

Berg- und Hüttenwesen.

Redigiert von

Gustav Kroupa, k. k. Hofrat in Wien.

Franz Kieslinger, k. k. Berg- und Hüttenrat in Wien.

Mit der Beilage „Bergrechtliche Blätter“.

Herausgegeben und redigiert von Wilhelm Klein, k. k. Ministerialrat in Wien.

Ständige Mitarbeiter die Herren: Karl **Balling**, k. k. Berg- und Hüttenrat, Oberbergverwalter der Dux-Bodenbacher Eisenbahn i. R. in Prag; Eduard **Doležal**, k. k. Hofrat, o. ö. Professor an der techn. Hochschule in Wien; Eduard **Donath**, k. k. Hofrat, Professor an der techn. Hochschule in Brünn; Willibald **Foltz**, k. k. Regierungsrat und Direktor des k. k. Montan-Verkaufsamtes in Wien; Dr. ing. h. c. Josef **Gängl v. Ehrenwerth**, o. ö. Prof. der Montanist. Hochschule in Leoben; Dr. mont. Bartel **Granigg**, a. o. Professor an der Montanistischen Hochschule in Leoben; Dr. h. c. Hans **Höfer Edler v. Heimhalt**, k. k. Hofrat und o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben i. R.; Adalbert **Káš**, k. k. Hofrat und o. ö. Hochschulprofessor i. R.; Dr. Friedrich **Katzer**, Regierungsrat und Vorstand der bosn.-herzeg. Geologischen Landesanstalt in Sarajevo; Dr. Johann **Mayer**, k. k. Oberberg- und Hüttenrat und Zentralinspektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn i. R.; Franz **Pösch**, Hofrat, Vorstand des Montandepartements für Bosnien und die Herzegowina in Wien; Dr. Karl von **Webern**, Sektionschef i. R. und Viktor **Wolff**, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat in Wien.

Verlag der Manzchen k. u. k. Hof-Verlags- und Universitäts-Buchhandlung in Wien, I., Kohlmarkt 20.

Diese Zeitschrift erscheint wöchentlich einen bis zwei Bogen stark mit Textillustrationen und artistischen Beilagen. **Pränumerationspreis** einschließlich der Vierteljahrsschrift „Bergrechtliche Blätter“: jährlich für Österreich-Ungarn K 28.—, für Deutschland M 25.—. Reklamationen, wenn unversiegelt portofrei, können nur 14 Tage nach Expedition der jeweiligen Nummer berücksichtigt werden.

INHALT: Amalgamationsversuche mit Golderzen der Hohen Tauern. — Die Fizeausche Methode zur Erforschung des Erdinnern. — Über die Verwendung von Lunkerthermit bei Flußeisenblöcken. (Schluß.) — Verbesserungen an Regenerationsapparaten mit gasförmigem Sauerstoff. (Fortsetzung.) — Marktberichte für den Monat August 1912. — Erteilte österreichische Patente. — Literatur. — Notizen. — Amtliches. — Metallnotierungen in London. — Ankündigungen.

Amalgamationsversuche mit Golderzen der Hohen Tauern.*)

Von Dr. Ing. Roland Sterner-Rainer.

Die im Gneis und den Kalkphylliten der Hohen Tauern aufsetzenden Golderzgänge bestehen aus Quarz, neben dem mehr oder minder reichlich Metallsulfide, wie Eisenkies, Arsenkies, Kupferkies, Bleiglanz, Antimonit, Federerz, Valentinit und Zinkblende, mitunter aber auch Eisenglanz und Ankerit ausgeschieden sind. Die Edelmetalle, Gold und Silber, finden sich in dieser Mineralmasse meist kryptomorph, seltener korporalisch eingesprenkt.

Durch die angegebene Zusammensetzung unterscheidet sich die Erzfüllung der eigentlichen Goldtauerngänge von jener der benachbarten Gänge des Fundkofels im Drautale und des Hainzenberges im Zillertale. Die Quarze der letzteren halten Gold hoher Karatierung neben Pyrit und Arsenkies, während die Silber führenden Minerale fehlen.

Lassen sich so die Golderze der Ostalpen in zwei scharf gesonderte Gruppen trennen, so zeigen die Erze der Goldtauern zwischen dem Fuschertörl und dem Katschberg einen weiteren, markanten und besonders für den Hüttenmann wichtigen Unterschied. Die aus dem Eisernen Hut und der Zementationszone stammenden Erze führen Freigold, während in den Erzen der primären Zone durch den Sichertrog kein Gold ausgeschieden werden kann, dieses also vollkommen verlarvt oder

besser gesagt, in so feiner Verteilung in den Sulfiden vorhanden ist, daß es von diesen umhüllt wird und auch durch die weitestgehende Zerkleinerung nicht freigelegt werden kann.

Die Gewinnung des Goldes aus den Erzen des Außenrandes der Hohen Tauern war, dem Vorkommen entsprechend, sehr einfach: Das Hauwerk wurde gepocht und die Pochtrübe in Zeller Goldmühlen geleitet, in welchen den Goldpartikelchen mehrmals Gelegenheit gegeben wurde, sich zu amalgamieren und im Quecksilber unterzusinken. Die entgoldete Trübe wurde zwar durch eine Mehlführung geleitet und der Ausschlag der letzteren auf Salzburger Stoßherden konzentriert, doch geschah dies nicht, um einen wertvollen Schliech zu gewinnen, sondern nur um das der Amalgamation entgangene Gold und das bei einem unregelmäßigen Gang der Mühlen ausgeworfene Quecksilber und Amalgam in einen Köpfelschliech zu konzentrieren und diese Köpfele nochmals vorsichtig auf die Goldmühlen aufgeben zu können. Der repetierte Schliech hatte zu Zell am Ziller einen so geringen Goldgehalt, daß er nicht einmal die Fracht nach der nahegelegenen Brixlegger Hütte lohnte. Es unterliegt wohl keinem Zweifel, daß man durch Cyanlaugerei das Gold aus den Hainzenbergererzen und aus denen vom Fundkofel vollständig gewinnen könnte.

*) Aus dem hüttenmännischen Institut der königlich sächsischen Bergakademie zu Freiberg.

Viel umständlicher waren die Prozesse, durch welche unsere Vorfahren die Erze der Zementationszone der Hohen Tauerngänge zu gute machten.¹⁾ Sie trachteten vorerst, alle reichhaltigeren Konkretionen dem verlustbringenden, nassen Aufbereitungsprozesse zu entziehen und direkt zu verhütten und schieden aus dem geförderten Hauwerke, „Glaserze“ mit einem Gehalt von etwa 50 g Gold und 200 g Silber und „Derbkiese“ von 66 g Gold und 246 g Silber aus, die übrig bleibenden Pochgänge, welche im ersten Drittel des XIX. Jahrhunderts am Rathausberg nur 6·2 g Gold und 7·7 g Silber ergaben, (am Rauriser Goldberge und besonders auf der Goldzeche waren die Pochgänge viel reichhaltiger) wurden durch Senngitter von 1·1 mm Spaltweite naß gepocht und die Pochtrübe durch vier Spitzkasten klassiert. Aus den röschen Mehlen, die aus der ersten Spitze austraten, erhielt man auf vier Salzburger-Stoßherden und zwei Läuterherden freigoldreiche Köpfelschlieche, welche in Salzburger Goldmühlen amalgamiert wurden, während die Obertrübe erst 40 Tiroler Goldmühlen passieren mußte, ehe sie in die Mehlführung gelangte und auf 18 weiteren Salzburgerherden konzentriert wurde. Im Jahre 1855 wurden auf diese Weise in Bockstein 46.697 g Pochgänge, 4792 g Pochgrube und 5000 g Herdafter aufbereitet und daraus ausgebracht: 14 Mark, 14 Loth, 2 Quintel, 1 Denar Mühlgold, das 834 Tausendteile fein war und 1192·9 g Schlieche, die durchschnittlich 56 g Gold und 336 g Silber in der Tonne hielten.

Im Jahre 1834 und 1835 betrug nach Alberti²⁾ die Mühlgoldherzeugung in Bockstein 29 Mark, 11 Loth, 2 Quintel und 3½ Denar, welches Bullion 4 Mark, 6 Loth, 3 Quintel und 1 Denar Feinsilber und 25 Mark, 4 Loth, 3 Quintel, 2½ Denar Feingold enthielt, demnach 851 Tausendteile fein war. 100 Kübel oder 80 g Pochgänge gaben: 1 Loth, 2 Quintel, 2½ Denar Mühlgold und 190·59 Pfund Schlieche und 100 Pfund dieser letzteren 1 Loth, 1 Quintel, 3½ Denar Goldsilber von dem die Mark 3 Loth, 1 Quintel und 2 Denar Freigold hielt. Die Pochgänge lieferten sonach ein Ausbringen von

5·5 g Gold und	1·0 g Silber Mühlgoldbullion
4·6 „ „ „	17·5 „ „ Schliechbullion
10·1 g Gold und 18·5 g Silber in der Tonne.	

Der Aufbereitungsverlust stellte sich nach dem 1846 von Werkstädter abgeführten Versuchen auf 52·9% Gold und 55·2% Silber, u. zw. auf Verluste beim Pochen 23·9% Gold und 12·5% Silber und Verluste beim Verwaschen 29·0% Gold und 42·7% Silber.

Der Verlust, den der Bergbau bei der Einlösung durch die k. k. Schmelzhütte in Lend erfuhr, setzte sich

¹⁾ Albert Miller, Über die Haushaltsverhältnisse des k. k. Goldbergbaues am Rathausberge in Bockstein. (Berg- und hüttenmännisches Jahrbuch, 1857.) M. B. C. Schroll: Beiträge zur Kunst und Wissenschaft der Aufbereitung der Erze, Salzburg, 1812.

²⁾ Relation des Bergrates Franz Alberti über den k. k. Bergbau am Rathausberg, 1836. (Manuskript in der Montanbibliothek.)

zusammen aus der Minderbezahlung der Edelmetalle und den Abzügen für Schmelz- und Scheidekosten. Da die feine Mark Gold mit fl. 362— Konventionsmünze bezahlt wurde, was einer Parität von fl. 1354— ö. W. oder K 2708— pro Kilogramm entspricht, so betrug die Minderbezahlung beim Golde rund 17·5%. Das Feinsilber, von welchem die Mark mit fl. 23·36 Konventionsmünze vergütet wurde, erscheint dagegen mit fl. 88·30 ö. W. pro Kilogramm, also nahezu der Parität entsprechend eingelöst. Die Abzüge für Schmelz und Scheidekosten betragen bei einem angerechneten Werte von 11.720 Gulden 46 Kreuzern 2 Pfennigen nicht weniger als 2882 Gulden 53 Kreuzer 3 Pfennige, also 24·6%.

Nicht unberücksichtigt kann hiebei der Aufwand an Aufbereitungskosten bleiben, der im Jahre 1834 — bei einem Gesamtwerte des Zentners Pochgang von 49 Kreuzern Konventionsmünze — mit 11·73 Kreuzern ausgewiesen wurde, somit 24% des Wertes, oder K 7·33 pro Tonne betrug. Vergleicht man mit diesen Ziffern jene, welche für die Erze der Goldzeche auf der Kärntner Seite der Hohen Tauern in einer hochinteressanten Studie Dr. Richard Canavals angegeben wurden³⁾, so sieht man, daß die Zugutmachung der komplexen Erze der Hohen Tauern nicht nur umständlich und kostspielig, sondern auch mit vielfachen Verlusten verbunden war.

Es war notwendig, diesen bergwirtschaftlichen Exkurs in die Vergangenheit auszuführen, um eine Grundlage zu Vergleichen mit dem Ausbringen und den Betriebskosten zu haben, welche in einer modernen Aufbereitungs- und Amalgationsanlage erwachsen würden.

Der Aufschluß, welchen die Gewerkschaft Rathausberg im Jahre 1910 erzielt hat⁴⁾, bewies, daß die Lagerstätten der Hohen Tauern durchaus nicht erschöpft sind, weshalb es angezeigt erscheint, eingehende Arbeiten auszuführen, durch welche der Charakter dieser Gold-erze klargestellt, und die Grenzen ihrer Amalgamierbarkeit und Cyanisierbarkeit erhoben werden.

Bei Ausführung dieser Arbeit sollten nicht nur diejenigen Prozesse versucht werden, welche von vornherein Aussicht auf praktische Ausführbarkeit boten, sondern auch solche, deren Unbrauchbarkeit bekannt war, aber eines zahlenmäßigen Nachweises hiefür bisher entbehrten.

Es wurde bereits angeführt, daß die Erze einen ganz verschiedenen Charakter zeigen, je nachdem sie aus dem Eisernen Hut und der Zementationszone, oder aus der unter dem Grundwasserspiegel liegenden Primärregion stammen. Selbstverständlich geht die eine Art der Erzführung nicht plötzlich in die andere über, sondern es gibt zahlreiche Zwischenstufen von den arsenfreien und korporalisches Freigold führenden Erzen der Ausstriche bis zu den kein sichtbares Freigold zeigenden Erzen,

³⁾ Dr. Richard Canaval: Zur Kenntnis der Goldzechner Gänge. Carinthia II, 1906.

⁴⁾ L. St. Rainer: Ein neuer Golderzaufschluß in den Hohen Tauern. „Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenw.“, 1911, Nr. 4. Beyschlag, Krusch, Vogt: Die Lagerstätten der nutzbaren Mineralien II, S. 125.

wie sie in der tiefen Gesenkstrecke unter dem Georg-Stollen in der Siglitz anstehen.

Versuche über Amalgamierfähigkeit und Ausbringen durch Cyanlaugen mußten deshalb mit den beiden Grenztypen ausgeführt werden und wurden, da bauwürdige Erze von den Ausstrichen nicht vorhanden waren, Erze aus dem „Rauchloch“, einem Mittellaufe zwischen dem Hieronymus- und Floriani-Stollen des Rathausberger Hauptganges einerseits und solche aus der Gesenkstrecke des Geislerganges in der Siglitz andererseits als Untersuchungsmaterial gewählt. Beide Erzsorten wurden auf einem Kollergang fein gemahlen, das Mehl durch Siebe von $\frac{1}{8}$, $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{2}$ und 1 mm Maschenweite gesiebt und jede der so erhaltenen Mehlklassen analysiert.

Vom Material des Freigold führenden Rathausberger Erzes wurden 187 kg in Arbeit genommen und nach dem Vermahlen erhalten:

Grobmehl	von $\frac{1}{2}$ bis 1 mm Korngröße	47.7 kg oder 25.5 %
Mittelmehl	„ $\frac{1}{4}$ „ $\frac{1}{2}$ „	35.0 „ „ 13.7 %
Feinmehl	„ $\frac{1}{8}$ „ $\frac{1}{4}$ „	25.2 „ „ 13.5 %
Staub	„ unter $\frac{1}{8}$ „	79.0 „ „ 42.3 %

welche Gattungen mit R_1 , R_2 , R_3 und R_4 bezeichnet wurden.

	Analysen.			
	R_1	R_2	R_3	R_4
Si O ₂ (säureunlöslich)	74.90 %	68.38 %	64.74 %	54.44 %
Fe	4.54 %	6.13 %	6.60 %	7.48 %
Cu	0.82 %	1.92 %	1.09 %	1.59 %
Pb	1.60 %	1.43 %	2.12 %	3.72 %
S	4.27 %	4.80 %	5.31 %	5.45 %
As	Spuren	Spuren	Spuren	Spuren
Co				
Ca O	9.82 %	11.29 %	12.26 %	15.89 %
Mn	0.24 %	0.36 %	0.12 %	0.13 %
CO ₂ (Diff.)	3.15 %	5.63 %	7.67 %	11.17 %
Au	217 g	275 g	243 g	122 g
Ag	433 g	525 g	690 g	1290 g

Die Resultate der fraktionierten Zerkleinerung beweisen, daß es hauptsächlich die spröden Metallsulfide, Pyrit, Chalkopyrit und Bleiglanz sind, aber auch Kalkspat, welche zu feinem Staub zerrieben werden, daß das Silber als hervorragend sprödes Mineral im Erze vorhanden ist und daß die Goldpartikel vorwiegend der Korngröße $\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{2}$ mm entsprechen.

Trotzdem das in den Erzen vorhandene Gold ursprünglich im kryptomorphen Zustande abgelagert wurde, darf es nicht verwunderlich erscheinen, wenn man es — wie das ja auch der Sichertrog zeigt — in der Zementationszone in größeren Körnchen vereinigt findet. Durch die im Verlaufe langer Zeiträume sich abspielenden Löse- und Ausfällungsprozesse hat eine Konzentrierung und Agglomeration stattgefunden, für welche auch in der Jetztzeit Beispiele erbracht werden können. So hat der k. k. Bergverwalter Sennhofer in Zell am Ziller unschmelzbare Amalgamationsrückstände um die Mitte des vorigen Jahrhunderts vergraben lassen, um dem darin enthaltenen, verlarvten Golde Gelegenheit zu natürlicher Umsetzung zu geben. Als Proben von diesen Schliechen

30 Jahre später auf dem Sichertroge verwaschen wurden, zeigte sich grobkörniges Freigold und es wurden durch neuerliche Amalgamation in Zeller Mühlen einige hundert Gramm Gold daraus gewonnen.⁵⁾

Vor allem drängt sich nun die Frage auf, ob die Goldpartikelchen durchaus in metallischem Zustande im Erze vorhanden oder ob sie etwa teilweise doch an Arsen oder Schwefel gebunden sind. Unsere Vorfahren, welche sahen, daß nur etwas mehr als die Hälfte des vorhandenen Goldes in Goldmühlen durch Quecksilber gewonnen werden konnte, neigten zu der letzteren Ansicht hin. Um darüber Klarheit zu erhalten, mußte von Amalgamationsversuchen in Goldmühlen Zeller oder Salzburger Konstruktion abgesehen werden, weil in diesen, die in der Trübe verteilten Goldpartikelchen nur kurze Zeit über ein Quecksilberstratum hingeführt werden und dabei nur eine Gelegenheit, aber kein Zwang, sich zu amalgamieren, vorhanden ist.

Will man sicher sein, daß die ganze Menge des aufgeschlossenen, amalgamierbaren Freigoldessich anquickt, so muß man zur Fässeramalgamation greifen. Vergleicht man die bei dieser Arbeit gefundenen Werte mit jenen, die sich durch die Pfannenamalgamation ergeben, so erfährt man außer der Menge des überhaupt vorhandenen amalgamierbaren Goldes den Einfluß des Feinheitsgrades auf die Höhe des Ausbringens. Beide Arten der Untersuchung wurden auf die vorliegenden Erzklassen angewendet.

Die Fässeramalgamation.

Die zu Gebote stehende Apparatur ist in Fig. 1 dargestellt. Dem Versuche wurden zwei Kilogramm Erz zugeführt, die mit 850 cm³ Wasser und 250 g Quecksilber in ein Faß eingefüllt wurden. Nach zehn Stunden wurde der Umlauf der Fässer eingestellt, abermals die gleiche Menge Quecksilber und reichlich Wasser zugefügt und durch neuerliche zweistündige Rotation, dem nunmehr flüssiger gemachten Amalgam Gelegenheit geboten, sich zu vereinigen. Alsdann wurde der Fässerinhalt unter Beobachtung aller Vorsichtsmaßregeln sorgfältig verwaschen, um sowohl Verluste an Amalgam als auch an Erz zu verhüten. Alle bei dieser Arbeit abfallenden Wässer gingen nicht in die wilde Flut, sondern wurden in großen Klärbottichen aus Steinzeug gesammelt. Erst nach zwei Tagen wurde der Inhalt bis auf den Bodenbelag sorgfältig abgehebert, um von neuem mit Trübe gefüllt werden zu können. Das entgoldete Material wurde dreimal geschlämmt und zerschlagenes Quecksilber mit Natriumamalgam zu vereinigen gesucht, ehe es für die Goldbestimmung aufgehoben wurde. Der Rückstand aus den Sümpfen zeigte noch einen reichlichen Quecksilbergehalt. Beim Trocknen dieser Schlämme gelang es mit Hilfe von Natriumamalgam, dieses feinverteilte Metall in Kügelchen zu sammeln und abermals mit Erfolg zu verwaschen. Auch die Abfälle dieser Behandlung wurden geklärt und getrocknet, um mit den gröberen Rückständen für die Tiegelprobe vereinigt zu werden.

⁵⁾ L. St. Rainer, persönliche Mitteilung.

Das erwachsene Amalgam wurde in ein festes Faltenfilter gebracht, das mit einem kräftigen Faden oben zugebunden wurde. Der auf diese Weise entstandene kleine Beutel wurde auf einer halbkugeligen Eisenschale, die mit Rötel ausgestrichen war, in einer eisernen Destilliermuffel (Fig. 3, Nr. 5 und 6) vorsichtig erhitzt, so daß es gelang, das Quecksilber ohne Verspritzen von Goldteilchen vollständig zu verjagen. Der unversehrte, verkohlte Filterbeutel mit dem Destillierrückstand konnte nach Beendigung des Prozesses verlustlos auf einen Scherben gebracht, verascht und angesotten werden. Das Gewicht des abgetriebenen Goldsilberkornes stand im Einklang mit der Differenz, die sich aus dem Gesamtedelmetallgehalt der Erzsorte und dem Rückhalt des entgoldeten Erzes ergab. Um zu ergründen, ob der Erzurückstand nach zehnstündiger Extraktion noch amalgamierbare Edelmetalle enthalte, wurde eine zweite, dann eine dritte Versuchsreihe von 25, bzw. 40 Stunden angestellt, die jede genau so, wie vorhin geschildert, durchgeführt wurde.

Fügt man die, nach diesem Gesichtspunkt richtig gestellten Silberbefunde in die graphische Darstellung ein, so sieht man gleich, daß auch nach 40 Stunden immer noch eine ganz kleine Zunahme des Silberausbringens, wie sie von der ersten Stunde an erfolgt, zu erzielen ist. Es ist dies ein Zeichen, daß das Silber im Erze fast vollständig in nicht amalgamierbarer, gebundener Form, also als Silbersulfid vorhanden ist, welches durch metallisches Quecksilber unter Bildung von Schwefelquecksilber nur sehr langsam und unvollständig zerlegt wird, eine Tatsache, die man ja auch aus der leichten Zerreiblichkeit der silberführenden Substanz schließen kann.

Es stellen sich somit die Endergebnisse der Fässer-amalgamation für das Ausbringen folgendermaßen:

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
	in Prozenten			
Gold	53.7	80.3	90.0	86.6
Gesamtsilber	12.5	19.6	11.5	6.3
Silber an Gold legiert	5.4	8.4	6.3	1.6
Vererztes und freies Silber	7.1	11.2	5.2	4.7

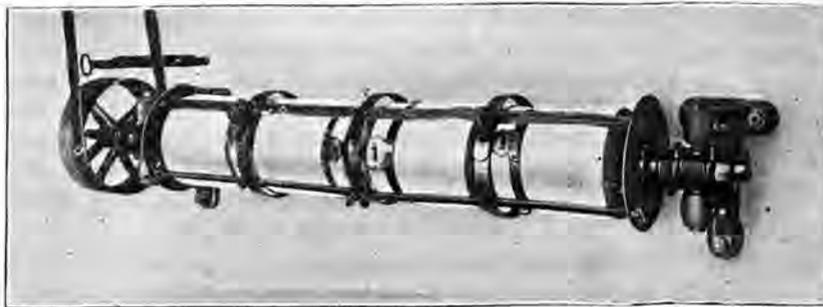


Fig. 1.

Versuchsergebnisse:

Ausbringen in	R ₁		R ₂		R ₃		R ₄	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	in Prozenten							
10 Stunden	41.2	6.2	71.1	9.5	57.6	7.1	57.7	3.0
25 "	52.0	10.2	79.9	15.8	83.9	10.5	79.5	5.2
40 "	53.7	12.5	80.3	19.6	90.0	11.5	86.6	6.3

Stellt man den Verlauf der Amalgamation, d. h. die Beziehungen zwischen Ausbringen und Versuchsdauer graphisch dar, so sieht man, daß die Extraktion des Goldes in allen vier Fällen nach 40 Stunden asymptotisch zur Behandlungsdauer verläuft, daß man also zu der Annahme berechtigt ist, die gefundenen Endwerte als jene Zahlen anzusehen, die dem aufgeschlossenen Freigold entsprechen. Das Silber hingegen scheint zum größten Teile vererzt zu sein; denn nur ein sehr geringer Prozentsatz des in dem Erze enthaltenen Silbers ist in das Quecksilber übergegangen und diese Menge wird noch kleiner, wenn man jenes Silber in Rechnung zieht, das mit dem ausgebrachten Gold legiert ist. Bei rohem, schnellem Verwaschen auf dem Stoßherd, der in Fig. 3 (Nr. 7) abgebildet ist, gelingt es, 52% des Goldes, welches strohgelbe Farbe besitzt, zu gewinnen, das sich durch die Probe als 833 Tausendteile fein erweist.

Daß das Ergebnis bei R₁ auch beim Gold so wenig befriedigend ist, hat seinen Grund darin, daß die groben Körner des Versuchsmaterials, die in den Fässern nicht weiter zerkleinert werden, reichlich kleine Goldflimmerchen einschließen, welche mit dem Quecksilber nicht in Berührung kommen. R₁ ist also ganz ungenügend aufgeschlossen. Eine Zerkleinerung des Erzes bis auf 1/8 mm wäre somit angezeigt. R₂ dürfte das Gold vorherrschend in jener Korngröße enthalten, die am raschesten vom Quecksilber aufgenommen wird.

Dafür spricht die schnelle Zunahme des Amalgams in den ersten 10 Stunden, in denen fast das ganze zängliche Gold verquickt wird. Das Gold der Erzteilechen von R₃ ist nahezu vollständig aufgeschlossen, da ein viel besseres Ausbringen (wie die Pfannenamalgamation später zeigen wird) nicht leicht erzielt werden kann.

Daß die Amalgamation nicht so rasch wie bei R₂ erfolgt, mag in dem Umstand liegen, daß die Oberflächenspannung des Quecksilbers dem Eindringen feiner Goldstäubchen stärkeren Widerstand entgegengesetzt, eine Erscheinung, die bei R₄ noch auffällender zu Tage tritt. Daß das Ausbringen trotz der weitgehenden Zerkleinerung geringer ist, beweist, das ein kleiner Teil des Goldes an die zerreiblichen Sulfide gebunden erscheint, weshalb es nicht vom Quecksilber aufgenommen zu werden vermag.

Wenn nun tatsächlich die Ursache des mangelhaften Ausbringens an Gold nur darin liegt, daß die Goldpartikeln bei R₁ und R₂ unvollkommen aufgeschlossen, also nicht genügend freigelegt sind, so muß die Pfannenamalgamation auch für diese beiden gröberen Kornklassen zufriedenstellende Resultate ergeben.

(Schluß folgt.)

Amalgamationsversuche mit Golderzen der Hohen Tauern.*)

Von Dr. Ing. Roland Sterner-Rainer.

(Fortsetzung von S. 500.)

Die Pfannenamalgamation.

Um jene Menge Goldes zu erfahren, die in den Rathausberger Erzen in anquickbarer Form vorhanden ist, wurde die Behandlung mit Quecksilber unter gleichzeitiger, weitestgehender Zerkleinerung vorgenommen. Zu Gebote standen für derartige Versuche, eiserne Mühlen, die nach Art der Wheeler-Pfannen gebaut waren, wie Fig. 2 zeigt. 250 g Erz wurden in die Mühle gebracht, mit 75 cm³ Wasser angerührt und angelassen, worauf 50 g Quecksilber zugesetzt wurden. Von Zeit zu Zeit mußte das verdunstete Wasser ersetzt (um ein Teigigwerden der Masse zu verhindern) und geachtet werden, daß sich nicht Teile der Beschickung dem Vermahlen durch Festsetzen an dem Läufer oder durch Hinaufkriechen an den Wandungen, entzögen.

Nach Ablauf der ersten Hälfte der Versuchsdauer wurden abermals 50 g Quecksilber und zwei Stunden vor Beendigung der Arbeit reichlich Wasser hinzugefügt. Dann konnte der eiserne Läufer hoch gehoben, mit Wasser sauber gewaschen und abgespritzt werden, worauf der Mühleninhalt durch eine, sonst mit einer Schraube verschlossene Öffnung, verlustlos in ein Becherglas gespült wurde. Die letzten, anhaftenden Reste des feinen Schlammes konnten mit einem Pinsel abgekehrt werden. Das Schlämmen des Mahlgutes erfolgte genau unter denselben Vorsichtsmaßregeln wie bei der Fässerarbeit.

Das Amalgam wurde destilliert und probiert, ebenso wurde Gold und Silber in dem entarnten Erz bestimmt, um eine Kontrolle ausüben zu können.

Eine Versuchsreihe wurde durch 12 Stunden, eine zweite durch 24 und eine dritte durch 48 Stunden an gestellt.

Die Ergebnisse lauteten:

Ausbringen in	R ₁		R ₂		R ₃		R ₄	
	Au	Ag	Au in	Ag Prozenten	Au in	Ag Prozenten	Au	Ag
12 Stunden	65.5	17.8	79.1	12.6	66.0	13.2	68.3	5.0
24 "	81.8	20.1	88.7	14.6	85.0	14.4	83.1	5.8
48 "	86.0	21.3	93.0	16.3	91.7	15.9	87.8	6.9

Ganz ähnliche Schlüsse wie aus der vorigen, lassen sich auch aus dieser Tabelle ziehen. Man kann erkennen, daß durch längere Vermahlung eine weitere Zunahme des Goldausbringens nicht mehr zu erwarten ist, da schon seit der 30. Stunde alles amalgamierfähige Gold gelöst war. Nachdem die an R₂ und R₃ gewonnenen Zahlen annähernd beieinander liegen, gegen die bei R₄ gefundenen Werte, kann man behaupten, daß nicht allein die allzufine Verteilung des Goldes in R₄ an diesem Abweichen die Schuld trägt, sondern daß ein größerer Teil als in den anderen Größenklassen in vererztem, d. h. in nicht amalgamablen Zustand sich befindet. Daß die anderen Erzsorten auch geringe Mengen

von Gold halten, das sich durch Quecksilber nicht ausziehen läßt, kann als sicher gelten, nicht aber, daß die fehlende Differenz auf 100 diesen Betrag ausmacht; ist es doch, selbst unter Beobachtung der peinlichsten Genauigkeit nicht möglich, vollkommen quantitativ das Amalgam aus dem Erzmehl auszuscheiden und wieder zu gewinnen.

Daß das Ausbringen an Silber bei der Pfannenamalgamation ein höheres ist, war zu erwarten, denn einerseits ist die an das Gold legierte Menge mit dem



Fig. 2.

erhöhten Ausbringen an diesem gestiegen, andererseits wird durch das Eisen der Mühle und des Läufers mehr Silber in Freiheit gesetzt, als dies bloß durch das metallische Quecksilber geschieht.

Eine kleine Menge direkt amalgamablen Silbers scheinen indes doch die größeren Erzsorten zu besitzen, wie ein Vergleich mit dem korrigierten Silberausbringen bei R₄ zeigt. Hier scheint es also die Größe 1 mm bis 1/2 mm zu sein, die die amalgamablen Silberkörner enthält.

*) Aus dem hüttenmännischen Institut der königlich sächsischen Bergakademie zu Freiberg.

Das höchstmögliche Ausbringen gestaltet sich nach der Pfannenamalgamation wie folgt:

	R ₁		R ₂		R ₃		R ₄	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Gehalt der Erze	217	433	275	525	243	690	122	1290
Ausbringen	187	92	256	86	223	109	102	89
Unausgebracht	30	341	19	439	20	581	20	1201

oder in Teilen von Hundert ausgerechnet:

	R ₁ R ₂ R ₃ R ₄ in Prozenten			
	Ausgebrachtes Gold	86.0	93.0	91.7
Ausgebrachtes Gesamtsilber	21.3	16.3	15.9	6.9
Silber an Gold legiert	8.6	9.1	6.5	1.6
Silber aus dem Erz	12.7	6.6	9.4	5.3

In der Praxis werden diese Zahlen jedoch bei einfacher Quecksilberbehandlung nie erreicht werden können, da die Verluste an Edelmetall durch zerschlagenes Quecksilber, wie sich im Verlaufe der Arbeit gezeigt hat, bei gewöhnlichem Verwaschen ganz enorm sind. Am besten würde man diesem Übelstand noch durch genaues Klassieren und Aufbereiten der amalgamierten Schlämme und durch Abklären der Waschwässer in großen Sümpfen und Repetieren der dabei fallenden Schlämme begegnen.

Da jedoch das Ergebnis, welches durch die Gold-erzamalgalation erzielt werden kann, nur für das Gold befriedigende Resultate zeigt, für das Silber jedoch gänzlich unbefriedigt läßt, wäre es bei dem relativ hohen Silbergehalt der Erze richtiger, sie wie Silbererze zu behandeln, wobei das Gold mühe- und verlustlos wie ein Nebenprodukt gewonnen werden könnte.

Berechnet man den Metallwert der Erze bei einem Preise von K 3280— für ein Kilogramm Feingold

und K 80— für ein Kilogramm Feinsilber, so zeigt sich ein bedeutend heruntergedrücktes Ausbringen am Gesamtwerte.

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
	Kronen			
Wert des Goldes in der Tonne Erz	711.76	902.—	797.04	400.16
Wert des Silbers in der Tonne Erz	34.64	42.—	55.20	103.20
Wert der Edelmetalle in der Tonne Erz	746.40	944.—	852.24	503.36
Nicht ausgebrachter Goldwert	98.40	62.32	65.60	65.60
" " Silberwert	27.40	36.48	46.64	95.90
Nicht ausgebrachter Edelmetallwert	125.80	98.90	112.24	161.50
Nicht ausgebracht vom Werte in %	16.9	10.5	13.2	32.1
Ausbringen dem Werte nach in %	83.1	89.5	86.8	67.9

Diese immerhin recht bedeutenden Verluste rechtfertigen gewiß ein umständlicheres Verfahren, welches sie vermeiden würde.

Versuche mit oxydierend geröstetem Erz.

Es stand somit zu erwägen, ob nicht vorerst ein einfaches Abrüsten des Erzes das Silberausbringen heben könnte, da zu erwarten war, daß Bleiglanz, der das Schwefelsilber verbirgt, hierbei Bleioxyd und Bleisulfat bildet, wie auch, daß das Schwefelsilber zu Silbersulfat oxydiert werde⁹⁾, das, durch das Eisen der Mühlen in Freiheit gesetzte metallische Silber jedoch vom Quecksilber aufgenommen werden könnte. (Fortsetzung folgt.)

⁹⁾ Kurt Alexander Winkler, Freiberg 1849, „Die europäische Amalgamation der Silbererze usw.“ S. 26, § 37. C. F. Plattner, Freiberg 1856. „Die metallurgischen Röstprozesse“, S. 86 bis 87, 88 bis 89 und S. 113.

Eine neue Methode zur Längenmessung, u. zw. Präzisions-, gewöhnlichen und flüchtigen Messung der Polygonseiten des untertägigen Grubenzuges.

Von Dr. Franz Köhler.

(Schluß von S. 492.)

X.

Fehlerverhältnisse und Genauigkeitsuntersuchungen für die beschriebene Methode.

Außer den in früher erwähnten Ausführungen behandelten systematischen Fehlern, die sich leicht aus der Messung eliminieren lassen, kommen noch bei dieser Art der Längenmessung unvermeidliche Fehler vor, die das Resultat beeinträchtigen.

Es sollen, soweit dies möglich ist, diese unvermeidlichen Fehler untersucht werden, um eine vollständige Klarheit über die Art der Genauigkeit der Messung zu gewinnen und soweit es in unserer Macht ist, sollen diese Fehler auf ein kleines Maß heruntergebracht werden.

Von den unvermeidlichen Fehlern, die hier auftreten, sind folgende:

1. Der Fehler in der Etalonierung des Meßbandes.
2. Der Fehler in der Bestimmung der Teilung des Meßbandes.
3. Der Fehler, der beim Ablesen des Meßbandstriches an der Skala entsteht.
4. Der Fehler, der durch ungenaue Bestimmung der Konstanten des Meßbandes entsteht.
5. Der Fehler, der infolge der Reibung der Kugellagerrollen entsteht.
6. Der Fehler beim Abloten des Anfangs- und Endpunktes.
7. Der Fehler wegen nicht genauer Einvisierung der Zwischenpunkte.
8. Der Fehler wegen der Labilität der Zwischenmarken.
9. Die übrigen Fehler.

Amalgamationsversuche mit Golderzen der Hohen Tauern.*)

Von Dr. Ing. Roland Sterner-Rainer.

(Fortsetzung von S. 528.)

Vorversuch über den Verlust an Edelmetall beim oxydierenden Rösten.

Da man beim Abrösten von edelmetallhaltigen Geschicken häufig einen nicht unbeträchtlichen Verlust an Silber, ja selbst an Gold gefunden hat⁷⁾, schien es erst nötig, zu ermitteln, wie hoch derselbe bei den vorliegenden Erzklassen zu beziffern sei. Da die Höhe der Temperatur während der Röstdauer von Bedeutung ist, mußte auch sie in Betracht gezogen werden.

Die Gold- und Silberbestimmungen am rohen Erze waren vorerst als Ansiedeproben durch Konzentration der erschmolzenen Könige ausgeführt worden, und hatten die in der Analyse angeführten Ergebnisse geliefert. Die Einwage mußte bei den zwei gröbereren Sorten mit 4 g gewählt werden, bei R₃ und R₄ wurden jedoch noch 5 g im Ansiedescherven vollständig aufgeschlossen.

25 Scherven mit je 35 g Probierblei genügten zu einer Bestimmung.

Der Gehalt der gerösteten Erze wurde durch die Tiegelprobe ermittelt und dabei die schmelzflüssige Schlacke durch wiederholtes Aufstreuen von Bleiglätte und Holzkohlenpulver vollständig entgolde. Schmilzt man die Beschickung nieder, ohne diese Vorsichtsmaßregel anzuwenden, so erhält man bei den Probematerialien der Type „R“ Resultate, die gegen den wirklichen Wert beim Golde bis zu 13%, beim Silber um 6% zu niedrig sind.⁸⁾ Um jedoch die auf verschiedene Weise gewonnenen Befunde miteinander vergleichen zu können, wurde auch das rohe Erz der Tiegelprobe unterzogen. Die Resultate wiesen, wenn mit aller Vorsicht gearbeitet wurde, keinen nennenswerten Unterschied mit jenen der Schervenprobe auf und zeigten sogar einen um 2% höheren Silbergehalt, wenn man die später ermittelten Röstverluste in Betracht zog. Dieses rohe Erz mußte natürlich, ehe es der Tiegelprobe unterworfen wurde, seines Schwefelgehaltes wegen vorsichtig bei beginnender Rotglut gerade bis zum Abbrennen geröstet werden, um zu vermeiden, daß weder der erschmolzene König spröde, noch von edelmetallhaltigem Stein bedeckt sei, andererseits kein solcher Stein in der Schlacke gelöst bleibe. Das längere Heißhalten der Schmelze während

*) Aus dem hüttenmännischen Institut der königlich sächsischen Bergakademie zu Freiberg.

⁷⁾ Tschefkkin, Weimar 1836. Berg- und Hüttenmännische Zeitung 1851, S. 27, 41. Erdmanns Journal für praktische Chemie. Bd. I, S. 467; Bd. XVI, S. 204. Lampadius, Freiberg 1839, „Die neueren Fortschritte im Gebiete der gesamten Hüttenkunde“ in Nachträgen, S. 57 und 58. Plattner l. c. S. 126.

⁸⁾ Dieser Handgriff wird schon in manchen Probiergaden geübt, wenn auch meist statt des Gemisches von Glätte und Kohle gekörntes Probierblei verwendet wird. (Herr Ingenieur A. Leroux, Freiberg, Persönliche Mitteilung. C. Schiffner, „Einführung in die Probierkunde“, Halle a. S., 1912, S. 88.)

des Aufstreuens der Glätte, begünstigte die Ausschaltung der letzteren Fehlerquelle. Beim Abschweifeln nahmen die einzelnen Sorten im Gewichte ab, u. zw.:

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
in Teilen von Hundert . . .	0·7	1·4	2·0	5·4

Wurde jedoch bei späteren Röstversuchen die Temperatur bis zur hellen Rotglut gesteigert, so gelang es eine bedeutendere Gewichtsabnahme zu erzielen, die in der Zerlegung der gebildeten Sulfate und des im Erze enthaltenen Kalksteines ihre Erklärung findet. In diesem Falle beträgt der Röstabgang

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
in Teilen von Hundert	9·0	9·2	9·0	9·4

Das Erz sinterte hierbei nicht, sondern blieb, besonders bei den gröbereren Sorten, seines hohen Kieselgehaltes wegen locker.

Die Beschickung der Tiegel bestand aus — ursprünglich 100 g — geröstetem Erz, ebensoviel Bleiglätte, dem doppelten Gewichte an Soda und dem halben an Borax, die, mit der nötigen Menge gepulverter Holzkohle gut gemischt, in hessischem Tiegel im Windofen niedergeschmolzen wurde. Der ausgeschlackte König mußte unter Boraxzusatz auf Scherven eingeengt, kapelliert und des hohen Bleischwere unter Berücksichtigung des Kapellenzuges abgetrieben werden, ehe das Korn gewogen, quartiert und als Röllchen geschieden werden konnte. Nur die Blicke der Größenklasse R₄, welche ihres hohen Silbergehaltes wegen zerfielen, wurden als Schwämmchen⁹⁾ gewogen.

Die Ergebnisse der Untersuchungen an den bei verschiedenen Temperaturen 1¹/₂ Stunden lang gerösteten Erzklassen zeigt die folgende Tabelle:

Temperatur	Silberverluste.			
	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
		% Silber		
Graue Glut	1·5	1·4	—	0·7
Beginnende Rotglut	2·1	—	1·6	1·3
Dunkle Rotglut	—	—	—	2·9
Kirschrotglut	5·0	7·6	4·6	3·9
Helle Rotglut	7·8	9·0	7·6	4·3

Da die mit gerösteten Erzproben ausgeführten Tiegelproben von den mit ungerösteten Materiale gewonnenen Ansiedeproben nur sehr geringe Unterschiede in den Goldbefunden ergaben, so ist es ersichtlich, daß sich Gold bei den angewendeten Temperaturen nicht verflüchtigt hat.¹⁰⁾

⁹⁾ C. Schiffner, l. c., S. 105 und 106.

¹⁰⁾ Bergwerksfreund, Bd. XVIII, Plattner, l. c., S. 127, 128, 129. Stetefeld Transactions Amer. Inst. Min. Eng. XIV, S. 339; Christy Transactions Amer. Min. Eng. XVII.

Es ist jedoch nicht ausgeschlossen, daß bei bedeutend höheren Temperaturen Goldverluste festzustellen sind, da auch Christy seine Versuche — wenn auch bis zu 8 1/2 Stunden Röstdauer — nur bis zur dunklen Rotglut ausgedehnt hat. Wie wäre es sonst zu erklären, daß andere Autoren ganz enorme Goldverluste (bis zu 100 0/0), die sogar die des Silbers um bedeutendes übersteigen, gefunden haben wollen?¹¹⁾

Daß die Röstdauer einen bedeutenden Einfluß auf den Silberverlust hat, ist gewiß und auch von Plattner durch seine grundlegenden Versuche bestätigt worden. Die Tatsache, daß die Abnahme des Silbergehaltes bei reicheren Geschicken, bezogen auf diesen, geringer ist, als bei armen, daß also in einer gewissen Zeit nur eine begrenzte Menge von Silber durch den Luftstrom aufgenommen und fortgeführt wird, stimmt damit überein.

Der Amalgamationsversuch.

Das zu dem Amalgamationsversuch benützte Erz wurde stets durch 1 1/2 Stunden bei dunkler Rotglut langsam und unter steter Temperatursteigerung entschweifelt und analog der früher geschilderten Behandlungsweise mit Quecksilber durch 30 Stunden vermahlen. Alsdann wurde der erhaltene Schlamm durch einen schwachen Wasserstrahl in einer Reihe von 8, drei Liter fassenden Porzellanschalen, die staffelförmig aufgebaut waren und die Möglichkeit boten, am Grunde jeder Schale einen quecksilberhaltigen Schliech zu gewinnen, verwaschen. Diese Schliche konnten dann mit Natriumamalgam behandelt und auf dem Sichertroge weiter konzentriert werden.

Die angesottenen und abgetriebenen Destillationsrückstände enthielten auf die Tonne rohen Erzes bezogen:

	R ₁		R ₂		R ₃		R ₄	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	Gramm pro Tonne							
Gehalt der Erze . . .	217	433	275	525	243	690	122	1290
Ausbringen . . .	197	143	256	176	230	164	113	166
Unausgebracht . . .	20	290	18	349	13	526	9	1124

Es ist noch zu berücksichtigen, wieviel von dem ausgebrachten Silber aus dem Erz stammt und wieviel an das Gold legiert war.

	in Prozenten			
	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
Ausgebrachtes Gold . . .	91.0	93.7	94.5	92.5
„ Gesamtsilber . . .	33.1	33.4	23.8	12.9
Silber an Gold legiert . . .	9.1	9.8	6.7	1.8
Silber aus dem Erz . . .	24.0	23.6	17.1	11.1

Es zeigt sich deutlich, daß die oxydierende Röstung einen Einfluß auf das Ausbringen geübt hat. Nicht nur, daß der Gewinn an Silber merklich gestiegen ist, wurde

¹¹⁾ Tscheffkin, l. c.: Die Flüchtigkeit des Goldes müßte den Tscheffkinschen Versuchen zufolge halb so groß sein als die des Silbers, was selbst für sein Versuchsmaterial (bleischer Herdrohstein aus dem Altai) nicht zu treffen dürfte. Selbst bei oxydierenden Röstversuchen, bei denen silberhaltigen Pyriten chemisch-reines Goldpulver zugesetzt wurde, sollen bis 41 0/0 davon verflüchtigt worden sein.

durch Zerlegen des Pyrites auch noch ein geringer Teil Goldes in Freiheit gesetzt und vom Quecksilber aufgenommen. Am deutlichsten zeigt sich das bei R₁, das den größten Anteil an zerreiblichen Sulfiden hat. Die Wertberechnung ergibt dieses Mal:

	pro Tonne in Kronen			
	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄
Wert der Edelmetalle im Erze	746.40	944.00	852.24	503.16
Nicht ausgebrachter Goldwert	65.60	59.04	42.64	29.52
„ ausgebrachter Silberwert	23.20	27.92	42.08	89.52
Nicht ausgebrachter Edelmetallwert	88.80	86.96	84.72	119.44
	in Prozenten			
Nicht ausgebracht vom Werte . . .	11.9	9.2	9.9	23.7
Ausbringen dem Werte nach . . .	88.1	90.8	90.1	76.3
Bei ungeröstetem Erze	83.1	89.5	86.8	67.9

Das Ausbringen durch Amalgamation ergibt also bei vorgerösteten Erzen durchwegs höhere Werte, die jedoch durch die auflaufenden Röstkosten schwer einträchtig werden.

Die noch ungenützt im Erz steckenden Werte lassen demnach weitere Versuche, die die Höhe des Ausbringens noch zu steigern vermöchten, wünschenswert erscheinen.

Versuche mit chlorierend geröstetem Erz.

Der zunächstliegende Gedanke wäre, zur chlorierenden Röstung zu greifen, wie sie ja für die Amalgamation der Silbererze in der Praxis häufig geübt wird und für der sich die Erze, da sie quarzig sind und auch ein wenig Kalk halten, zu eignen schienen.¹²⁾ Die Bedenken, die sich jedoch der gleichzeitigen, hohen Goldverluste wegen ergeben¹³⁾, durch welche bei weitem das Mehrausbringen an Silber übertroffen wird, lassen es gerechtfertigt erscheinen, wenn nur zwei orientierende Versuche zur Bekräftigung des Gesagten angeführt werden.

Auch hier mußte vor allem der Verlust unter den der Röstung vorteilhaftesten Bedingungen, festgestellt werden. Als Material wurde sowohl das goldreiche R₂ als auch das vorwiegend silberhaltige R₄ verwendet.

Der geringe Schwefelgehalt dieser Erze von 4 bis 5 0/0 erlaubte es, das Kochsalz schon bei Beginn der Röstung zuzugeben, von dem fünf Teile auf hundert Teile Erzes zugemischt wurden. Diese Beschickung wurde unter öfterem Durchkrählen in der Probierrüffel auf Tonschalen bei dunkler Rotglut geröstet. Um der in der Praxis üblichen Methode der Nachchlorierung¹⁴⁾ einigermaßen nachzukommen, wurde nach eineinhalbständiger Röstdauer bei geschlossenem Muffeltor die Charge der langsamen Abkühlung überlassen. Dennoch würde im

¹²⁾ Winkler, l. c. S. 59, §§ 87, 89 und 91.

¹³⁾ Egleston, Trans. Am. Inst. Min. Eng., Bd. XX, S. 339; Bd. XIV, S. 336 und Bd. XIX, H. F. Collins, The Metallurgy of Silver, London 1900, S. 171. Stetefeld, l. c. Eißler, The Metallurgy of Gold, III. Auflage, 1891, S. 221. Minnich, Zeitschr. f. prakt. Geol., 1911, XII. Heft, S. 444 bis 446. F. Freise, „Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenw.“, 1912, Nr. 18, S. 243.

¹⁴⁾ C. Schnabel, Handbuch der Metallhüttenkunde, 2. Auflage, Berlin 1901, S. 869.

Großbetriebe ein günstigerer Chlorierungsgrad zu erzielen sein, als er im vorliegenden Falle erreicht wurde. Beim Dunkelwerden des Röstgutes, welches locker blieb, machte sich starker Chlorgeruch bemerkbar.

Ein Teil des Röstgutes wurde der Edelmetallbestimmung durch die Tiegelprobe unterworfen, in einem anderen durch Auslaugen mit unterschwefligsaurem Natron jene Menge Silbers bestimmt, die in Chlorsilber übergeführt worden war und der Rest der Amalgamation zugeführt. Die Ergebnisse lauteten:

	R ₂		R ₄	
	Au	Ag	Au	Ag
	in Prozenten			
Röstverlust	23.2	30.1	5.3	8.9
In Na ₂ S ₂ O ₃ löslich	14.3	89.7	10.1	60.3
Von Quecksilber wird aufgenommen	72.8	52.9	88.6	34.8
Silber an Gold legiert		7.6		1.7
Silber aus dem Erz	45.3		33.1	

Das Ausbringen an Silber ist allerdings in beiden Fällen mit dem Chlorierungsgrad gestiegen, und merklich höher als bei oxydierender Röstung. Wie zu erwarten war, sind jedoch die Edelmetallverluste ganz bedeutend geworden, u. zw. steigen sie ungleich rascher an, als die Chlorierung. Während bei R₂, der hohen Goldverluste wegen, das Ausbringen an Wert gegenüber dem bei oxydierendem Rosten gefundenen empfindlich heruntersinkt, kann man bei R₄, dessen hoher Silbergehalt, bei besserem Silberausbringen den gewonnenen Wert zu beeinflussen vermag, einen etwas höheren Betrag finden, wie folgende Wertberechnung zeigt:

	R		R ₄	
	Au	Ag	Au	Ag
	Gramm pro Tonne			
Gehalt der Erze	275.0	525.0	122.0	1290.0
Ausbringen nach chlorierender Röstung	200.2	278.7	108.1	448.0
Nicht ausgebracht	74.8	246.3	13.9	842.0
Im Werte von Kronen	265.05		112.95	
Wert der Edelmetalle im Erz	944.00		503.16	
	in Prozenten			
Nicht ausgebracht vom Werte	28.1		22.4	
Ausbringen dem Werte nach	71.9		77.6	

Um die erheblichen Verluste, die das chlorierende Rosten mit sich bringt zu umgehen, wurde der Versuch gemacht, die Chlorierung des Silbers auf nassem Wege zu erzielen, indem das oxydierend geröstete Erz zuerst in Fässern reichlich mit Chlorwasser geschwenkt wurde, ehe man das Quecksilber und die Eisenstückchen zuzügte, die das Silber in Freiheit setzen sollten. Dieser

Versuch sollte nur zur Orientierung dienen und wurde darum auch nur an einer Erzsorte, dem R₃, welches bei der Fässeramalgamation die besten Ergebnisse geliefert hat, analog wie es bei dieser beschrieben wurde, ausgeführt.

Nachdem die Fässer 24 Stunden lang mit Chlorwasser gelaufen und die weitaus größte Menge des Gases verzehrt war, wurden Quecksilber, Eisenstückchen und einige Kupferschnitzel zugegeben. Diesen letzteren sollte die Aufgabe zufallen, Kupferchlorid und dieses mit dem überschüssigen Metall Kupferchlorür zu bilden, das nach der Gleichung: $Ag_2S + Cu_2Cl_2 = Cu_2 + 2AgCl$, die Chlorierung unterstützen sollte, das vom Chlorwasser gelöste Gold aber durch die weniger edlen Metalle ausgefällt werden.

Im Amalgam wurden gefunden: 91.1% des Goldes und 39.4% des Silbers, von dem 6.4% des Silbers aus dem Gold entstammten, so daß aus dem Erz 33.0% des Silbers amalgamiert wurden.

	Au	Ag
	Gramm pro Tonne	
Gehalt des Erzes	243.0	690.0
Ausgebracht	211.3	271.9
Nicht ausgebracht	21.7	418.1

im Werte von K 104.62 oder 12.3% vom Edelmetallwert des Erzes, so daß das Ausbringen gegenüber der Amalgamation des ungerösteten Erzes nur um 0.9% größer und gegenüber der des oxydierend gerösteten Erzes um 2.4% geringer ist, weil im letzteren Falle wohl weniger Silber, aber etwas mehr Gold gewonnen wurde.

Dieses Verfahren hat eine gewisse Ähnlichkeit mit dem Kröhnkeprozeß¹⁵⁾, der hier nur der Vollständigkeit halber kritisch beleuchtet werden möge, ohne daß darüber Versuchsdaten geboten werden sollen, und der darin besteht, daß die möglichst fein zerkleinerten, rohen Erze in rotierenden Fässern mit einer heißen Lösung von Kupferchlorür, Kochsalz und mit Quecksilber und Blei oder Zinkamalgam behandelt werden. Wegen des Kalk-, Kupfer und Bleigehaltes der Rathausbergererze dürfte diese Art der Verarbeitung wohl keine Aussicht auf Erfolg haben, abgesehen davon, daß man heutzutage kaum mehr daran gehen wird, ihn irgendwo neu einzuführen, wenn er sich auch dort, wo er seit einer langen Reihe von Jahren in Gebrauch steht, recht gut bewährt hat.

(Schluß folgt.)

¹⁵⁾ Methode zur Entsilberung von Erzen, B. Kröhnke. Stuttgart 1900.

Die kärntnerische Eisenindustrie mit besonderer Berücksichtigung der Waidischer Eisenwerke und deren Hochofen als letzte Stätte der einst bedeutenden Roheisenerzeugung Kärntens.

Von Bergdirektor S. Rieger.

(Fortsetzung von S. 522.)

II. Verkehrsverhältnisse.

In früheren Zeiten spielten die Verkehrsfragen keine solche Rolle als in unseren Tagen. Es gab keine Massengüterbewegung. Für die Errichtung von Stätten

zur Eisengewinnung und Verarbeitung war weniger das Vorhandensein von Verkehrswegen als das Vorkommen von Erzen und der Bestand von Wäldern, in späterer Zeit auch Wasserkräfte, maßgebend. Dessenungeachtet

Kaiserstadt an der Donau und deren Vertreter uns in ihren gastlichen Mauern empfangen.

Es würde zu weit führen, alle inneren und äußeren Vorzüge aufzuzählen, welche die Stadt Wien zu einem so beliebten Sammelpunkte für Veranstaltungen ähnlicher Art machen wie der heutigen Tagung; Die architektonische Schönheit der Stadt, die zahllosen geschichtlichen Erinnerungen, die landschaftlichen Reize der Umgebung, die Liebenswürdigkeit der Bewohner, dies alles wurde ja seit Hans Sachsens „Lobspruch auf die Stadt Wien“ unzähligemale von begeisterten Besuchern besungen.

Obwohl auch wir uns dem Zauber dieser Reize nicht entziehen und sie voll auf uns wirken lassen, so haben wir als Techniker noch eines vor den übrigen Besuchern Wiens voraus: die Bewunderung der großen technischen Werke, welche die Stadt in den letzten Jahrzehnten geschaffen hat. Ich erinnere nur an die neue Wasserleitung, die städtischen Gas- und Elektrizitätswerke, die Straßenbahn und so vieles andere. Diese großartigen Arbeiten heimischer Ingenieure sind jedoch nicht allein vom technischen Standpunkte aus hervorragend, sondern auch vom ökonomischen für die Bewohner der Stadt von höchster Bedeutung.

Dank der relativ freien Entwicklungsmöglichkeit der einzelnen städtischen Industrieunternehmungen, welche das reiche Wissen und die Erfahrung der Leiter derselben nicht zu sehr behindert, sind diese Schöpfungen eines weitblickenden Gemeinsinnes heute außerordentlich ertragreiche Unternehmungen geworden.

Was die Bergleute unter uns aber ganz besonders mit der Stadt Wien in engste Berührung bringt, ist, daß diese Stadt durch Schaffung eines eigenen städtischen Kohlenbergwerkes nun auch unter die Gewerker gegangen ist. Wir wünschen der Stadt auch auf diesem Gebiete vollen Erfolg.

Den Herrn Bürgermeister Dr. Neumayer verknüpfen ja Jugenderinnerungen aus seiner beruflichen Tätigkeit in der alten Berg- und Hüttenstadt Leoben mit unserem Stande und seinen Bestrebungen, welche dem neuen Werke zu Nutz und Frommen gereichen mögen.

Sie aber, meine sehr geehrten Damen und Herren, fordere ich auf, Ihren Dank für die munifizierte Gastfreundschaft der Stadt Wien, für die Erlaubnis zur Besichtigung der neuen städtischen Gaswerke, für die Auszeichnung, die uns durch die Teilnahme mehrerer der ersten Funktionäre der Stadt an unseren Veranstaltungen zuteil wurde, dadurch zum Ausdrucke zu bringen, daß Sie auf die Stadt Wien und auf ihren Bürgermeister, ein dreifaches „Glück auf“ ausbringen.

Direktor Goedecke hielt sodann eine launige Ansprache, in der er den technischen Fortschritt auf dem Gebiete des Berg- und Hüttenwesens berührte und diesbezüglich auf das mechanische Grundgesetz hinwies, demzufolge eine beschleunigte Bewegung durch eine konstant wirkende Kraft hervorgerufen wird. Diese konstante Kraft stelle das vorbereitende Komitee dar; tüchtige Männer haben sich der Aufgabe unterzogen, die Fachmänner zur Mitteilung ihrer Erfahrungen anzueifern und eine noch nie dagewesene Beteiligung legt Zeugnis von dem Erfolge ab, mit dem dies geschehen ist. Ich erhebe mein Glas auf das vorbereitende Komitee. „Glück auf!“

Abends fand im Industriehause ein Raut beim Minister für öffentliche Arbeiten, Dr. Ottokar Trnka, statt. Außer der Mehrzahl der Teilnehmer des Allgemeinen Bergmannstages mit ihren Damen waren beim Empfange erschienen: Die Minister Freiherr v. Georgi, R. v. Hussarek, R. v. Długosz, Freiherr v. Forster, Freiherr v. Heinold, Statthalter Baron Bienert, Hofzeremonielldirektor Nepallek, die Sektionschefs Klimscha, v. Bernatzky, Baron Engel, Ritter v. Beck-Mannagetta, Dr. v. Scheuchenstuel, Ritter v. Wimmer, R. v. Homma, Dr. Schauer, Dr. Rösch, Dr. Cwiklinski, Milos v. Fesch, Dr. v. Kelle, Dr. Ertl, Dr. Seidler, Baron Bahans, Dr. Mataja, Dr. Brosche, Riedl, Dr. Patner, Baron Buschmann, Präsident Vetter, Präsident Bressler vom niederösterreichischen Gewerbeverein sowie viele auswärtige Gäste.

Der Abend verlief in außerordentlich animierter Weise, wozu die prächtigen Räume, insbesondere aber die überaus herzliche Aufnahme seitens des Ministers für öffentliche Arbeiten und das gelungene Arrangement des Abends durch Sektionschef Emil Ritter v. Homann nicht wenig beitrug.

(Fortsetzung folgt.)

Amalgamationsversuche mit Golderzen der Hohen Tauern.*)

Von Dr. Ing. Roland Sterner-Rainer.

(Schluß von S. 544.)

Um das Verhalten der Siglitzer Erze gegenüber den vorhin besprochenen Goldgewinnungsverfahren zu ermitteln, wurden sie denselben Manipulationen unterzogen, wie die freigoldführenden Erze vom Rathausberg.

Nach dem Vermahlen, dem eine Erzpartie von 199 kg unterzogen wurde, konnte man nach darauffolgendem Sieben unterscheiden:

Grobmehl	von $\frac{1}{2}$ bis 1 mm Korngröße	39·7 kg oder 21·0%
Mittelmehl	„ $\frac{1}{4}$ „ $\frac{1}{2}$ „ „	37·7 „ „ 19·9%
Feinmehl	„ $\frac{1}{8}$ „ $\frac{1}{4}$ „ „	27·6 „ „ 14·9%
Staub	„ unter $\frac{1}{8}$ „ „	93·8 „ „ 44·3%

Analog führten diese Gattungen die Bezeichnung S_1 , S_2 , S_3 und S_4 . Die Erzanalysen ergaben:

*) Aus dem hüttenmännischen Institut der königlich sächsischen Bergakademie zu Freiberg.

	S ₁	S ₂	S ₃	S ₄	
Si O ₂ (säureunlöslich)	38.00%	34.00%	24.00%	44.00%	
Fe	22.61%	25.98%	26.60%	26.53%	
Cu	0.00%	0.00%	0.01%	0.02%	
Pb	0.21%	0.03%	0.42%	0.51%	
Bi	0.00%	0.05%	0.13%	0.52%	
S	16.03%	17.60%	19.00%	16.65%	
As	23.03%	23.20%	37.52%	20.48%	
Co	Spuren	Spuren	Spuren	Spuren	
CaO	"	"	"	"	
MgO	"	"	"	"	
Au	51.0 g	58.0 g	51.5 g	31.0 g	} pro Tonne
Ag	131.0 g	120.0 g	134.0 g	220.0 g	

Die Erze, ein Gemenge von derben, goldführenden Arsenikalkiesen und Arsenkiesen, werden durch die Zerkleinerung in ihrer Zusammensetzung nur wenig differenziert. Die in ganz geringen Mengen vorkommenden Sulfide des Pb, Bi, Cu und Ag reichern sich, als hervorragend zerreiblicher Anteil, natürlich in S₄ an, welches auch vorwiegend den Arsenikalkies enthält.

Amalgamationsversuch in Pfannen.

Da die Vermutung nahe lag, es möchte, da es nicht gelang, durch Sichern auch nur eine Spur von Freigold zu entdecken, sich soviel wie gar kein Edelmetall bei der Amalgamation gewinnen lassen, wurde ein einziger Mühlenversuch mit allen vier Sorten durch 48 Stunden vorgenommen. Die Ergebnisse waren wie zu erwarten:

Ausbringen in Teilen von Hundert . .	S ₁		S ₂		S ₃		S ₄	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	6.2	2.8	7.0	3.1	6.3	3.0	6.3	2.7

Die Resultate, die auf diese Weise von den einzelnen Größenklassen gewonnen wurden, unterscheiden sich wenig voneinander, wie überhaupt auch schon die Analyse zeigt, daß das Erz ziemlich homogen ist. Praktisch enthalten die Erze der Primärregion kein freies Edelmetall.

Aus den nämlichen Gründen, die bei den früher behandelten Erzen erwähnt wurden, schien es auch hier aussichtsreicher, der Amalgamation eine Abröstung bei Luftzutritt vorausgehen zu lassen.

Die Röstverluste an Edelmetall bei verschiedenen Temperaturen waren dabei ebenfalls zu ermitteln.

Während die Gold- und Silberbestimmung am rohen Erz stets als Ansiedeprobe wie auch als Tiegelprobe ausgeführt wurde, genügte letztere Methode für die am gerösteten Erz vorgenommene Untersuchung. Des hohen Arsengehaltes als auch der größeren Korngröße wegen, erwies es sich als tunlich, bei S₁ und S₂ nur 3 g Einwage auf einen Scherben zu nehmen und mit 35 g Probierblei anzusiedeln, während bei S₃ und S₄, 4 g mit 45 g Blei zum Verbleien genommen werden konnten. Das Abrösten, welches für die Tiegelprobe nötig war, um die Bildung von Stein und Speise hintanzuhalten, gelang schon bei dunkler Rotglut und ohne nennenswerten Verlust an Edelmetall. Die Gewichtsabnahme betrug hiebei: S₁ 25.7%, S₂ 30.3%, S₃ 31.3% und bei S₄ 25.8%.

Die Tiegelbeschickung zeigte das gleiche Verhältnis der Abbrände zu den Bestandteilen des Flusses wie bei den Rathausbergererzen. Auch hier konnte, nachdem die Massen geschmolzen waren, durch Aufstreuen von Bleiglätte und Kohlenpulver und öfteres Wiederholen dieses Vorganges nach Beendigung der eingetretenen Reaktion, eine vollständige Durchtränkung des Schmelzflusses durch die reduzierten Bleitropfen erzielt werden. Die Ergebnisse stellten sich dabei um 6.4% höher im Golde und um 1.1% höher im Silber als bei gewöhnlicher Arbeitsweise. Bei diesen Erzen zeigte sich die Scherbenprobe der Tiegelprobe beim Gold im Mittel um 3.2% überlegen, während zwischen den Silberbefunden kein ausgesprochener Unterschied festzustellen war. Die Ursache kann man wohl darin erblicken, daß bei den niedrigen Temperaturen, bei denen abgeröstet wurde um Edelmetallverluste zu vermeiden, doch etwas von dem Arsen bei den Abbränden zurückblieb, welches im Vereine mit jenem Arsen, welches nach der Röstung an das Silber gebunden war, geringe Mengen von Speise bildete, die sich nicht vollständig aus der Schlacke gewinnen ließ und mit Vorliebe Gold aufgenommen hat. Wie Versuche bei heller Rotglut zeigten, bei denen die Gewichtsabnahme 28.8%, 32.0%, 32.3% und 28.0% betrug, trägt auch die Temperatur zum großen Teil daran Schuld, da bei diesem Erz wohl ein merklicher Verlust an Gold, 1.7% nach zweistündiger Röstdauer eintritt, während Silberverluste durch chemische Verflüchtigung kaum bemerkbar werden, eine Tatsache, die auch Plattner für das Silber arsenhaltiger Erze kennt.¹⁰⁾ An den verhältnismäßig hohen Goldverlusten trägt auch der Umstand schuld, daß das Erz, selbst rasch erhitzt, nicht sintert, sondern locker, pulverig und zerreiblich bleibt.

Weitere Amalgamationsversuche.

Diese spielten sich genau so ab, wie sie bei den Erzen der Type „R“ beschrieben wurden. Nach vorhergegangenem oxydierendem Rösten konnten ausgebracht werden:

S ₁		S ₂		S ₃		S ₄	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
in Prozenten							
72.8	16.8	71.1	21.8	72.6	14.5	72.6	16.0

Dadurch, daß durch die fraktionierte Zerkleinerung keine einschneidende Änderung in der Zusammensetzung der einzelnen Größenklassen herbeigeführt wurde, erklärt es sich, daß die gefundenen Werte für das Edelmetallausbringen so wenig voneinander abweichen, da ja die Korngröße bei der Pfannenamalgamation ohne Einfluß bleibt. Den richtigen Einblick in die Unzulänglichkeit dieser Arbeitsweise erhält man erst durch die Wertberechnung.

Halt der Erze Ausbringen	S ₁		S ₂		S ₃		S ₄	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	51.0	139.0	58.0	120.0	51.5	134.0	31.0	220.0
	37.1	23.2	45.3	26.2	37.4	19.5	22.5	35.2
Unausgebracht	13.9	115.8	12.7	93.8	14.1	114.5	8.5	184.8

¹⁰⁾ Plattner l. c. S. 118 und 161.

	in Kronen pro Tonne			
Im Werte von 54·86	49·16	55·41	42·66	
Wert der Edelmetalle im Erze 178·40	199·64	179·64	119·28	
	in Prozenten			
Nicht ausgebracht v. Werte 30·8	24·6	30·8	35·7	
Ausbringen dem Werte nach 69·2	75·4	69·2	64·3	

Um besseres Silberausbringen zu erzielen, wurde auch in diesem Falle der Versuch mit chlorierend geröstetem Erz ausgeführt. Die Ergebnisse der Arbeit waren nach den Erfahrungen, die die Rathausbergererze gelehrt hatten, nicht besser zu erwarten. Auch diesmal wurde das goldreichere S_2 , wie auch das silberhaltige S_4 zur Behandlung herangezogen. 5% Kochsalz wurden dem Erz erst nach dem Abbrennen beigemischt, um bei den höheren Schwefelgehalt keine zu starken Verluste zu verursachen.

	S_2		S_4	
	Au	Ag	Au	Ag
Rüstrverlust	17·9	8·0	19·3	10·4
In $Na_2S_2O_3$ löslich	12·0	77·0	14·4	83·3
Von Quecksilber aufgenommen	52·7	41·3	52·3	57·6

Die hohen Goldverluste, die bei dieser Arbeitsweise eintreten, werden nicht durch das etwas gesteigerte Ausbringen des Silbers gedeckt, wie aus der folgenden Tabelle zu ersehen ist.

	S_2		S_4	
	Au	Ag	Au	Ag
Halt der Erze	58·0	120·0	31·0	220·0
Ausbringen	30·6	49·6	16·2	127·0
Nicht ausgebracht	27·4	70·4	14·8	93·3
	pro Tonne			
Im Werte von Kronen	95·50		55·98	
Wert der Edelmetalle im Erze	199·64		119·28	
	in Prozenten			
Nicht ausgebracht v. Werte	47·8		46·9	
Ausbringen dem Werte nach	52·2		53·1	

Durch entsprechende Wahl der Menge zuzusetzenden Kochsalzes, der Temperatur und des Zeitpunktes, in welchem der Zusatz erfolgt, wird es ohne Zweifel möglich sein, das Ausbringen besser zu gestalten; auch dürfte die Praxis günstigere Bedingungen für die chlorierende Röstung bieten, als der Laboratoriumsversuch in der Muffel, allein es zeigt sich dennoch klar, daß dieses nicht der Weg sein kann, auf dem zufriedenstellende Ergebnisse gefunden werden, was auch der Grund war, warum nicht mehrere derartige Versuche und unter verschiedenen Bedingungen ausgeführt wurden.

Da sich die oxydierend gerösteten Abbrände, wie Versuche zeigten, mit gasförmigem Chlor nach Plattners Methode¹⁷⁾ in irdenen, 1 kg fassenden Töpfen, wie sie

¹⁷⁾ Auf dem Boden des Gefäßes wurde vorerst aus Kieselgrauen eine Unterlage gebildet, die mit Quarzgries überdeckt das Bett für die schwach angefeuchtete Beschickung bildete, die sich in der Hand ballen lassen mußte, ohne diese zu benetzen. Durch den Schlauch, der zum Boden des Gefäßes

in Figur 3 ersichtlich sind, gut laugen ließen, und dabei ein Goldausbringen von S_1 86·3%, S_2 90·1%, S_3 92·8%, S_4 96·7% anzeigten, welche Zahlen durch das auf diese Weise gar nicht zu gewinnende Silber nur auf 80·3%, 83·9%, 87·1% und 81·0% vom Wert sinken, schien es nicht unangebracht, auch für die Siglitzer Erze die Chlorierung des Silbers auf nassem Wege zu versuchen. Das vom Chlorwasser gelöste Gold kann durch Quecksilber ausgefällt und von diesem aufgenommen werden, während das gebildete Chlorsilber durch die zugesetzten Eisenstückchen amalgamierbar gemacht wird, wobei gleichzeitig eine teilweise Zerkleinerung der Beschickung durch Aufreiben dem Ausbringen förderlich sein sollte.

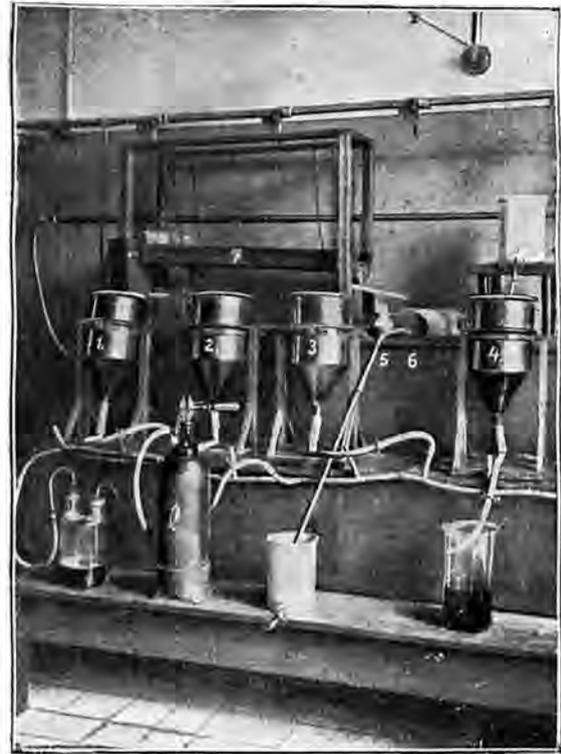


Fig. 3.

1, 2, 3 beim Chloreinleiten. 4 beim Aussüßen. 5 Quecksilberbeutelchen in der Eisenschale. 6 Destilliermuffel. 7 Stoßherd.

In dem auf diese Weise aus S_2 gewonnenen Amalgam befanden sich 93·1% des Goldes und 22·1% von dem vorhandenen Silber.

	Au	Ag
Halt der Erze	51·5	134·0
Ausgebracht	48·0	29·6
Nicht ausgebracht	3·5	104·4

fürhte, wurde aus einer Bombe Chlorgas eingeleitet, bis sich dessen Geruch an der Oberfläche der Füllung bemerkbar machte. Nach vierundzwanzigstündigem Stehen des bedeckten Gefäßes, wurde das Einleiten nochmals wiederholt und Tags darauf mit Wasser gründlich ausgesüßt, die Lauge eingengt und in Bleischalen zur Trockene verdampft, die dann angesotten wurden, um den erhaltenen König abzutreiben.

im Werte von $K 19.83$ oder 11.1% des Wertes an Edelmetallen, so daß das Ausbringen dem Werte nach 88.9% beträgt und 19.7% höher als bei der Amalgamation nach oxydierendem Rösten ist.

Obwohl bisher kein Verfahren ein so günstiges Resultat an Gold bei einem verhältnismäßig hohen Silberausbringen geliefert hat und zu bedenken steht, daß es durch Amalgamation unter gleichzeitigem Verreiben, wie es in den Pfannen erfolgt, noch gehoben werden könnte, trotzdem sich auch die Erze „R.“ ganz ähnlich dabei verhalten und ein Verfahren der vielen Übergänge und Zwischenstufen wegen sich auf beide Typen mit demselben Erfolg anwenden lassen muß, ist doch das Ergebnis kein für den Großbetrieb brauchbares zu nennen und diese Beurteilung wird noch gestärkt, wenn man bedenkt, daß die Ausführung verwickelt, die Zeitdauer lang und der Reagentienverbrauch recht bedeutend ist. Besonders bei den stark eisenhaltigen Abbränden der Siglitzererze würde der Chlorverbrauch keine geringe Rolle spielen.

Somit hat auch der letzte Versuch, ein besseres Ausbringen zu erzielen, keinen Erfolg gehabt, und es ist begreiflich, daß man zu einer Zeit, da man noch nicht über die nötigen hüttenmännischen Apparate verfügte, aus den Rathausergerenzen nur die knappe Hälfte gewinnen konnte, mit den Siglitzererzen aber überhaupt nicht wußte, was anzufangen. Da diese rohen Erze praktisch so gut wie gar kein Freigold halten, leuchtet es wohl ein, daß den Alten selbst reichere Erze, als es die vorliegenden sind, nutzlos erscheinen mußten, wenn sie nicht wenigstens einen Teil des enthaltenen Edelmetalles an Ort und Stelle durch Amalgamation, wie in der Einleitung beschrieben, gewinnen konnten, sondern die Erze erst zu ihrer Verwendung an die Hütte der „Lendter Handels-Companie“ auf einem 31 km langen Wege hätten transportieren müssen, auf einem Wege, wovon 7 km überhaupt nicht fahrbar waren und alle Lasten also in Körben auf Maultieren gesäumt werden mußten.

Auch heute würde eine Fracht der Erze oder Konzentrate zu einer der leistungsfähigen Hütten die Wirtschaftlichkeit des Betriebes bedenklich herabdrücken, wenn nicht Mittel und Wege gefunden werden, die Erze in unmittelbarer Nähe des Bergbaues nutzbringend ver-

arbeiten zu können. Freilich sind in unserer Zeit die Gefahren, die dem Wohlergehen des Werkes durch Transport-schwierigkeiten erwachsen könnten, nicht mehr so groß. Durch die unlängst eröffnete Tauernbahn ist das Erzrevier mit dem Eisenbahnnetz Mitteleuropas verbunden worden, so daß man nicht gezwungen ist, die Erze wie früher unter Abrechnung ganz unglaublicher Fracht- und Schmelzkosten einlösen zu lassen.

Auf der Höhe der Zeit stehende Hütten, wie z. B. die königl. sächs. Muldenhütten bei Freiberg, sind nun allerdings aus Konkurrenzrücksichten schon längst davon abgekommen, aus den Gefällen der alimentierenden Bergbaue ihre Remedien zu vergrößern und sie bei der Probenahme und Bewertung zu verkürzen. Andere, wie die kgl. ung. Schemnitzer Hütte, verteilen den Betriebsüberschuß jedes Jahres proportional unter ihre inländischen Erzlieferanten. Der Bergbau erhält also den wirklichen Wert seiner Erzeugung, abzüglich der Schmelzkosten und Manipulationsgebühren, die sich noch vor kurzer Zeit mit dem Werte des darin enthaltenen Arsens kompensierten, aber auch ohne dessen Berücksichtigung nicht über 14% bei den ärmsten Schliechen, bei solchen von mittlerem Gehalt nicht über 10 bis 12% ausmachten.

Da aber trotzdem noch die Frachtkosten schwer ins Gewicht fallen, — der Frachtsatz Bückstein—Freiberg beträgt $K 19$ — pro 1000 kg — wird es stets Sorge des Hüttenmannes sein, ein Verfahren für seine Erze zu finden, welches ihm gestattet, ohne die erwähnten Kosten und Abzüge zu arbeiten.

Es ist begreiflich, daß man sich in den Hohen Tauern die größte Mühe gegeben hat, die Schlieche an der Erzeugungstätte zu extrahieren, aber alle bisher versuchten Prozesse scheiterten an der Natur der Erze, die nicht wie im Transvaal, in Westaustralien oder in den Weststaaten Nordamerikas aus wenigen Mineralspezies bestehen, sondern eine ungemein komplizierte Zusammensetzung zeigen, wie dies aus den vorstehenden Analysen ersichtlich ist.

Ob und unter welchen Umständen und bis zu welchem Grade sich die vorliegenden Erze durch Cyanlaugerei mit größerem Vorteil entarmen lassen, wird Gegenstand einer weiteren Arbeit sein.

Die kärntnerische Eisenindustrie mit besonderer Berücksichtigung der Waidischer Eisenwerke und deren Hochofen als letzte Stätte der einst bedeutenden Roheisenerzeugung Kärntens.

Von Bergdirektor S. Rieger.

(Fortsetzung von S. 546.)

IV. Brennstoff und dessen Sicherung.

Zur Darstellung von Eisen war nebst den Erzen von allem Anfange an Feuerungsmaterial notwendig, welches die ausgedehnten Forste des waldreichen Landes geliefert haben.

Mit dem Fortschritte in der Eisenerzeugung verminderte sich die Zahl der Betriebsstätten; dafür wurden sie ausgedehnter. Mit der Vergrößerung stieg der Bedarf an Brennmaterial an ein- und derselben Stelle in dem Maße, daß er in den Wäldern der nächsten Um-