

hat man nur selten beim gewöhnlichen Abteufen in wasserreichem Gebirge aufzuweisen.

5. Leichtere Arbeit.

Sind die Arbeiter mit dem Abbohren nur einigermaßen vertraut, so muss diese Arbeit ohne Unfälle vor sich gehen, während beim Abteufen durch hereinbrechendes Gestein oder auf sonstige Weise erfahrungsmässig oft Verletzungen vorkommen.

6. Die Möglichkeit, jede Gebirgsschicht zu bewältigen.

Mit der Bohrung lassen sich sowohl die härtesten Gebirgsschichten, z. B. Feuersteinbauten, die in Belgien vielfach auftreten, wie auch andererseits Fliegeschichten durchdringen.

Im letzteren Falle werden provisorische Blechcylinder eingesetzt, um das Nachstürzen des Fliesssandes zu verhindern. Auch hat es gar keine Schwierigkeit, die Cuvelage selbst für die tiefsten Schächte stark genug herzustellen.

Aus Vorstehendem erhellt, dass sich das Abbohrsystem für alle Verhältnisse empfiehlt, namentlich aber für wasserreiche Gegenden, die dem gewöhnlichen Abteufen zu grosse Schwierigkeiten entgegensetzen. (Glück auf.)

Versuche über Gewinnung des Tellurs aus den Offenbányaer und Nagyáger Tellurerzen.

Von Anton Hauch, k. k. Districts-Probierer.

Die Nagyáger und Offenbányaer Tellurerze sind wegen des Gehaltes an dem seltenen und deshalb geschätzten Tellur gesucht.

Die Gewinnung des Tellurs aus diesen Erzen hat berühmte Chemiker beschäftigt; die von denselben aufgefundenen vorzüglichen Methoden beziehen sich indessen nur auf die Verarbeitung geringer Erzquantitäten. Eine Ausnahme macht Löwe's Methode, dieselbe ist jedoch kostspielig, denn sie beansprucht sehr viel concentrirte Schwefelsäure und zielt eben nur auf die Gewinnung des Tellurs ab.

Mit Rücksicht auf die Quantität der Nagyáger und Offenbányaer Tellurerze und auf die bereits eingetretene Verwendung des Tellurs, zur Erzeugung thermoelektrischer Batterien, welcher Verwendung manche andere folgen dürfte, wenn das Tellur in grösseren Quantitäten und zu billigerem Preise zu haben wäre, musste die Auffindung einer solchen Methode sehr wünschenswerth erscheinen, welche eine billige Gewinnung des Tellurs im Grossen aus jenen Erzen gestattet.

Dies war das Ziel der vom Verfasser durchgeführten Versuche.

Aus der Analyse der zur Verhüttung gelangenden Tellurerzgemenge ergab sich folgende Zusammensetzung derselben: Tellur, Gold, Silber, bedeutende Mengen an Quarz, kohlen-saurer Kalk, Mangan, und zwar in kohlen-sauren und Schwefel-Verbindungen.

Der Verfasser setzte sich im Interesse der billigen Tellurgewinnung zur Aufgabe, dass nur eine, und zwar eine billige Säure angewendet werden soll, um das Tellur und die übrigen Metalle in solche lösliche Verbindungen umzuwandeln, aus deren Lösung die Metalle leicht zu gewinnen sind.

Bei Feststellung der Methode war der Gehalt des Erzgemenges an Manganverbindungen massgebend.

Die nähere Untersuchung der Tellurerzgemenge ergab folgende Zusammensetzung: 30 bis 40% Quarz, 10 bis 20% kohlen-sauren Kalk, 15 bis 20% kohlen-saure und schwefelige Manganverbindungen, 5 bis 8% Bleiglanz, 1 bis 2 1/2% Kupferkies, 5 bis 8% Thonerde, 1 bis 4% Schwefelzink, wenig Kobalt, Nickel, Antimon, Arsenik; ausserdem Tellur, Gold und Silber.

Wenn das Tellurerzgemenge oxydirender Röstung unterworfen wird, verflüchtigt ein Theil des Tellurs mit einem Antheil des Goldes und kann durch Condensation des Röst-rauches dem Metallabgang begegnet werden.

Bei dieser Röstung übergeht das kohlen-saure Mangan-oxydal und das Schwefelmangan in Manganoxyd, das Schwefelmangan wahrscheinlich unter Miteinwirkung des Kalkes. Das Manganoxyd gibt unter Einwirkung von Salzsäure Chlor. Ein grosser Theil des Goldes wird durch die Röstung metallisch, so dass aus dem Röstgut 50% des Goldes durch Amalgamation gewonnen werden können.

Bei der Behandlung des Röstgutes mit verdünnter Salzsäure in hölzernen, mit Blei gefütterten und mit Rührvorrichtungen versehenen Gefässen, entwickelt sich in der ganzen Masse Chlor, welches die zu gewinnenden Metalle, mit Ausnahme des Silbers, in lösliche Verbindungen überführt.

Das überschüssige Chlor kann in Wasser geleitet und das chlorhaltige Wasser zur Auflösung des Tellurschlammes verwendet werden.

Aus der gewonnenen Lauge wird durch Schwefelsäure Gyps und schwefelsaures Bleioxyd herausgefällt.

Die Trennung der die Metalle aufgelöst enthaltenden Lauge von dem festen Rückstand mittelst Filtriren stösst auf Schwierigkeiten, weshalb man das Dekantiren anwenden muss.

Wenn man die reine Lauge, nach Ausfällung des Kalkes und Bleies mit Schwefelsäure, mit überschüssigem Eisenvitriol behandelt, so scheidet das Gold metallisch aus.

Wird das Gold anfiltrirt und die Lösung mit metallischem Zink behandelt, so fällt das Tellur als schwarzer Schlamm nieder.

Das ausgeschiedene Gold wird durch Einschmelzen mit Borax und Abtreiben gereinigt.

Wenn der Tellurschlamm mit salzsäurehaltigem Wasser ausgewaschen, rasch filtrirt, getrocknet und ohne jeden Zuschlag im Porzellantiegel eingeschmolzen wird, erhält man rohes Tellur, welches stets etwas Blei, Kupfer, Nickel und Antimon enthält.

Wenn man den Tellurschlamm zuvor in Chlorwasser löst, sodann lange Zeit mit Schwefelsäure behandelt, wird reines Tellur gewonnen und als solches eingeschmolzen.

Nach Entfernung des grössten Theiles des Goldes und Tellurs verbleibt Chlorsilber und etwas, in löslicher Form befindliches Gold in dem festen Rückstand. Behandelt man den feuchten Rückstand mit Eisenvitriollösung, so wird das Gold ohne Verlust in metallischen Zustand überführt.

Aus dem Rückstand kann dann das Silber und Gold durch Amalgamation gewonnen werden, vortheilhafter ist jedoch dort, wo es die Verhältnisse ermöglichen, die Verbleiung.

Bei dem Schlussversuch — bei welchem die Herren Michael Wenetschek und Oskar Oelberg mitwirkten — wurden 7 Kilogramm Tellurerz in Arbeit genommen, in welchem Erzquantum 21.25 Gramm Gold und 21.06 Gramm Silber enthalten waren.

Die oxydierende Röstung (im Muffelofen) nahm $1\frac{1}{2}$ Stunden in Anspruch, das abgekühlte Röstgut wog 6.498 Kilo, somit Röstverlust 0.502 Kilo oder 7.2%. Der Halt des Röstgutes wurde mit 21.175 Gramm Gold und 20.25 Gramm Silber bestimmt. Der Röstverlust beträgt demnach in Gold 0.075 Gramm oder 0.35%, in Silber 0.81 Gramm oder 3.87%. Von den 6.498 Kilo Röstgut wurden nur 6 Kilo der weiteren Verarbeitung unterzogen, in welchen somit 19.55 Gramm Gold und 18.70 Gramm Silber enthalten waren.

Die 6 Kilo Röstgut wurden langsam und unter stetigem Umrühren in ein Gemenge von 3 Liter Wasser, 2 Liter rohe Salzsäure (von 20° B.) und 0.3 Kilo concentrirter Schwefelsäure eingetragen. Lebhaftige Kohlensäure- und Chlorentwicklung fand statt, die Masse blähte sich und schäumte auf.

Nach 24 Stunden — in welcher Zeit oft umgerührt wurde — gab man 2 Liter Wasser dazu, das Ganze wurde gut untereinander gemischt, 2 Stunden zum Absetzen Zeit gelassen und sodann die — noch etwas trübe — Lauge dekantirt. Diese Auslaugung wurde dreimal wiederholt und die erhaltenen 10.5 Liter Lauge mit 2 Liter Eisenvitriollösung (von 25° B.) unter Umrühren behandelt. Das metallische Gold war in 24 Stunden vollkommen ausgefällt, und wurde zuvor durch Dekantiren, sodann durch Filtriren des Rückstandes von der Lauge abgeschieden, dann getrocknet, mit Blei eingeschmolzen, worauf durch Abtreiben 16.67 Gramm oder 82.2% reines Gold resultirten. Durch weitere Fortsetzung der Auslaugung könnte dieses Goldausbringen auf 90% erhöht werden.

Die vom Gold abgeschiedene Lauge wurde mit 2 Kilo rohem metallischen Zink versetzt. Das Tellur schied sich innerhalb 24 Stunden als schwarzer Schlamm ab. Darauf folgte Dekantiren, Filtriren des Rückstandes, Waschen mit wenig Salzsäure enthaltendem Wasser, Trocknung und Einschmelzung. Das Resultat war 30 Gramm rohes Tellur, d. i. 0.43% des in Arbeit genommenen rohen Erzes.

Die Hältigkeit der Erze an Tellur steigt mit ihrem Goldhalte.

Zur Ausfällung des Tellurs waren 210 Gramm Rohzink nothwendig, d. i. 3% des rohen Erzes.

Der mit wenig Eisenvitriollösung gemengte Rückstand wog 5.25 Kilo. Auslaugungsverlust 0.75 Kilo oder 12.5%. Dieser Rückstand enthielt noch 3.88 Gramm Gold und 17.00 Gramm Silber.

Aus der Lauge wurden gewonnen 16.07 Gramm Gold, hiezu im Rückstand 3.88 Gramm, macht zusammen 19.95 Gramm Gold. Verglichen mit dem oben, als der weitem Verarbeitung übergeben ausgewiesenen Goldinhalte von 19.55 Gramm, ergibt sich ein Goldzugang von 0.4 Gramm oder von 2%.

Silber enthielt das verarbeitete Röstgut 18.70 Gramm, der Rückstand 17.03 Gramm, somit Abgang 1.67 Gramm oder 8.9%.

Diese Differenzen können nur auf die Schwierigkeit der richtigen Probenahme aus solchen Erzgemengen zurück-

geführt werden, in welchen sehr hochhältige Theilchen vertheilt sind. Auch an sich ist die Probe bei Tellurerzen schwer richtig durchzuführen, denn man kann nicht immer die gleiche Hitze einhalten, und es tritt die Verflüchtigung von Edelmetallen mit dem Tellur stärker oder geringer ein, je nachdem das Erz mit dem Blei rascher oder langsamer eingeschmolzen und abgetrieben wird.

Dazu kommt noch, dass es von Einfluss ist, ob man mehr oder weniger Materiale zu dem Versuche nimmt. Nur wenn man mit grösseren Quantitäten arbeitet, kann mit Sicherheit nachgewiesen werden, ob im Vergleiche zu der Probe Zu- oder Abgang resultirt.

Wenn das Tellur einen grösseren Kreis für seine praktische Verwendung gewinnt, kann die besprochene Methode, welche dessen Gewinnung im Grossen ermöglicht, einen nicht unbedeutenden Einfluss auf die Prosperität des Nagyáger und des Offenbányaer Bergbaues üben. („Bányászati és kohászati lapok.“)

Concentrirschwinge, Patent Frue.

(Mit Fig. 1 und 2 auf Taf. X.)

Dieser zur Concentration feinerer Mehlsorten bei der Erzaufbereitung bestimmte Apparat ist ein stetig wirkender Plachenherd, welcher ganz ähnlich demjenigen eingerichtet ist, der in Rittinger's „Aufbereitungskunde“ pag. 440 beschrieben und in dem zugehörigen Atlas auf Taf. XXIV in Fig. 221 abgebildet ist.

Neu ist jedoch bei Frue's patentirter Concentrirschwinge, dass der Plachenherd auch eine seitlich schaukelnde (oscillirende) Bewegung erhält, womit man die Bewegung der alten californischen Schaukelwiege oder der Waschsüssel nachzuahmen suchte, was allerdings den Verlauf des Processes wesentlich beeinflusst.¹⁾

Das äussere Gestelle A (Fig. 1 und 2, Taf. X) ist aus solidem Holze gearbeitet, auf ihm ruht der innere Schwingrahmen B, welcher den oberen Theil der endlosen Plache C trägt. An beiden Enden des Schwingrahmens sind eiserno Haken D eingebolzt, welche die Spindeln der zwei Endwalzen E' und E'' einfangen und sie in ihren Lagern R durch die Bewegung des Schwingrahmens hin und her schieben. An der Aussen Seite des Hauptrahmens A sind die Lager für die Spindel G und die Schwungräder H angebracht. Diese Spindel ist mit drei Zapfen für $1\frac{1}{4}$ bis $2\frac{1}{2}$ Centimeter Hab versehen. Die Verbindung zwischen der Kurbel G und dem Schwingrahmen B wird vermittelt dreier kurzer Metallzapfen I bewerkstelligt. Die endlose Plache C ist aus Kautschuktuch verfertigt, $1\frac{1}{4}$ Meter breit und etwa $8\frac{1}{2}$ Meter (wovon $3\frac{3}{4}$ Meter auf die obere oder arbeitende Fläche kommen) lang, und sind deren äussere Ränder auf ihrer ganzen Länge mit einer hinlänglich hohen Einfassung von elastischem Kautschuk versehen, um das Ueberspritzen des Waschgutes und Wassers zu verhindern. Ihre Längenbewegung erhält die Plache durch die Triebwalze K, welche andererseits durch einen kleinen Kautschukriemen mit der vorderen Endwalze E' in Verbindung

¹⁾ Die Concentrirschwinge nähert sich hiedurch in der Wirkung bis zu gewissem Grade auch dem Kehrherd.