9 | 97 |

solche mit 55^o . Dagegen verlangt das Erz eine gute oxydirende Abröstung, so dass der Schwefelgehalt von 25^o wenigstens bis auf 7^o reducirt wird. In Folge dieser Verhältnisse wendet man hier alle Aufmerksamkeit der oxydirenden Röstung zu: das Salz spielt die Hauptrolle in den Tina's während der Amalgamation. Besonders darf man die Temperatur nie zu hoch steigern. Derartiges, bei zu hoher Temperatur abgeröstetes Erz zeigt sich in den Pfannen besonders widerspenstig und nimmt zur Amalgamation viel Zeit in Anspruch. Der Grund hievon liegt wahrscheinlich in der Bildung von kiesel-saurem Bleioxyd. Eine ungenügende Abröstung bei zu niederer Temperatur ist immerhin noch vorth-eilhafter. Die besten Resultate erziele ich bei einer lang-samen oxydirenden und andauernden Abröstung, so dass die Mehrzahl der gebildeten Sulfate nicht zersetzt wird. Ein solches Röstgut gibt in der Tina mit dem Salze, Wasserdämpfen und dem Kupfer der Böden und Läufer eine äusserst chlorirende Reaction und man kann bereits nach 1 bis 1½ Stunden die Amalgambildung bemerken; die ganze Operation beansprucht nicht mehr wie 4 bis 5 Stunden Zeit. Unter diesen Umständen lassen sich mit Leichtigkeit bis zu 95% des Silbers aus dem Röst-gute extrahiren, während der Quecksilberverlust ver-hältnissmässig sehr gering ist. Natürlich ist es äusserst schwer, stets eine solche gleichmässige Röstung zu er-langen: in meinen folgenden Betrachtungen werde ich einige Durchschnittsresultate geben.

Die Amalgamation geschieht in hölzernen Bottichen (Tinas) und dies Verfahren belegte man dess-wegen mit dem Namen „Tinaprocess“. Im Grunde ge-nommen ist der Tinaprocess ein verbesserter Fondo, der ein Arbeiten im grösseren Maassstabe erlaubt, da hier die Bewegung des Erzes durch Maschinenkraft besorgt wird. Die chemische Grundlage bleibt für beide, Tina und Fondo, dieselbe, das Subchlorid des Kupfers wirkt zersetzend auf die Silberverbindungen. Das Verfahren stammt, wie bereits erwähnt, von dem deutschen Ingenieur E. Franke.

Die starken Holzböttche sind mit eisernen Reifen um-bunden, deren Durchmesser 6' 2', deren Tiefe 4' beträgt: sie fassen 50 Q. Erz. Boden und Läufer bestehen aus Kupfer, ausserdem tragen die Seitenwände gerippte Kupferplatten. Der Läufer hält die Achse eingekellt, welche mit ihrem oberen Ende mit einem Triebwerk in Verbindung steht. Da das Triebwerk nur lose auf die Achse gesetzt ist, so kann man dieselbe sammt Läufer mittelst eines Flaschenzuges heben und senken.

Betrieb. Die nöthige Quantität Salz (9 bis 12^o) wird vorher in der zur Amalgamation nöthigen Wasser-menge unter Anwendung von Wasserdampf gelöst. Sobald dies geschehen, öffnet man den Chargirtrichter und das Erz fällt in die heisse Kochsalzlösung. Der Läufer macht 40 Umdrehungen pro Minute. Unmittelbar darauf gibt man den ersten Quecksilberzusatz (incorporo), welcher je nach dem Silbergehalt der Erze variirt. für 40mäckige Erze gebrauche ich 40 lbs. Nach 1½ bis 2 Stunden zeigt sich die erste Amalgambildung und jedesmal, nach-dem eine Waschprobe in der Chua trockenes Amalgam zeigt, wird ein weiterer Quecksilberzusatz von 20 lbs (yapa) gegeben. Nach 2½ bis 3½ Stunden hört das Trocknen auf, man bemerkt in der Chua nur metallisches Quecksilber. Sobald diese Periode eintritt, verlangsamt man die Umdrehung des Läufers und gibt mehr Queck-silber (el baño) zu, um die fein vertheilten Amalgam-theilchen anzusammeln. Zeigt die Waschprobe reine Erztheile, das heisst rein von Quecksilber und Amalgam, so öffnet man den Spund. Die Rückstände (relaves), mit überschüssigem Quecksilber und etwas Amalgam, fliessen nach einem Waschbottich und werden da unter Zufluss kalten Wassers weiter verwaschen.

Das Amalgam hat sich auf dem Boden, an den Läufern und Wandungen festgesetzt. Da dasselbe noch stark mit erdigen Theilen verunreinigt ist, so füllt man die Tinas zur Hälfte mit Wasser; nachdem man vorher den Spund festgeschlagen, lässt den Läufer für fünfzehn Minuten lang operiren und lässt dann den Inhalt ab-laufen. Sobald sich die Pfanne entleert hat, begeben

sich zwei Arbeiter in dieselbe und sammeln das Amalgam. Da dasselbe immer noch 20 bis 50^o grobes Erzmehl (relaves) enthält, so verwäscht man es weiter unter Zusatz von Quecksilber in einer Kugelmühle (Trapiche, Fig. 9, Taf. XIV). Das reine Amalgam, durch den Quecksilberzusatz dünnflüssig gemacht, wird durch Zwillichbeutel filtrirt.

Die ganze Operation beansprucht 5 Stunden und man extrahirt zwischen 90 bis 95^o vom Silbergehalt des Röstgutes, bei einem Quecksilberverlust von 1,50 bis 3 Unzen pro Mark (8 Unzen) Silber.

Im Folgenden gebe ich in übersichtlicher Weise die Resultate während der drei letzten Monate:

| H u a n c h a c a 1889 | Monat | Silber- | Silber- | Silber- | Verlust an Quecksilb. in Unzen für je eine Mark pro- ducirtes Silb. in % |
|---------------------------|----------|--|--|--|--|
| | | gehalt des abge- rösteten Erzes in % | gehalt der Rück- stände (relaves) in % | gehalt extra- hirt wäh- rend der Amalgama- tion in % | |
| | October | 0,455 | 0,036 | 92,09 | 2,40 |
| | November | 0,452 | 0,042 | 90,71 | 3,18 |
| | December | 0,464 | 0,029 | 93,75 | 1,59 |

Die gröberen Erztheile, tierras, welche sich im Abzugsgraben und beim Verwaschen ablagern, im Ganzen 4 bis 8^o, werden nochmals einer Amalgamation unterworfen. Man gibt bei dieser Arbeit nur einen geringen Salzzuschlag, da es sich in der Hauptsache um die mechanische Separation des Amalgams und Quecksilbers handelt, welches die Tierras einschliessen.

Die Güte der Amalgamation hängt wesentlich von 4 Factoren ab: 1. Von der Zusammensetzung der Erze, 2. von der Feinheit des Erzmehles, 3. von der Vorzüglichkeit der Abröstung und 4. von der Aufmerksamkeit während der Amalgamation.

Die chemische Zusammensetzung der hier zu verarbeitenden Erze unterliegt bedeutenden Schwankungen, eine unlängst ausgeführte Analyse ergab:

| | |
|----------------|--|
| Kupfer : 1,89% | } sämtlich als Schwefelmetalle vorhanden. |
| Blei : 11,30% | |
| Zink : 21,50% | |
| Eisen : 11,60% | |
| Silber : 0,47% | |

Ein schlecht geröstetes Erz amalgamirt stets schlecht und chemische Hilfsmittel führen hier selten zu günstigeren Resultaten. Sonst verläuft die Amalgamation in der Regel ohne alle Schwierigkeiten, in den seltensten Fällen zeigt sich eine Calomelbildung oder ein Zerschlagen (remolido) des Quecksilbers.

Die Compagnie „Huanchaca“ besitzt hier 13 Tinas. Im Durchschnitt verarbeitet man 13 bis 16 cajones Erz pro Tag und die monatliche Production an Silber schwankt zwischen 15 000 und 18 000 Mark. Dagegen gelangt eine vielfach grössere Menge Silber in den reichen Erzen zur Exportation.

Die totale Silberproduction während der Jahre 1873 bis 1889 beträgt:

| | Silberwerth in \$ | Silberwerth in \$ |
|----------|-------------------|------------------------|
| 1873 . . | 231 238,25, | 1881 . . 3 191 630,18, |
| 1874 . . | 267 276,87, | 1882 . . 6 034 289,49, |
| 1875 . . | 164 607,07, | 1883 . . 5 136 788,08, |
| 1876 . . | 870 872,87, | 1884 . . 4 934 439,51, |
| 1877 . . | 1 565 784,49, | 1885 . . 4 858 989,32, |
| 1878 . . | 2 037 025,10, | 1886 . . 6 258 320,63, |
| 1879 . . | 2 215 882,03, | 1887 . . 4 969 377,55, |
| 1880 . . | 2 489 143,42, | 1888 . . 5 334 535,10, |

Während dieser sechzehn Betriebsjahre erzielte die Compagnie einen Reingewinn von \$ 19 484 663,54.

Rückstände: Halten im Durchschnitt 3 bis 5 Mark Silber pro Cajon, oder in Procenten ausgedrückt 0,03 bis 0,05^o, so dass man in der Regel während der Amalgamation über 90^o Silber auszieht. Dieses Verhältniss gestaltet sich noch günstiger, wenn man reichere Erze (0,6 — 0,7^o) verarbeitet, denn erfahrungsgemäss weiss man, dass sich reichere Erze gerade so leicht auf 3 bis 5 Mark relaves extrahiren lassen wie arme. Zum Schlusse bleibt immer ein Rest, der sich unter Zuhilfenahme aller metallurgischen Künste nicht amalgamirt und mit den Rückständen unzertrennlich scheint. Erst nachdem diese Rückstände längere Zeit an der Luft liegen, geröstet oder chemisch präparirt werden, lassen sich daraus noch weitere Quantitäten Silber (50 bis 90^o vom Gehalt) extrahiren, und zwar geschieht diese Extraction gleich vollkommen sowohl durch Amalgamation als durch Laugen mit Hyposulfit.

Da man hier beim Probiren die löslichen Salze unberücksichtigt lässt, so fallen die Proben der Rückstände zu hoch aus, in Wirklichkeit ist der Silbergehalt derselben niedriger. Dies zeigt sich merklich in der Production, welche monatlich ein Plus an Silber aufzuweisen hat, und zwar bewegt sich dasselbe innerhalb 4 bis 5^o.

Ich will dieses Capitel nicht schliessen, ohne der Geschicklichkeit der Eingebornen beim Amalgamiren, besonders in der Handhabung der Chua, zu gedenken. Die Chua in der Hand eines geschickten Beneficiadors gibt einen sicheren Anhalt für den Verlauf des Processes. Mit Leichtigkeit erkennt er, ob die Charge zu kalt oder zu heiss läuft, ob sich Quecksilber zerschlägt u. s. w., und wenn man so die ganze Operation verfolgt, so lässt sich mit Sicherheit auf den guten oder schlechten Verlauf des Processes schliessen. Diese Methode ist recht einfach und wird deshalb nicht selten geringschätzend beurtheilt. Ich kann nur sagen, dass sich diese einfache Probe praktisch sehr bewährte und ich wüsste kein anderes Kennzeichen für die Amalgamation, welches so einfach, rasch und genau wäre.

Das Amalgam: Das im Spitzbeutel (manga) zurückbleibende Amalgam ist verhältnissmässig reich an Quecksilber; es enthält nur 12 bis 14^o Silber. Die Zwillichbeutel sind so gross, dass jeder, wenn angefüllt mit Amalgam, eine Piña liefert. Das Amalgam wird mittelst eiserner Handschaufeln ausgestochen und in conische eiserne Formen A (Taques, Fig. 10, Taf. XIV)

gestampft. Am Boden befindet sich eine durchlöcherter Eisenplatte von 10 Zoll Durchmesser, in der Mitte derselben steckt ein beweglicher Eisenstab, an dessen oberer Ende sich ein Ring anschrauben lässt, um das Herausheben der fertigen Piña zu erleichtern. Bevor man das Amalgam in die Form bringt, belegt man die durchlöcherter Eisenplatte mit einem Stücke dünner Leinwand gleichen Durchmessers. Dann beginnt man die Mulde zu füllen und das Amalgam festzuschlagen, während das überschüssige Quecksilber in einen darunter stehenden Eisenkessel abfließt. Eine solche Piña ist beinahe cylindrisch, hat 10 Zoll unteren, 11 bis 12 Zoll oberen Durchmesser bei 18 bis 19 Zoll Höhe und wiegt von 665 bis 690 Pfund, während der Silbergehalt derselben 16,80 und 17,80^o variirt. Ausser Quecksilber und Silber zeigt die Analyse nur geringe Mengen von Kupfer (0,2 bis 0,6^o) und Spuren von Blei.

Das Ausglühen des Amalgams geschieht in einem Glockenapparate *B* (Fig. 9, Taf. XIV), die Quecksilberdämpfe condensiren sich in einem darunter stehenden Wasserbehälter, der sich mittelst Zahnstange und Räderwerk auf- und abbewegen lässt. Wenn die Temperatur nicht zu hoch gesteigert war, so bleibt das Silber annähernd in der Form der Piña zurück und ist porös. Die Destillation dauert 10 bis 12 Stunden für jede Piña bei einem Brennmaterialaufwand von 15 Q. ucha. Da während der Operation dem Wasserbehälter stetig kaltes Wasser zugeführt wird, so ist der Quecksilberverlust sehr gering, im Mittel 0,18^o.

Die ausgeglühten Piñas werden in einem Flammofen umgeschmolzen und in Barren gegossen. Wir schmelzen gewöhnlich 6000 bis 10000 Pfund auf einmal ein. Das Einschmelzen nimmt 9 bis 12 und das Giessen 1½ bis 3 Stunden Zeit in Anspruch. Die Barren wiegen 145 bis 159 lbs und fallen in der Regel sehr rein aus. Der Verlust während des Einschmelzens beträgt nach einem zwölfmonatlichen Durchschnitt 0,88^o. Das Silber besitzt eine Feinheit 990 bis 995 und einen Goldgehalt von 0,004 bis 0,007^o. Gewöhnlich sind die zuletzt gegossenen Barren etwas reicher an Gold als die ersteren; so zeigte in einem bestimmten Falle die erste Barre 0,0064^o, die letzte 0,0074^o Gold.

Der Einfluss der Elektrizität während der Amalgamation: Als ich seinerzeit den Betrieb des Werkes übernahm, geschah die Amalgamation unter Anwendung von Elektrizität, welche von einer Westonschen Maschine geliefert wurde. Die gerippten Seitenplatten und der kupferne Boden der Tina waren mittelst eines Kupferdrahtes leitend verbunden und erhielten die positive Elektrizität zugeführt. Im ersten oberen Drittel der Pfanne ward ein Bleikranz eingehängt, der mit dem negativen Pole in Verbindung stand. Die Stromstärke in den verschiedenen Tinas schwankte von 10 bis 20 Ampères.

Der praktische Nutzen dieser sogenannten Verbesserung schien mir bald zweifelhaft, umsomehr, als ich während meiner praktischen Thätigkeit in den Vereinigten Staaten und in Mexico den elektrischen Strom

nie angewandt sah, obwohl ich viele und bedeutende Amalgamirwerke besuchte. Um alle Zweifel zu lösen, machte ich eine Reihe von Versuchen:

I. mit einer Westonschen Maschine, die mir, da ich einige Tinas ausschaltete, einen elektrischen Strom von 10 bis 40 Ampères gab:

II. mit einer Gramme-Maschine, die im Durchschnitt einen Strom von 45 Ampères Stärke und 70 Volt Spannung lieferte.

Ad I. Nach 55 ausgeführten Versuchen kam ich zur Ueberzeugung, dass der elektrische Strom ohne Spannung die Amalgamation nicht befördert, die Arbeitsdauer wurde nicht wesentlich verkürzt und der Silbergehalt der Rückstände (relaves) blieb derselbe:

Ad II. Dagegen liess sich ohne Zweifel erkennen, dass Spannungselektrizität die Arbeitsdauer abkürzt; die Amalgamation vollzog sich in 14 Versuchen um vierzig Minuten schneller, aber die Extraction des Silbers erlitt keine Verbesserung.

Diese Resultate hatten die Einstellung der Elektrizität zur Folge, da die bedeutenden Ausgaben den geringen Vortheil nicht aufzuwiegen vermochten. Ich arbeite seit 1. October 1889 ohne Elektrizität und erhalte, bei genauer und geeigneter Anwendung gewisser Maassregeln, ein besseres Resultat sowohl bezüglich der Silberextraction als auch des Quecksilberverlustes; nur nimmt die Amalgamation etwas mehr Zeit in Anspruch.

Die folgende Tabelle gibt die Resultate in übersichtlicher Weise:

Betriebsresultate mit Elektrizität von Jänner 1889 bis October 1889

| Silbergehalt der Rückstände in Procenten | Quecksilberverlust in Unzen per Mark producirtes Silber | Arbeitsdauer für jede Operation |
|--|---|---------------------------------|
| 0,052 | 2,75 | 4 Stund. 58 Min. |

Betriebsresultate ohne Elektrizität während der Monate October, November und December 1889

| Silbergehalt der Rückstände in Procenten | Quecksilberverlust in Unzen per Mark producirtes Silber | Arbeitsdauer für jede Operation |
|--|---|---------------------------------|
| 0,0356 | 2,39 | 5 Stund. 10 Min. |

Röstversuche im rotirenden Ofen: Der rotirende Ofen, den ich zu meinen Versuchen benutzte, hat 4 Fuss Durchmesser. Der eiserne Cylinder ist aus starkem Kesselblech zusammengenietet und trägt seiner ganzen Länge nach ein Steinfutter. Für den Anfang chargirte ich das Erz ohne Salz. Das Resultat war mangelhaft, da das aus dem Cylinder kommende Röstgut fast zur Hälfte in Klümpehen und Kügelchen fiel, die für die nachfolgende Chlorirung ungünstig wirken. Dieser Uebelstand liess sich durch schwaches Feuern nicht vermindern, jedoch konnte man dies durch eine stärkere Ofenneigung vermeiden. Das abgeröstete Erz fiel trocken, sandig, grobkörnig, da das sehr feine Erzmehl von dem Zuge fortgerissen wird. Schlägt

man dem rohen Erze einige Procente Salz zu, so wird der grösste Theil des feinen Erzes vom Cylinder entleert: verwendet man zu viel Salz, dann wird das Erz sehr klebrig und der Ofen inerustirt sich rasch. Man kann das Salz auch zuschlagen, während das Röstgut aus dem Ofen fällt, nur muss man bedacht sein, das Ganze längere Zeit auf dem Haufen liegen zu lassen, weil hier die Chloration erfolgt. Die auf diese Weise erlangten Resultate sind jedoch weder gleich, noch zuverlässig.

Bei diesen Versuchen mit rohem Erz entzündeten sich die Schwefelmetalle bereits im hinteren Theile des Cylinders. Gegen die Mitte des Cylinders hin erhöht sich die Temperatur wesentlich, während der vordere Theil nahe dem Feuerplatze fast dunkel erscheint. Der Brennmaterialaufwand ist gering, da die Hitze zum grössten Theil durch die Verbrennung der Schwefelungen geliefert wird.

Der Schwefel lässt sich durch die Röstung zum grössten Theile entfernen, ebenso Arsen und Antimon, wie die folgenden Analysen zeigen:

| Analyse des rohen und gemahlten Erzes: | Analyse des im rotirenden Ofen gerösteten Erzes: |
|--|--|
| Ag 0,48 ^o o | Ag 0,50 ^o o |
| Pb 9,65 ^o o | Pb 11,13 ^o o |
| Cu 1,50 ^o o | Cu 1,87 ^o o |
| Zn 19,85 ^o o | Zn 21,80 ^o o |
| Fe 12,90 ^o o | Fe 15,90 ^o o |
| S 26,60 ^o o | S 4,83 ^o o |
| As 0,35 ^o o | As 0,07 ^o o |
| Sb 1,80 ^o o | Sb 0,52 ^o o |

Weit bessere Resultate erhielt man, wenn man das Erz vorher im Kiln abröstete. Der hiesige Kiln ist dem in Potosi ähnlich, nur etwas schmaler. Im Kiln lässt sich der Schwefelgehalt um etwas mehr als die Hälfte reduciren. Die Zerkleinerung des so vorgerösteten Erzes erfolgt rascher, die deutsche Kugelfallmühle verarbeitet bis zu 10 Q. und darüber per Stunde. Dieses gemahlene Kilnerz chargirt man direct mit 4 — 5^o o Salz. Je nach der Umdrehungszahl des Cylinders per Minute legt das Erz seinen Weg, das heisst die Cylinderlänge, in 1¹/₂ bis 2¹/₂ Stunden zurück. Das abgeröstete Erz hat dunkelbraune Farbe, riecht weder nach Chlor, noch schwefliger Säure und besitzt im Mittel 35 bis 60^o o des Silbergehaltes in Form von in Thiosulfat löslichen Silber-salzen. Ein Theil des feinen Erzes wird von dem Luftzuge mitgenommen und in Flugstaubkammern aufgenommen. Ein anderer Theil des Erzes inerustirt die Ofenwandungen. Das vom Cylinder entleerte Röstgut ist im guten Zustande und direct amalgamirbar; die Amalgamation des im rotirenden Ofen gerösteten Erzes vollzieht sich jedoch langsamer als das der Handröstöfen. Der Brennmaterialaufwand beträgt um ein Bedeutendes mehr als für rohe Erze

Der Silberverlust hängt auch hier hauptsächlich von der chemischen Zusammensetzung des Erzes ab und ist dann weiter eine Function der Rösttemperatur und Zeit, doch liess sich klar erkennen dass sich der absolute Silberverlust im rotirenden Ofen etwas höher stellt als im Flammröstofen

Dr. W. Minor's Cadmiumbestimmungen.

Bei den üblichen hüttenmännischen Zinkbestimmungen im Galmei pflegt man nach Dr. Minor („Chem. Ztg.“ 1890, S. 34) das Cadmium gewöhnlich unberücksichtigt zu lassen und zum Vortheil der Hütte als Zink zu bestimmen. Nicht selten begegnet man Galmeiprobe, die oft über 3^o o Cadmium aufzuweisen haben, in welchem Falle es von Interesse ist, das Erz auf seinen Cadmiumgehalt zu untersuchen. Bezüglich der Ausführung der gewichtsanalytischen Methode zur genauen Bestimmung des Cadmiums verweisen wir auf die oben angeführte Abhandlung, sowie auf „Chem. Ztg.“ 1890, S. 4, und „Chem. Ztg.“ 1889, S. 1376. Abgesehen von diesen Methoden, beschreibt Dr. Minor neuerdings zwei volumetrische Methoden, eine directe und eine indirecte, deren letztere ihrer schnellen Ausführung wegen sehr zu empfehlen ist. Zur indirecten volumetrischen Bestimmung des Cadmiums bringt man die zu untersuchende Probe mit Salzsäure in Lösung und filtrirt das ungelöste Blei ab. Neben Cadmium hat man nun in Lösung Zink, Eisen und geringe Mengen Arsen, welche letztere meistens so unbedeutend sind, dass man sie bei der Cadmiumbestimmung unberücksichtigt lassen kann.

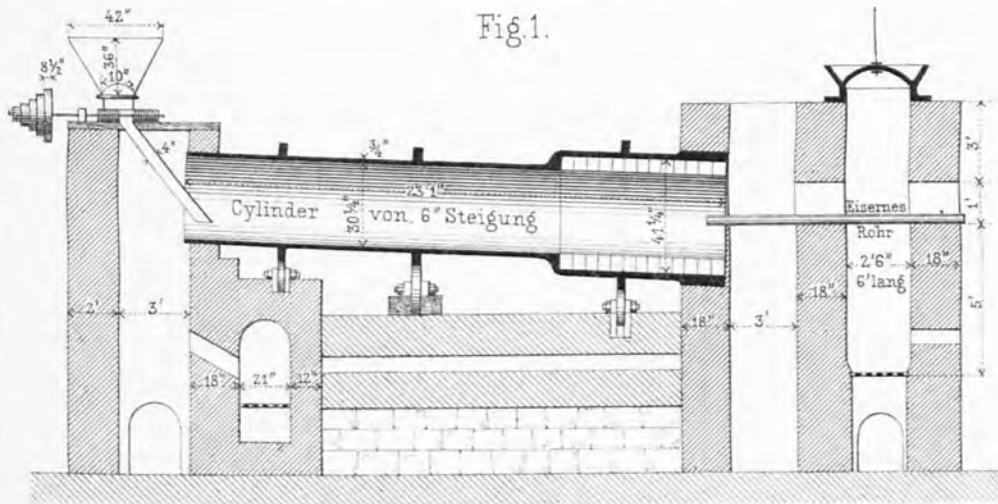
Man fällt zunächst das Cadmium mit Schwefelwasserstoff und ermittelt das Gewicht des gut ausgewaschenen und getrockneten Niederschlages. Derselbe

enthält stets grössere oder geringere Mengen Zink; es steigt der Zinkgehalt in dem Schwefelcadmium-Niederschlag nicht selten bis zu 5^o o, bei Galmei oft noch bedeutend höher. Nach dem Wägen löst man den Niederschlag wieder in verdünnter Salzsäure und behandelt die Lösung mit Natronlauge im Ueberschusse. Die alkalische Zinklösung filtrirt man alsdann von dem ungelösten Cadmiumoxydhydrat ab und bestimmt das Zink durch Titriren mit Schwefelnatrium. Die gefundene Menge Zink berechnet man auf Schwefelzink und bringt letzteres von dem Gewichte des Schwefelcadmium-Niederschlages in Abzug.

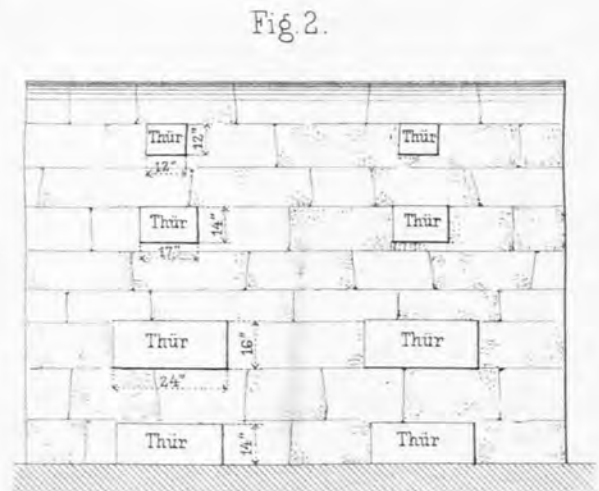
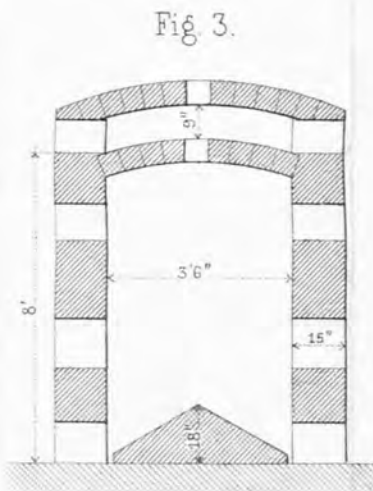
Die directe volumetrische Bestimmung des Cadmiums, welche nur unter gewissen Umständen schnell durchführbar ist, beruht auf der Umsetzung neutraler Cadmiumlösungen mittelst Natronlauge nach der Gleichung: $Cd Cl_2 + 2 Na OH = Cd(OH)_2 + 2 Na Cl$. Da zur Fällung von 1 Mol. Cadmium 2 Mol. Natronlauge erforderlich sind, so entspricht 1 cm³ Normalnatronlauge 0,0914 g Cd Cl₂ = 0,0558 g Cd. Bezüglich der Ausführung des directen Verfahrens verweisen wir auf Dr. Minor's Originalarbeit (Chem. Ztg. 1890, S. 348). Beide volumetrische Methoden liefern ziemlich genau übereinstimmende Resultate, nur sei noch erwähnt, dass die directe Methode in Producten von sehr hohem Zinkgehalte äusserst umständlich ist, während sie bei der

A. Gmehling: Bolivia.

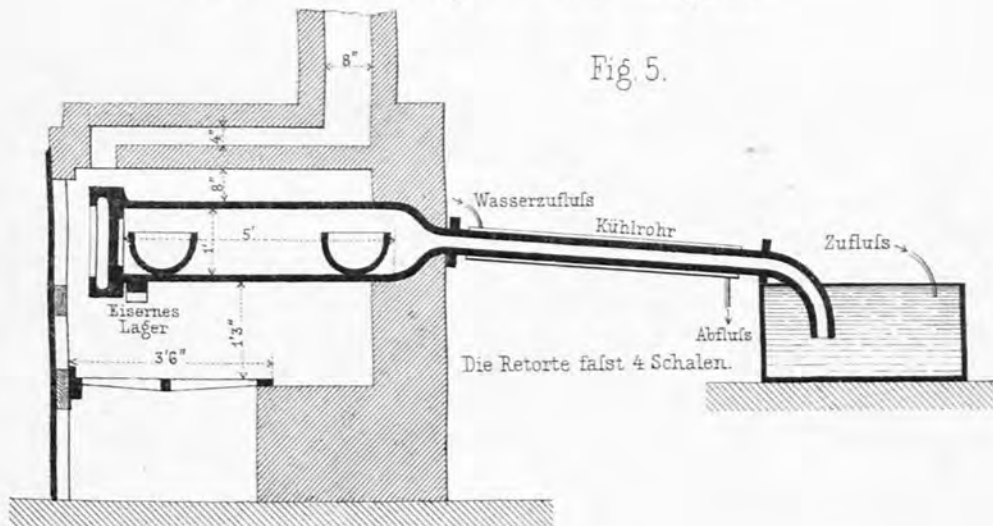
Rotirender Röstofen.



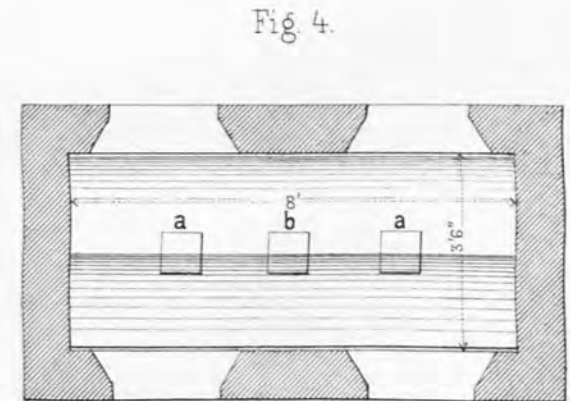
Kiln der Royal Silver-Mining Co in Potosi. (Fig. 2,3 u.4)



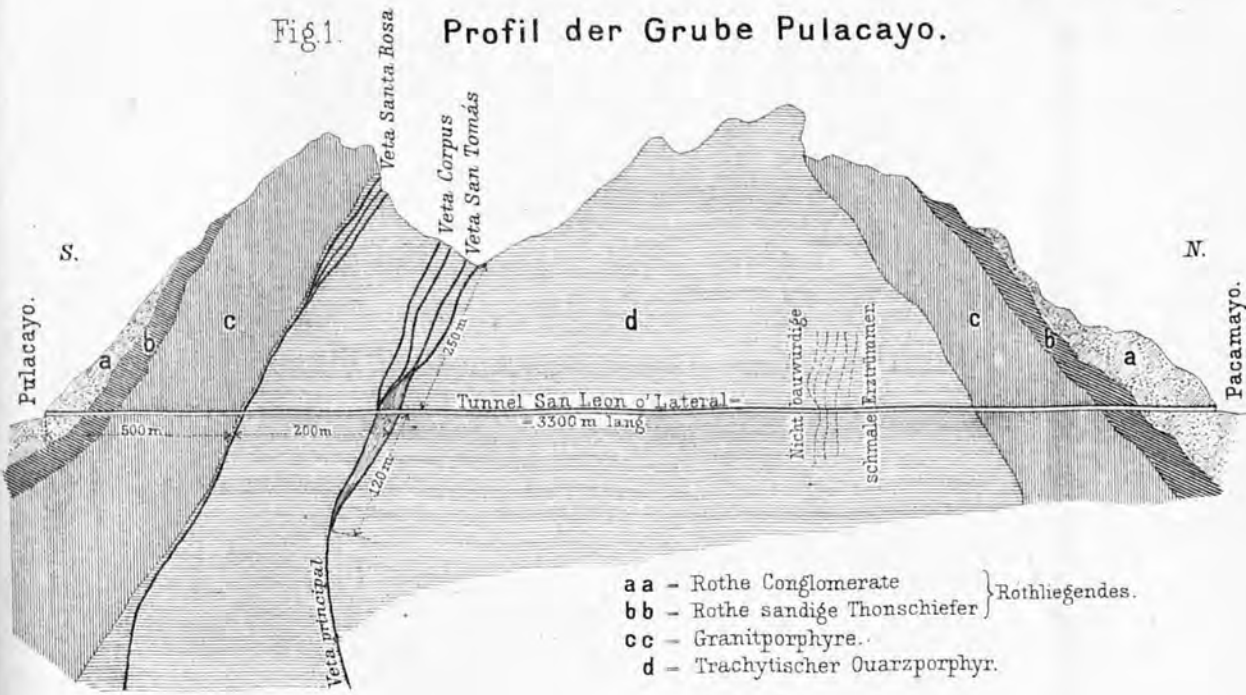
Retorte zum Ausglühen des Amalgams.



a a zum Chargiren,
(durchgemauert).
b zur Luftregulirung,
(nicht durchgemauert).



A. Gmehling: Bolivia.



aa - Rothe Conglomerate
 bb - Rothe sandige Thonschiefer } Rothliegendes.
 cc - Granitporphyre.
 dd - Trachytischer Quarzporphyr.

Tina-Amalgamation. (Fig. 5-8.)

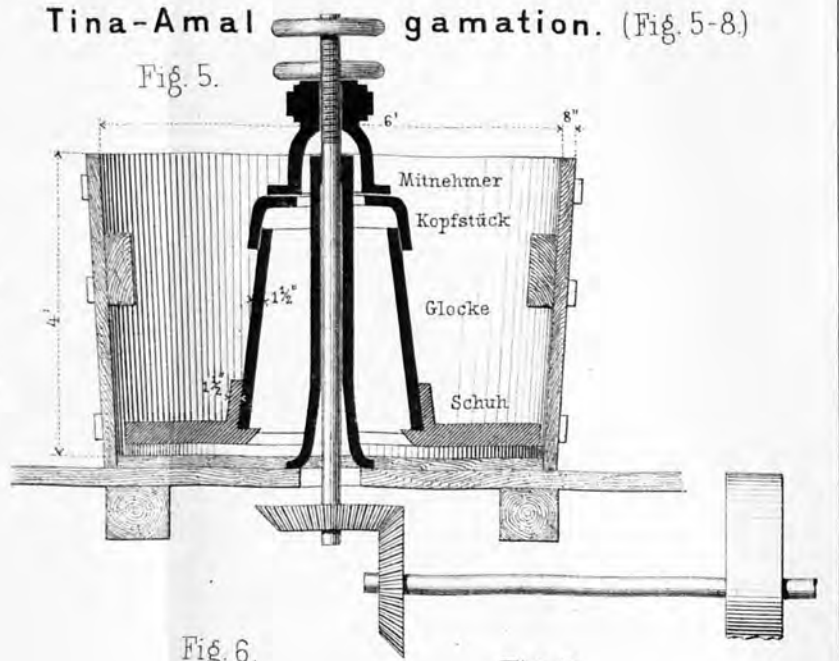
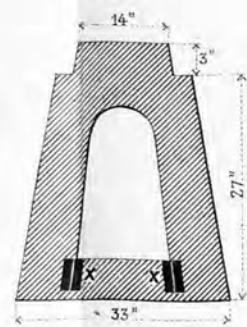


Fig. 6.

Glocke.



xx Schlitz zum Einkeilen der Schuhe.

Fig. 7.

Kopfstück.

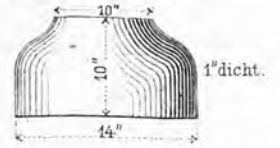


Fig. 8.

Schuh.



(Fig. 2-4.)

Jenisch's Kugelfallmühle.

Fig. 2.

Schnitt A B.

Schnitt C D.

Fig. 3.

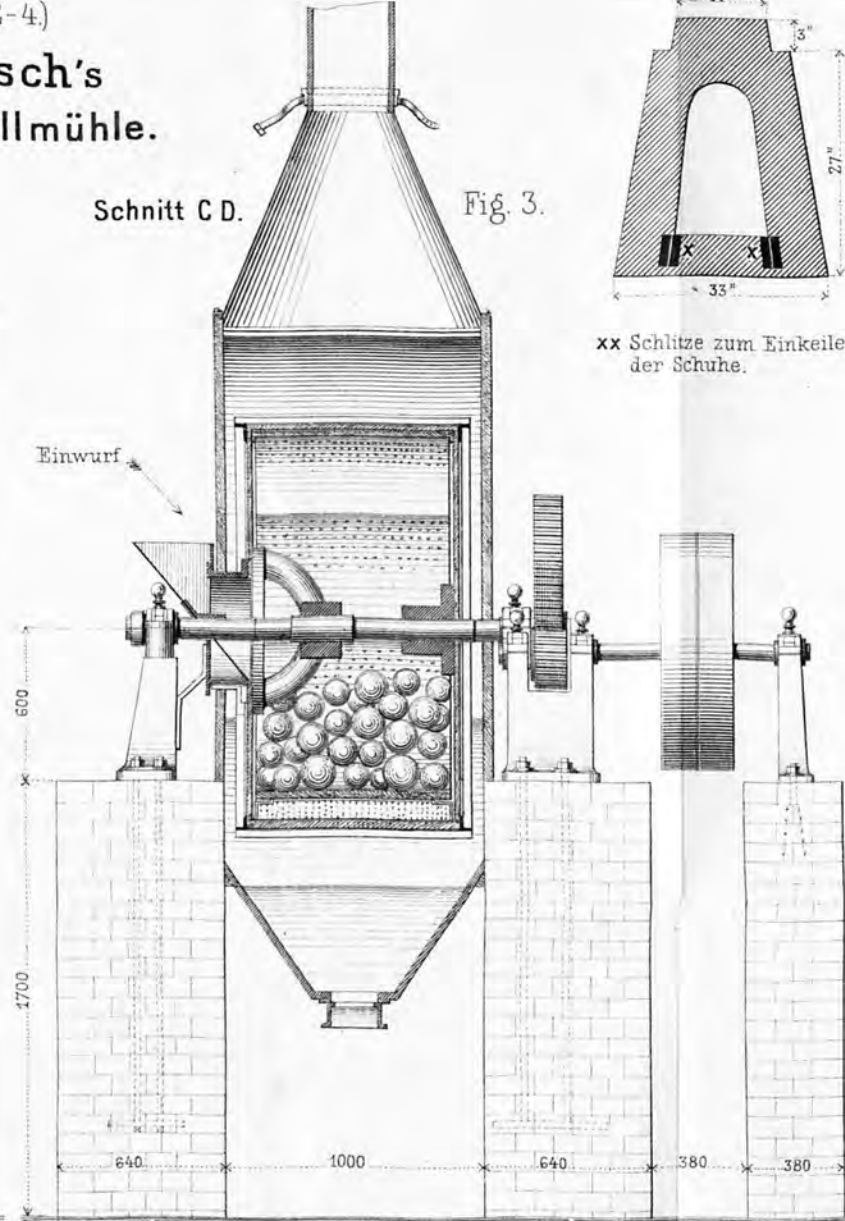
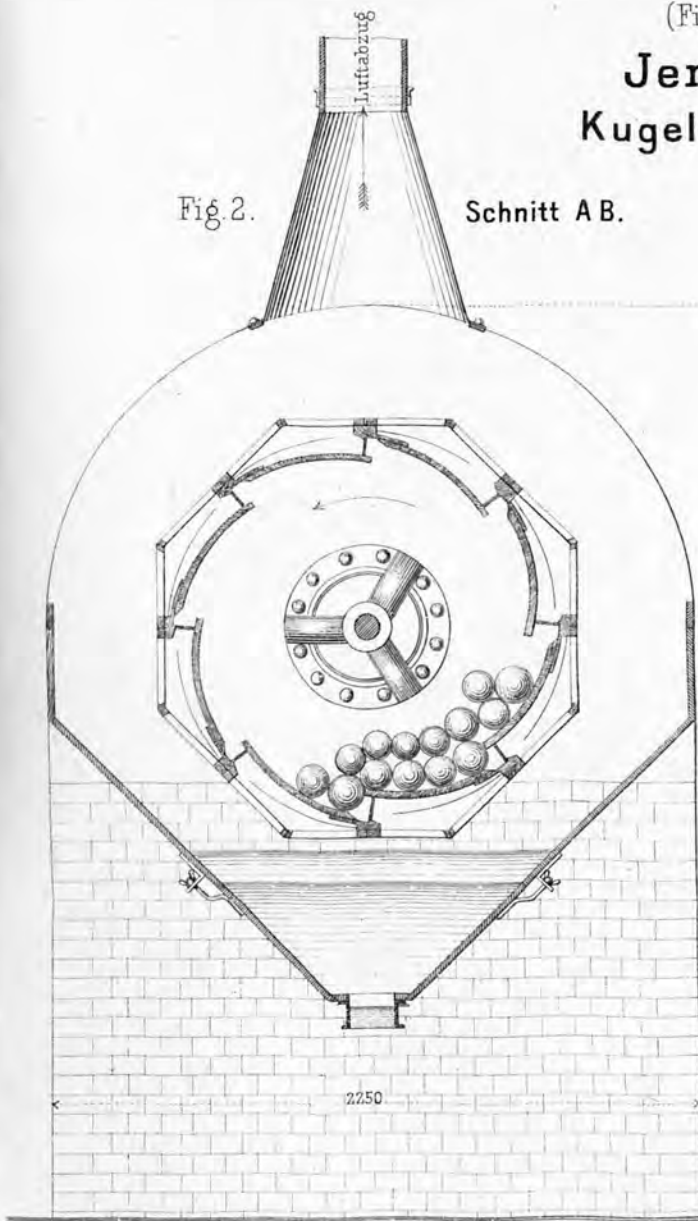
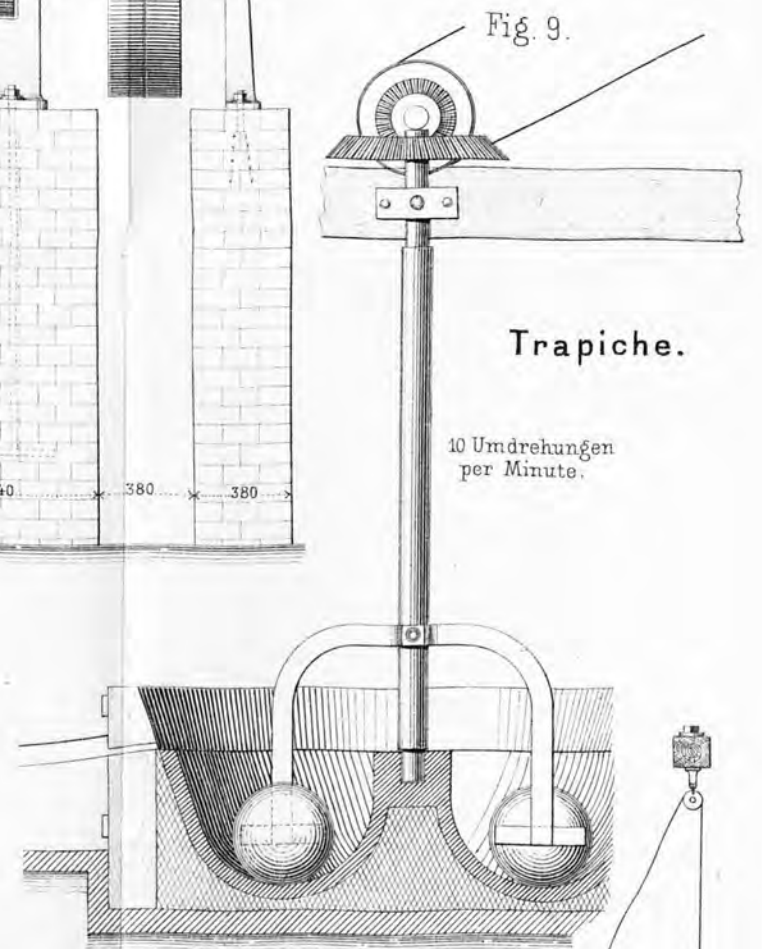
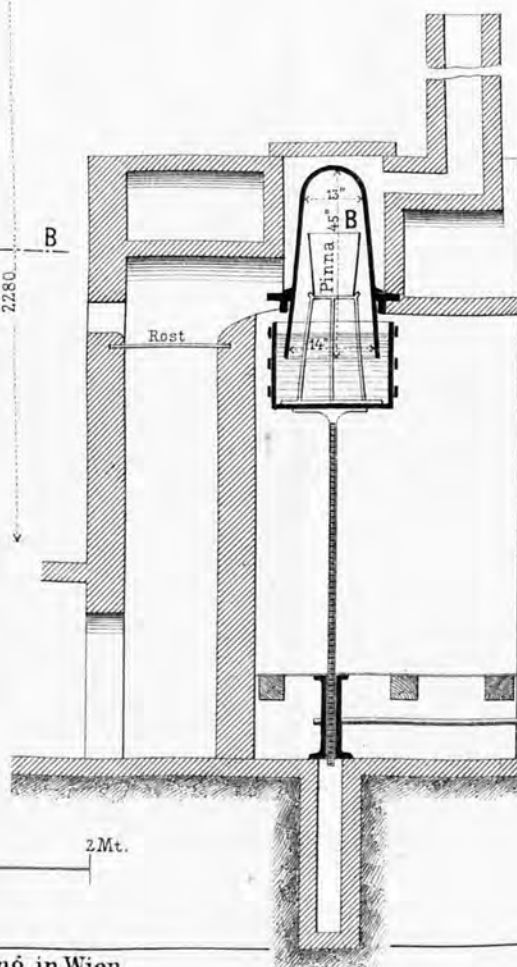
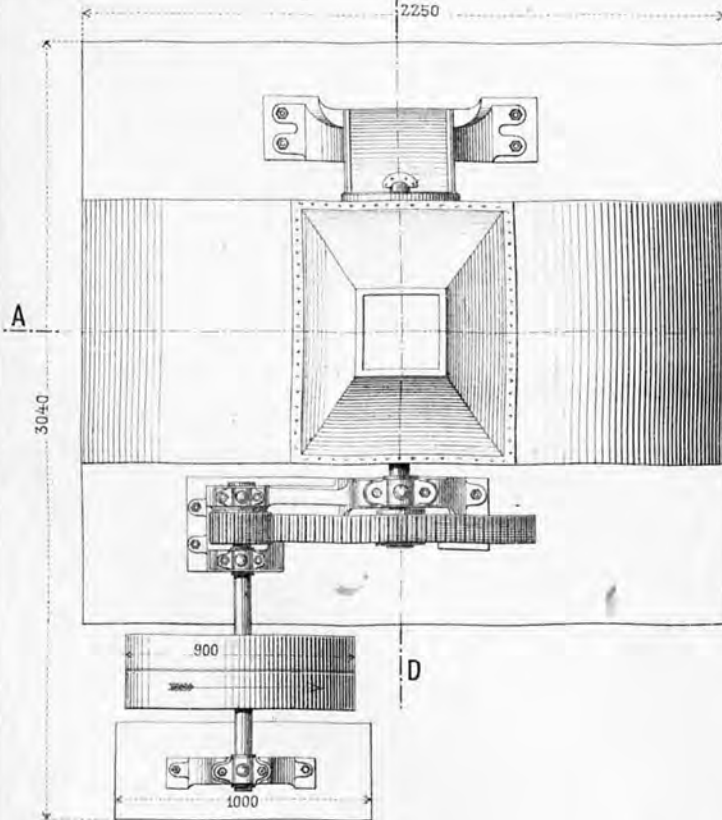


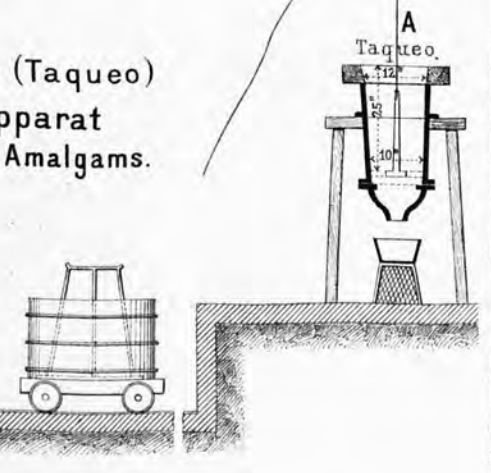
Fig. 4.

Grundrifs.



Amalgampresse (Taqueo) und Glockenapparat zum Ausglühen des Amalgams.

Fig. 10.



Masstab zu Fig. 2-4. 10 9 8 7 6 5 4 3 2 1 0 1
 Coten in Millimeter. 2Mt.