

METALL UND ERZ

Schriftleitung: Prof. Dr.-Ing. A. Grumbrecht, Clausthal, Bergakad

für den wirtschaftlichen Teil: Georg Birk, Berlin W 15, Sätzow-Str. 80/90 (Fernruf: 225856)

38. Jahrgang

I. Aprilheft 1941

Heft 7

Die Zyanlaugung der komplexen Arsen-Golderze aus den Gängen des Sonnblickmassivs der Hohen Tauern

Von Oberbergrat Dr.-Ing. Dipl.-Ing. Karl Imhof ME, Salzburg-Parsch

Die Arsen-Golderze der Hohen Tauern-Gänge galten lange Zeit als unlaugbar. Es wird gezeigt, wie diese Erze vorkommen und zusammengesetzt sind und wie sie ohne Anwendung ergänzender und komplizierter Verfahren bei Einhaltung der richtigen Wasserstoffionenkonzentration der Trübe mit vollem Erfolg gelaugt werden können.

Metall & Erz brachte im vergangenen Jahre unter dem Abschnitt „Metallurgie“¹⁾ einen von Professor V. Tafel verfaßten interessanten Auszug aus dem 34. Bericht der metallurgischen Abteilung des Bureau of Mines über die Arbeiten des Jahres 1939. Von den wichtigeren angeführten Arbeiten interessiert hier die klare Darstellung über Behandlungsmethoden für Arsen-Golderze (Retreatment methods for arsenical gold ores).

Die Sachbearbeiter kommen zum Schluß, daß sich die meisten As-Au-Erze „bekanntlich nicht direkt laugen lassen“, daß die schädliche Wirkung des Realgars als Zyanidfresser in der hohen Löslichkeit des S beruhe, während die schädliche Wirkung von As, vor allem in $\text{Ca}(\text{OH})_2$ -armen Lösungen, so gering sei, daß sie kaum in Betracht falle; sie steige indessen mit Zunahme der Alkalität. Des weiteren gehe bei einem As-Gehalt von über 0,3% die Wirkung der Zyanidlösung zurück, und zwar um so mehr, je höher der As-Gehalt sei. Es wird als notwendig erachtet, die As-Fe-S-haltigen Au-Erze abzurösten, aber so, daß die As- und S-Dämpfe vollständig und möglichst rasch vom Röstgut getrennt werden, um ein reines Produkt zu gewinnen, dessen Au-Teilchen nicht durch einen Überzug vor der Einwirkung des Zyanids geschützt sind, wie das der Fall ist, wenn das Au während eines Teiles der Röstdauer mit den As-Dämpfen in Berührung bleibt. Die Versuche wurden auch mit synthetischen Au-As-Fe-Erzen durchgeführt, die eindeutig ergaben, daß bei gut oxydierender Röstung eine gute Au-Ausbeute erzielt wurde, daß aber nach ungenügender Röstung vor der Laugung eine Behandlung mit verdünnter H_2SO_4 vorgenommen werden mußte. Bei Verwendung einer sauren Kochsalzlösung konnte ein Ausbringen von mehr als 95% erzielt werden.

Diese Darstellung veranlaßt mich, hier die Ergebnisse von Laugungsversuchen niederzulegen, die ich vor 20 Jahren im Laboratorium des von mir neu ins Leben gerufenen Goldbergbaus der Gewerkschaft Rathausberg in Bockstein in größerem Maßstab durchführte, nachdem vorangegangene Versuche mit unseren Erzen im Laboratorium einer großen Versuchsanstalt in den Jahren 1913/14 nur zu recht mäßigem Goldausbringen geführt hatten und gemäß Versuchsbericht die Schliche (Konzentrate) von AsFeS und FeS_2 wegen außergewöhnlich hohen Kaliumzyanidverbrauches (20 kg KCN/t Erz) als überhaupt nicht laugbar betrachtet wurden.

Auch Dr. Sterner-Rainer hatte im Jahre 1913 eine große Serie von Laugungsversuchen im Hüttenmännischen Institut der Kgl. Sächs. Bergakademie zu Freiberg durchgeführt und seine Ergebnisse in ausführlicher Studie

veröffentlicht²⁾. Er kommt zu dem Schluß, daß sich die Anwendbarkeit des Laugungsprozesses auf die Aufbereitungsabgänge, die von den zyanfressenden Metallsulfiden genügend entarnt seien, beschränke.

Der Charakter der Tauern-Golderze.

Die Genesis der im Granitgneis aufsetzenden posttektonischen Gänge des Tauern-Reviers, die auch eine unterstützende Klärung durch die geologischen Aufnahmen während des Baues des Tauern-Tunnels erfuhr, soll in einem späteren Aufsatz erörtert werden, jedoch soll hier bereits festgestellt werden, daß die Erze recht komplexer Natur sind, schon deshalb, weil sie nicht einer aszendenden Thermenphase angehören, sondern mehreren Phasen, die durch eine stärkere Bewegung längs der bestehenden Gänge voneinander getrennt sind. Neu aufsteigende Thermenlösungen resorbierten teilweise bereits vorhandene Erze und setzten an deren Stelle neue Erze, die das bereits vorhanden gewesene Gold übernahmen, was einer Wanderung des Goldes von einem in das andere Erz gleichkommt. So kam es, daß auch jüngere Erze, wie z. B. Kupferkies, Bleiglanz und Zinkblende, die in neu aufgerissenen jüngeren Gängen nur mehr Spuren bis max. 4 g Au/t halten, also jedenfalls veränderten und goldärmeren hydrothermalen Exhalationen entstammen, in den gleichzeitig mitbewegten alten Gängen durch Verdrängung von Pyrit, Arsenkies und Glanzkobalt das bereits im Pyrit und Arsenkies enthalten gewesene Gold übernahmen und deshalb Goldgehalte bis mehr als 20 g/t aufweisen.

Über die ältere und jüngere Erzgeneration und die Goldverteilung in den Erzen berichtet Dr. H. Michel³⁾, Wien, auf Grund seiner eingehenden erzmikroskopischen Untersuchung der ganzen Gangfüllung vom Liegenden bis zum Hangenden und schafft neue Erkenntnisse in genetischer Richtung.

Prof. Dr. A. Tornquist⁴⁾, Graz, setzte die erzmikroskopischen Untersuchungen systematisch und eingehend fort und zeigt an Mikrobildern den Vorgang der Verdrängung älterer Erze durch die Erze der jüngeren Phasen. Er teilt die lang andauernde Erzbildung in sieben

2) Zyanlaugerversuche mit Golderzen der Hohen Tauern; Österr. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen 1913, Nr. 33/35 und 37/38.

3) Die goldführenden Erze des Siglitz-Pochhart-Erzwieser-Gangzuges in den Hohen Tauern; Tschermaks Mineralogische und Petrographische Mitteilungen, Band 38, 1925.

4) Vererzung und Wanderung des Goldes in den Erzen der Hohen-Tauern-Gänge; Sitzungsberichte der Akad. d. Wiss., Wien, Mathemat.-naturw. Klasse, Abt. I, Band 142 (1933) 1. und 2. Heft.

1) Metall & Erz 37 (1940) S. 316.

Phasen auf, deren letzte als neu in die Gänge eingetretene Metalle Blei, viel Silber und wenig Antimon neben Kalzit als Gangart brachte. Die Anwesenheit dieses aszendenden Kalzits bedeutete den Abschluß des Vererzungsvorgangs

In ausgezeichneter tabellarischer Zusammenfassung sind die nicht einfachen Vorgänge klar dargestellt.

Die ältesten Erze, die nach der erfolgten tektonischen Gangbildung zuerst eingetreten waren, führen das meiste Gold, so der zuerst mit dem Quarzgel als Gangart eingedrungene isotrope Pyrit (FeS_2) sattgelber Farbe mit gediegenem Gold und Argentopyrit ($AgFe_3S_5$). Torquist erkannte nun erstmals den ebenfalls gleichzeitig abgesetzten lichtgelben Schwefelkies als anisotropen Pyrit, der das Gold in molekulardispenser Form enthält. Als zweites sehr goldreiches Erz folgte der Arsenkies ($AsFeS$), untergeordnet begleitet von Glanzkobalt ($CoAsS$), Linneit (Co_3S_4), Rammelsbergit ($NiAs_2$) und Gersdorffit ($NiAsS$). Das Gold ist im Arsenkies nie sichtbar; es ist molekulardispers verteilt. Rutschstreifen in verschiedenen Richtungen und Pyrit- und Arsenspiegel auf diesen beiden ältesten Derberzen beweisen eine nun neuerlich aufgetretene große Bewegungsphase längs der bestehenden Gangspalten, während deren Dauer typischer blaugrauer Gangquarz als Gel mit gediegenem Gold unter teilweiser Resorption von Pyrit, Arsenkies und Glanzkobalt abgeschieden wurde.

Damit war die Phase der alten Erzgeneration abgeschlossen und es folgte nunmehr mit Beendigung der Gangbewegungen unter Ausscheidung von Siderit, kristallinem Quarz und Kalzit das Eindringen der jüngeren Erzgeneration: Magnetkies ($Fe_{11}S_{12}$), Kupferkies ($CuFeS_2$), Zinkblende (ZnS), Bleiglanz (PbS) und untergeordnet Tennantit ($3Cu_3AsS_3 + CuFe_2As_4$), Wismutglanz (Bi_2S_3), Jordanit ($4PbS \cdot As_2S_3$), Argentit (Ag_2S) und Boulangerit ($Pb_5Sb_4S_{11}$).

Die Erze dieser jüngeren Generation zeigen, wie schon Michel beobachtete, keine Spuren von Bewegungen mehr; sie sind goldarm und ergeben nur, wie bereits erwähnt, in der Vergesellschaftung mit Erzen der alten

Generation dort höhere Goldgehalte, wo durch Verdrängung von Pyrit Gold aus der alten Erzgeneration übernommen wurde. In Gängen, die offenbar anlässlich dieser zweiten großen Bewegungsphase neu entstanden, wie z. B. der Kniebeiß-Gang und zwei Gänge beim Wasserfall und auf der Pyrkers-Höhe in Badgastein, deren Ausbisse bei Fundierungsarbeiten freigelegt waren, heute aber überbaut sind, fand sich kein Arsenkies mehr vor, sondern nur mehr die Serie der jungen Erze, meistens Bleiglanz und Kupferkies, seltener Molybdänit, welche Derberze nur mehr Spuren von Gold bis max. 4 g/t führten. Dabei war der Silbergehalt dieser jungen goldarmen Erze immer relativ hoch und betrug das 30- bis 300fache des Goldgehalts, während die alten goldreichen Erze, $AsFeS$ und FeS_2 mit dem eingebetteten SiO_2 , deren Goldgehalt im Mittel 34 g/t beträgt, im allgemeinen nur das Drei- bis Sechsfache ihres Goldgehalts an Silber führten.

Meine nach den ersten bedeutenderen Aufschlüssen in den Gängen vertretene Ansicht, daß die Erze primären Charakters seien und daß weder Beobachtungen noch Analysen auf deszendente Zementation in den hochgelegenen Bergbauhorizonten des Mittelalters oder gar unserer heutigen Zeit schließen lassen, wurde durch die angeführten Arbeiten der beiden Forscher vollauf bestätigt. Eine an Tiefe ganz unbedeutende deszendente Zementation ist wohl von mir nachgewiesen worden, jedoch übereinstimmend mit einer Nachricht des griechischen Schriftstellers Strabon (60 Jahre vor bis 20 Jahre nach unserer Zeitrechnung), der über die Tauern berichtete, nur für eine Tiefe von 0,5 bis 5 m unter der Tagesoberfläche (nach Strabon 2 bis 15 Fuß).

Die Adelsverteilung und der Gehalt der Erze.

In den meistens 0,6 bis 1,4 m mächtigen Gängen, deren Durchschnittmächtigkeit vom Hangend- zum Liegendblatt sich mit 0,99 m ergab, lassen sich deutlich drei verschiedene Gangmassenkategorien erkennen:

- die Derberze mit 34,0 g Au/t,
- „ Pochgänge „ 4,0 g Au/t und
- „ Friktionsprodukte „ 0,5 g Au/t.

Die angeführten Gehalte des Adels, der Derberze und Pochgänge, ergaben sich als Mittel aus vielen Proben und Analysen. Warum die Friktionsprodukte auch noch die sicher feststellbaren Halte von 0,5 g Au/t aufweisen, ist neben anderen wichtigen und für das Revier charakteristischen Ziffern und Feldortbildern im Adelsgesetz⁵⁾ des näheren begründet.

Der Adel erscheint beim Stollenvortrieb (an der Brust besonders schön sichtbar) oft am Hangenden, oft am Liegenden, auch an beiden Blättern oder auch in der Gangmitte, je nach dem Verlauf der stärksten bei der Gangbildung erzeugten Zermalmungszonen, die auf dem Weg der Metasomatose zu Erz umgebildet wurden. Er streicht dann also bei Betrachtung der Stollenfirste schräg vom einen zum anderen Gangblatt über.

Das Durchschnittsbild in Abb. 1 zeigt unter Angabe der Mächtigkeiten, Gehalte, spezifischen Gewichte Δ und Gewichte G , projiziert auf 1 m² Gangfläche, die Verteilung des aus den Derberzen und Pochgängen bestehenden Adels und der Friktionsprodukte zwischen den beiden Gangblättern.

In den säulen- oder großlinsenförmigen Adelsvorstößen läßt sich dieses Durchschnittsbild des 0,69 m mächtigen Adels vom durchschnittlichen spezifischen Gewicht $\Delta = 2,94$ und einer Schüttung von 2,00 t/m² Gangfläche immer wieder feststellen. Eine Serie von Analysen dieses Adels in den Gängen der Siglitz im Naßfeld ergab folgende Mittelgehalte:

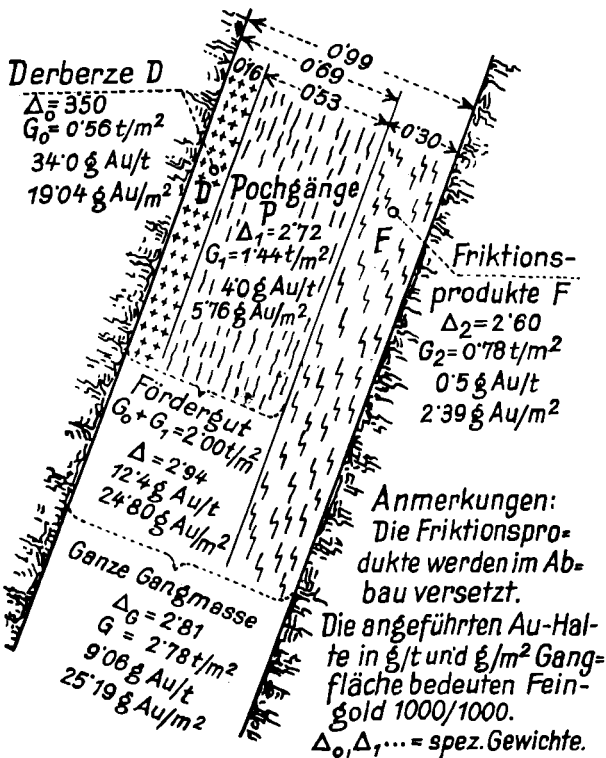


Abb. 1. Die Adelsverteilung in den vererzten Zonen der Gänge. M. 1 : 30.

5) K. Imhof, Das Adelsgesetz für das Goldfeld der Hohen Tauern im Sonnblickmassiv; Berg- u. Hüttenmänn. Jahrbuch 82 (1934) Heft 1.

Au	12,4 g/t
Ag	50,0 g/t
SiO ₂	68,5 %
S	5,3 %
As	3,3 %
Pb	0,3 %
Cu	0,1 %
Zn	0,1 %
Fe	6,2 %
Al ₂ O ₃	11,8 %
CaO	1,0 %
MgO	1,2 %
	97,8 %
Rest	2,2 %

(O₂ und Spuren von Sn, Co, Ni, Sb als seltene Metalle).

In dem eingangs angeführten Bericht des Bureau of Mines wird ein hoher Schwefelgehalt als der Laugung schädlich festgestellt und des weiteren angegeben, daß die Wirkung der Zyanidlösung bei Gehalt von mehr als 0,3 % As um so mehr zurückgehe, je höher der Arsengehalt sei.

Nun zeigen schon die Durchschnittserze der Tauerngänge 5,3 % S und 3,3 % As, die Schliche (Konzentrate) aber noch viel höhere Halte, im Mittel 20 % As und 31 % S. Wie sie trotzdem bei richtiger Wahl der Wasserstoffionenkonzentration und Rührgeschwindigkeit erfolgreich gelaut werden konnten, zeigt der Abschnitt „Laugungsversuche“ mit den Tafeln 1 u. 2.

Die frühere Verarbeitung der Erze.

Da man also noch während des Weltkrieges der Ansicht war, daß diese Erze nicht laugbar seien, wurde im Jahre 1917 die von den Krupp Gruson-Werken gelieferte große Versuchs-Aufbereitungsanlage für nasse Behandlung der Erze durch Verpochung, Amalgamation und Schlicherzeugung mit Sortierung auf Krupp-Gruson- und Ferraris-Herden unter Repetition der Mittelprodukte errichtet. Diese Versuchsaufbereitung für einen täglichen Durchsatz von 25 bis 26 t Durchschnittserz wurde mit Unterbrechungen betrieben, und es wurden im ganzen erzeugt: 237 kg Au, 1147 kg Ag, 746 t As, 1199 t S, 102 t Pb.

Das Ausbringen an Metallen und Metalloiden war aber ein recht mäßiges, für Ag, As, S und Pb 63 bis 75 %, für Au 68 % (einschließlich des Amalgamgoldes). [Nach R. Canaval⁶⁾ haben es unsere Vorfahren mit den Tauererzen bis zu einem Ausbringen von nur 47 % des Goldes gebracht.]

Im Naßfeld wurden auf den Herden nach vorangegangener Amalgamation der Pochtrübe für die Gewinnung des grobkörnigen Goldes eigentlich drei Schlichsorten abgetrennt: der am weitesten ausgetragene Bleiglanzschlich mit jenen groben Goldkörnern, die der Amalgamation entgingen; anschließend der goldreiche Arsenschlich, dann der etwas goldärmere Pyritschlich. Die Mittelprodukte wurden repetiert. Da jedoch der Bleiglanzschlich nur in kleiner Menge anfiel, wurde er praktisch gemeinsam mit dem Arsenschlich abgefangen, so daß nur zwei Schlichsorten, die natürlich auch nie scharf trennbar waren, im ungefähren Verhältnis 1:4 aufgefangen wurden.

Der gesamte Schlichfall betrug 11 bis 12 % der Erzaufgabe. Die beiden nicht klassierten Schlichsorten rollten zur staatlichen Hütte Freiberg (Sachsen) zur hüttentechnischen Verarbeitung.

Aus 1200 t Schlich einer regelmäßigen Verarbeitungsperiode ergaben sich nachstehende durchschnittliche Gehalte:

	Arsenschlich	Pyritschlich	Gesamtschlich
	Gewichtsverhältnis 1 : 4		
Au	55 g/t	37 g/t	41 g/t
Ag	482 „	160 „	224 „
As	33 %	17 %	20,2 %
S	26 „	32 „	30,8 „
Pb	5 „	1 „	1,8 „
Cu	—	0,5 „	0,4 „
Fe	32 „	33 „	32,8 „
Zn	—	1 „	0,8 „
CaO	Spur	2 „	1,6 „
SiO ₂	3 %	12 „	10,2 „
Seltene Metalle	1 „	—	0,2 „
	100 %	98,5 %	98,8 %

Rest: Al₂O₃, MgO.

Die Laugungsversuche.

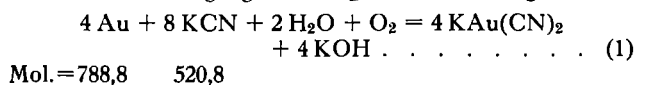
Zuerst wurde mit einer größeren Anzahl Vorversuchen begonnen, die dartun sollten, ob man auf dem Wege der Sickerlaugung, Luftrührlaugung oder rein mechanischer Rührung und ohne Zuhilfenahme von Hilfsprozessen, wie etwa Röstung mit Säurebehandlung od. dgl., zum Ziel gelangen kann. Daß die Mahlfeinheit eine große Rolle spielen werde, war angesichts der sehr feinen Verteilung des Goldes im Arsenkiefer vorauszusetzen. Die mit einer Erzaufgabe verschiedener Siebgröße vorgenommenen Parallelversuche lehrten, daß eine Mahlfeinheit von < 250 Maschen/1“ engl. erwünscht ist; das sind rund 100 Maschen/cm, was einer lichten Maschenweite von 0,07 mm entspricht.

Die Vorversuche ergaben des weiteren, daß Sickerlaugung ganz außer Betracht fällt. Bereits etwas zufriedenstellendere Ergebnisse hatte die Luftrührlaugung und auch die reine Rührlaugung ohne besondere Luftzufuhr, bei der der Kaliumzyanidverbrauch, bezogen auf 1 t Aufgabe, am kleinsten wurde, was die späteren Erfahrungen ganz erklärlich erscheinen ließen.

Schon während der Durchführung dieser Vorversuche wurde erkannt, daß die Erztrübe saure Reaktion zeigte und auch bei Rührlaugung ohne besondere Luftzufuhr trotz vorangegangener Neutralisierung mit Kalk oder Kalilauge stets rasch wieder sauer wurde, weshalb der Laugungseffekt nie voll befriedigend und selten ein Ausbringen von mehr als 80 % des aufgegebenen Goldes erzieltbar war.

Von der allgemein bekannten Neutralisierung mit Kalk wurde nun reichlich Gebrauch gemacht, wobei sich ergab, daß ein größerer Überschuß und damit verbundene Alkalität der Trübe den Kaliumzyanidverbrauch erheblich erhöhte, ohne daß dieser Mehrverbrauch der Lösung des Goldes zugute gekommen wäre. Und da schließlich trotz Zugabe von Kalkmengen bis 2 kg/t Erz und mehr zu Beginn der Laugung nach zwölfstündiger Rührung die Trübe unter erhöhtem Kaliumzyanidverbrauch gelegentlich wieder sauer war, ohne daß das Goldausbringen auch nur 80 % erreicht hätte, wurde es klar, daß vorerst noch unbekannte Zyanfresser vorhanden sind oder während des Rührprozesses entstehen müssen.

Nach M. v. Uslar und G. Erlwein⁷⁾ war es längst bekannt, daß Gold von Zyankalium in das Doppelsalz KAu(CN)₂ übergeführt wird, und Elsner⁸⁾ erkannte schon 1844, daß unter Mitwirkung des Luftsauerstoffs der Lösevorgang nach folgender Gleichung eintrete:



6) Das Bergbauterrain in den Hohen Tauern; Jahrb. d. naturhist. Landesmuseums von Kärnten, XXIV. Heft, Klagenfurt 1896.

7) Zyanidprozesse zur Goldgewinnung; Verlag Wilh. Knapp, Halle (Saale) 1903.

8) Z. f. prakt. Chemie 37 (1844) S. 133.

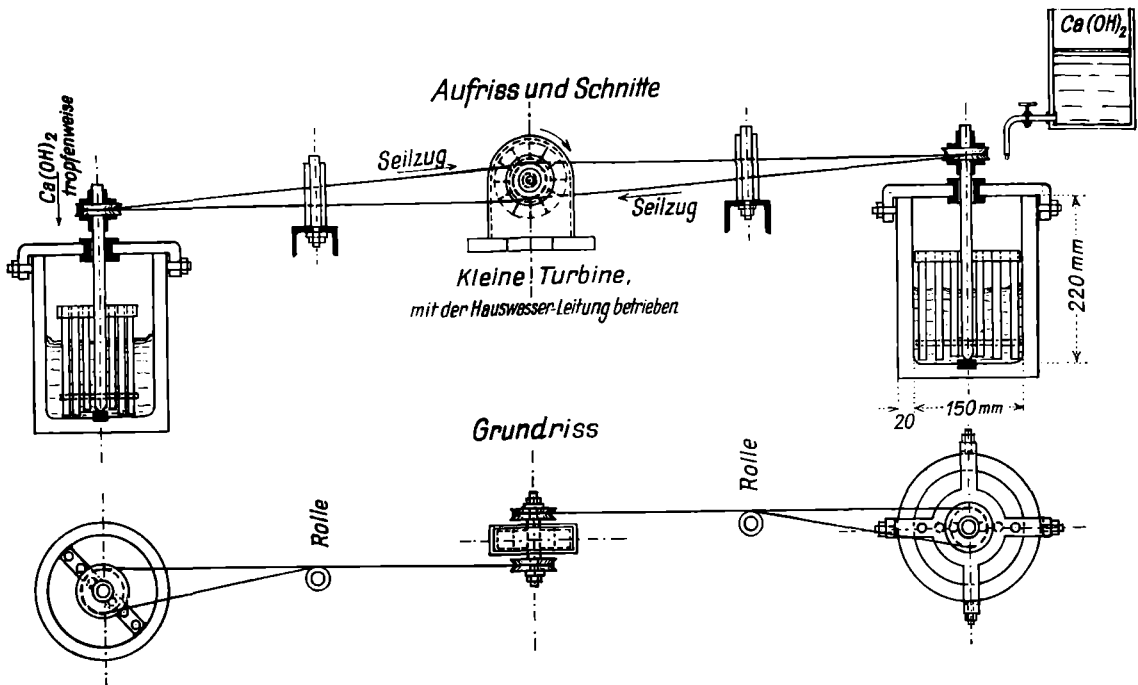
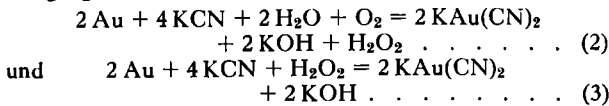


Abb. 2. Laugungsapparat für gleichzeitig laufende Doppelversuche. M. 1 : 10.

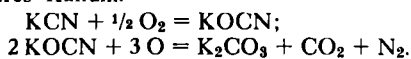
Bei ungestörtem Verlauf der Reaktion würden daher zur Lösung von 1 g Au = $\frac{520,8}{788,8} = 0,66$ g KCN notwendig sein. In der Praxis wird dieser Verbrauch angesichts des immer vorhandenen Silbers und der zyanfressenden Sulfide sowie des erzeugten und aus der Luft übertretenden Kohlendioxyds um das Vielfache überschritten. Bodländer⁹⁾ stellte fest, daß sich die Lösungsgleichung nicht genau nach Gl. 1 gestalten, sondern daß sie aus zwei Vorgängen bestehe:



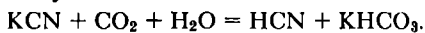
R. Borchers¹⁰⁾ macht aber darauf aufmerksam, daß das Endergebnis wieder genau dasselbe ist wie in Gl. 1, denn die Addition der Gl. 2 u. 3 führt genau wieder zur Elsnerschen Gl. 1.

Aus der Elsnerschen Gleichung geht hervor, daß zur Lösung des Goldes Sauerstoffzufuhr nötig ist. Das bewies auch Bodländer durch den Versuch, indem eine Kaliumzyanidlösung, die mit ausgekochtem, also entlüftetem Wasser hergestellt wurde, nicht einmal feinverteiltes Gold zu lösen vermochte, während lufthaltige Kaliumzyanidlauge sogar zusammenhängendes Blattgold binnen kurzer Zeit löste.

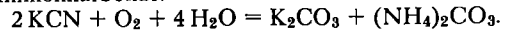
Wie aber die Erfahrung ergab, hat man sich in der Zufuhr von Sauerstoff (Luft) sehr zu beschränken, denn der Sauerstoff bewirkt in mehrfacher Weise bedeutende Kaliumzyanidverluste. Nach H. Hildebrandt¹¹⁾ führt er das Zyankalium über in zyan-saures und schließlich kohlen-saures Kalium.



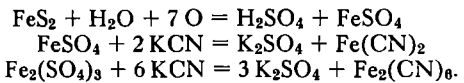
Das entstandene Kohlendioxyd wirkt sofort wieder und bildet Zyanwasserstoff:



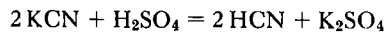
Nach V. Tafel¹²⁾ führt der freie Sauerstoff auch zu Ammonkarbonat:



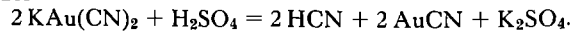
Durch lebhaftere Sauerstoffzufuhr werden die weitgehend aufgeschlossenen Kiese rasch oxydiert und bilden Schwefelsäure und Ferrosulfat und durch weitergehende Zersetzungen Ferrisulfat, was wieder zu Zyanidverlusten führt:



Die bei der ständig vor sich gehenden Oxydation der Erze entstehende Schwefelsäure wirkt aber auch un-mittelbar:

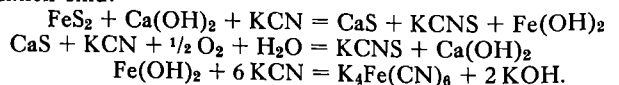


oder

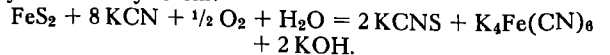


Daneben laufen noch weitere Reaktionen, und es ist deshalb verständlich, daß die Trübe nicht sauer werden darf.

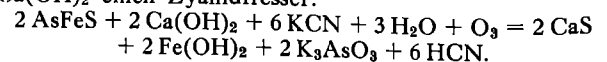
Mit der stark alkalisch gemachten Trübe führten die Versuche aber ebenfalls zu durchaus unbefriedigenden Laugungsresultaten, was schließlich angesichts der erheblichen Anzahl ablaufender Reaktionen, die durch Einwirkung des Alkali in Gegenwart der Kiese in der Lauge möglich waren, verständlich wurde. Und auch hier war bedeutendere Sauerstoffzufuhr vom Übel. Die hauptsächlichsten Einwirkungen auf Pyrit in Gegenwart von Kalkmilch sind:



Daneben tritt noch die direkte Wirkung von Kaliumzyanid auf Pyrit ein:



Auch der Arsenkies bildet in Gegenwart von Ca(OH)₂ einen Zyanidfresser:



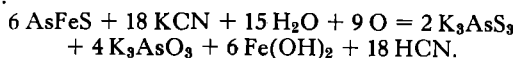
12) Lehrbuch der Metallhüttenkunde; Verlag Hirzel, Breslau 1927.

9) Z. angew. Chemie 1896, S. 583.

10) Fortschritte der Edelmetallurgerei; Verlag Wilh. Knapp, Halle (Saale) 1913.

11) Lehrbuch der Metallhüttenkunde; Verlag Dr. Max Jänecke, Hannover 1906.

CaS und Fe(OH)₂ setzten sich wieder um wie oben. Die direkte Wirkung von KCN auf Arsenkies kommt dazu:



Trotzdem die Serie der zyanidfressenden Reaktionen hiermit nicht etwa abgeschlossen ist, führte die Betrachtung dieser Umsetzungsprozesse dazu, neue Versuche mit Laugen verschiedener Stärke (3 bis 4,5 ‰), die dauernd möglichst neutral zu halten waren, zu unternehmen. Es war anzustreben, sich während des ganzen Laugungsprozesses von der p_H-Zahl 7, der Meßzahl für die Wasserstoffionenkonzentration reinen Wassers, möglichst wenig zu entfernen, eine Aufgabe, die angesichts der Eigenschaft der komplexen Erze mit hohem Schwefel- und Arsengehalt, immer wieder sauer zu werden oder durch Zugabe von Kalk wieder ins Gegenteil umzuschlagen, anfänglich nicht einfach erschien, bis die Lösung mit der Versuchsanordnung (Abb. 2) praktisch zufriedenstellend gefunden wurde, indem aus einem über dem Laugebottich aufgestellten Gefäß ein mittels Regulierhahns genau einstellbarer dauernder Zufluß von Kalkmilch, hier tropfenweise, bewirkt werden konnte.

Als Antrieb der aufgestellten beiden Rührapparate, die aus 20 mm dickem Glas bestanden, um den Rührprozeß gut verfolgen zu können, diente eine kleine, selbstverfertigte Turbine, die an die Wasserleitung angeschlossen war und die tagelang ständig laufen konnte; ihre Umdrehungszahl war durch Einstellung der zugeführten Betriebswassermenge regulierbar.

Die nun in regelmäßigen Serien vorgenommenen Versuche wurden, parallel laufend, doppelt ausgeführt, um Fehlerquellen auszuschließen, d. h. auf mögliche Fehler aufmerksam zu werden. Das Trübenverhältnis wurde 1 : 1 gewählt, d. h. auf 1 kg aufgegebenes Erzgut wurde 1 kg KCN-Lauge zugegeben. Eigene Sauerstoffzufuhr erwies sich als unnötig, da die wirbelnde Trübe genügend O₂ aus der Luft zur Befriedigung der Lösungsgleichung aufnahm.

Die Aufgabe (Erze, Schliche, Schlämme) wurde wieder auf Grund der bisherigen Erfahrungen auf Sieb 250 (engl.) = 100 Maschen/cm gerieben, dann mit großer Sorgfalt wiederholt gemischt und gevierteilt, um Probemengen von jeweils rund 20 kg mit absolut gleichmäßiger Gold-Silber-Verteilung zu erhalten.

Die dokimastische Edelmetallanalyse, die wegen des großen Arsengehalts ebenfalls besonders vorsichtig vorzunehmen war, war im Laboratorium in Bockstein längst auf sichere Basis gestellt worden. Versuche hatten ergeben, daß beim Abrösten der vorliegenden Erze vor deren Einschmelzung mit anwachsender Temperatur erheblich anwachsende Goldverluste auftraten. Das Abrösten war aber nötig, um gut zusammenhängende, nicht spröde und öfters in der Schlacke verteilte Bleikönige zu erhalten. Das Abrösten hatte daher durch mehrere Stunden bei gelinder Temperatur zu erfolgen, die zwischen 350° und 400° zu halten war.

Der Beweis für die Richtigkeit gleichmäßiger Goldverteilung im eingesetzten Erz und für die Verlässlichkeit der Analyse wurde für jede Versuchsserie dadurch erbracht, daß die Probenreste nach Durchführung der Versuche nochmals analysiert wurden.

Die Bestimmung der Laugenstärke erfolgte auf dem bekannten Weg der Titration mit $\frac{1}{10} n \text{AgNO}_3$.

Zur Feststellung des Ausbringens von Gold und Silber wurde jeweils der Gehalt der Laugungsrückstände bestimmt und zur Kontrolle überdies ein Teil der Goldlauge eingedampft und Silber und Gold bestimmt.

Die Versuchsserien wurden mit verschiedener Laugenstärke und mit einer Laugungsdauer von 24 h bis herunter auf 6 h so durchgeführt, daß jeder Versuch bei gleichzeitiger Rührung als Doppelversuch lief (Abb. 2). Diese Anordnung ließ die wenigen aufgetretenen Zufallsfehler beim Laugungsvorgang und bei der Bestimmung des Ausbringens recht gut erkennen (siehe Tafeln 1 u. 2).

Es war anzustreben, mit möglichst schwachen Laugen zu arbeiten, doch wiesen schon die Vorversuche auf die Notwendigkeit der Anwendung einer bestimmten Konzentration hin, um den Lösevorgang genügend energisch zu gestalten und die Laugung binnen nützlicher Zeit beenden zu können. Es wurden deshalb die Laugungsreihen mit 3 ‰ bis 4,5 ‰ KCN-Lösung durchgeführt, die klar erkennen ließen, wie die Laugungsdauer mit zunehmender Laugenkonzentration gekürzt werden konnte und wie sich auch bei stärkerer Lauge das Ausbringen noch hob. Aber noch ein sehr wichtiger Umstand, der lediglich auf Grund der Beobachtung des Verhaltens der in Rührung befindlichen Trübe erkannt wurde, machte sich bemerkbar: die Rührgeschwindigkeit.

Tafel 1. Laugungsergebnisse von Feinschlammkonzentraten der Ferraris-Herde bei geringer Laugenstärke und Laugungszeiten von 24 bis 6 Stunden.

Ver- such	Gehalt des eingesetzten Erzes		Gehalt der zuge- setzten KCN- Lauge	Zusatz an Ca O auf 1 t Erz	Um- dre- hungs- zahl des Rührers	Ein- wir- kungs- dauer	Gehalt der Abgänge		KCN- Ver- brauch je Tonne Erz	Ausbringen an				Anmerkungen	
	g/t						g/t			Au		Ag			
	Au	Ag					Au	Ag		g/t	%	g/t	%		
109 a	12,0	427,5	3,0	200	60	24	2,5	226,5	1650	9,5	79,1	201,0	47,0	langsam geführt	
109 b	12,0	427,5	3,0	200	60	24	2,0	224,5	1600	10,0	83,3	203,0	47,4		
110 a	12,0	427,5	3,0	200	60	20	4,5	221,8	1550	7,5	62,5	205,7	47,9		
110 b	12,0	427,5	3,0	200	60	20	3,8	223,0	1570	8,2	68,2	204,5	47,7		
111 a	12,0	427,5	3,0	200	120	16	1,0	217,0	1470	11,0	91,6	210,5	49,1		rasch
111 b	12,0	427,5	3,0	200	120	16	0,5	211,5	1480	11,5	95,8	216,0	50,5		"
112 a	12,0	427,5	3,0	200	120	14	0,7	226,5	1460	11,3	94,1	201,0	47,0		"
112 b	12,0	427,5	3,0	200	120	14	0,5	221,0	1470	11,5	95,8	206,5	48,3		"
113 a	12,0	427,5	3,0	200	120	12	0,8	228,0	1450	11,2	93,3	199,5	46,6		"
113 b	12,0	427,5	3,0	200	120	12	0,8	227,5	1460	11,2	93,3	200,0	46,8		"
114 a	12,0	427,5	3,0	200	60	10	3,0	219,0	1430	9,0	75,0	208,5	48,7		langsam
114 b	12,0	427,5	3,0	200	60	10	1,5	217,5	1430	10,5	87,5	210,0	49,1		"
115 a	12,0	427,5	3,0	200	120	8	1,0	204,2	1380	11,0	91,6	223,3	52,2		rasch
115 b	12,0	427,5	3,0	200	120	8	0,8	198,5	1400	11,2	93,3	229,0	53,6		"
116 a	12,0	427,5	3,0	200	120	6	3,3	216,0	1300	8,7	72,5	211,5	49,4		"
116 b	12,0	427,5	3,0	200	120	6	3,3	211,5	1370	8,7	72,5	216,0	50,5		"

Bemerkungen: Die Kontrollanalyse des Probenrestes der angeführten 16 Erzeinsätze ergab 12,0 g Au/t und 427,0 g Ag/t. Die Zugabe an Kalk erfolgte stets während der ganzen Laugungsdauer in Form tropfenweise zugesetzten Kalziumhydroxyds. Die Mahlfeinheit des Laugegutes war bei allen Versuchen < 100 Maschen/cm.

Tafel 2. Laugungsergebnisse von Feinschlammischlich, Pyritschlich, Grubenhauwerk, armer Sande und reicher Derberze bei erhöhter Laugenstärke und kurzer Laugungszeit.

Ver- such	Gehalt des eingesetzten Erzes		Gehalt der zuge- setzten KCN- Lauge	Zusatz an CaO auf 1 t Erz	Umdre- hungs- zahl des Rührers	Ein- wir- kungs- dauer	Gehalt der Abgänge		KCN- Ver- brauch je Tonne Erz	Ausbringen an				Art des Laugegutes. Bemerkungen
	g t						g/t			Au		Ag		
	Nr.	Au	Ag	‰	g	n/min	h	Au	Ag	g	g/t	%	g/t	
131 a	12,0	427,5	4,0	150	120	8	0,3	211,5	1680	11,7	97,5	216,0	50,5	Feinschlammischlich (Konzentrat)
131 b	12,0	427,5	4,0	150	120	8	0,5	210,7	1690	11,5	95,8	216,8	50,8	
135 a	11,5	416,8	4,5	150	120	8	0,2	191,5	1820	11,3	98,3	225,3	54,0	desgl.
135 b	11,5	416,8	4,5	150	120	8	0,2	192,0	1800	11,3	98,3	224,8	53,9	"
137 a	23,5	197,5	4,5	150	120	8	0,7	150,7	1900	22,8	97,0	46,8	23,7	Pyritschlich
137 b	23,5	197,5	4,5	150	120	8	0,5	150,0	1850	23,0	97,8	47,5	24,0	"
140 a	11,5	62,0	4,5	150	120	8	0,2	44,5	1520	11,3	98,2	17,5	28,2	Grubenhauwerk
140 b	11,5	62,0	4,5	150	120	8	0,2	43,8	1480	11,3	98,2	18,2	29,3	"
142 a	1,0	19,8	4,5	70	120	12	0,03	11,3	1050	0,97	97,0	8,5	42,9	Aufbereitungssande
142 b	1,0	19,8	4,5	70	120	12	0,05	11,5	1110	0,95	95,0	8,3	41,9	als erzarme Abgänge
148 a	34,0	154,0	4,5	200	120	12	10,0	115,0	1800	24,0	70,6	39,0	25,3	Derberze; n zu klein!
148 b	34,0	154,0	4,5	200	120	12	10,3	114,5	1800	23,7	69,7	39,5	25,6	desgl.
149 a	75,0	433,0	4,5	200	163	12	1,0	280,0	1600	74,0	98,6	153,0	35,3	Derberze; n erhöht!
149 b	75,0	433,0	4,5	200	163	12	1,2	280,5	1650	73,8	98,4	152,5	35,2	desgl.
150 a	75,0	433,0	4,5	200	163	8	1,5	283,3	1500	73,5	98,0	149,7	34,5	Derberze
150 b	75,0	433,0	4,5	200	163	8	1,5	283,5	1500	73,5	98,0	149,5	34,5	"
151 a	75,0	433,0	4,5	200	163	6	2,7	284,3	1450	72,3	96,4	148,7	34,3	Derberze; Laugungszeit
151 b	75,0	433,0	4,5	200	163	6	2,5	284,0	1500	72,5	96,7	149,0	34,4	zu kurz

Bemerkungen: Die in vorstehender Tafel in der Reihenfolge nicht angeführten Laugungsversuche sind durchweg gelungene Versuche mit teils höherer, teils niedrigerer Laugungszeit als 8 Stunden. Die Kalkzugabe erfolgte wie bei der in Tafel 1 dargestellten Versuchsserie. Die Mahlfineinheit des Laugegutes war < 100 Maschen/cm.

Die Anzahl der Umdrehungen des Rührers war anfänglich mit n = 60/min gewählt worden. Wenn da auch die Trübe schon in voller Bewegung war, ließ sich doch durch die gläsernen Versuchstanks beobachten, daß nicht alle festen Teilchen ganz frei, jedes für sich, in der Trübe schwammen. Das gab Anlaß, die Umdrehungszahl zu verdoppeln, ja bei schweren Derberzen noch höher zu gehen. Der Erfolg war überraschend.

Bei n = 120/min betrug die Umfangsgeschwindigkeit des kleinen Rührers von 15 cm Dmr. 94 cm/sec, was einer Winkelgeschwindigkeit von 12,57 m/sec entsprechen würde. Solch große Geschwindigkeiten sind in großen Laugungstanks, in denen der Rührer eine entsprechende konstruktive Ausgestaltung erhält, nie nötig. Die Rührgeschwindigkeit ist lediglich so lebhaft zu gestalten, daß jedes Teilchen des Aufgabegutes in der Lösung wirklich frei schwimmt.

Die Versuchsergebnisse wurden stets laufend mit der Versuchsdurchführung in die vorliegende Tafelform gebracht. Da ließen sich die unter sonst gleichen Verhältnissen mit größerer Rührgeschwindigkeit auftretenden Veränderungen sowie der Einfluß der Laugungszeit gleich erkennen. Während z. B. Versuch Nr. 109 bei 24 stündiger Dauer ein Goldausbringen $\left(\frac{a+b}{2}\right)$ von rund 81% ergab, sank die Ziffer im Versuch Nr. 110 bei nur 20 stündiger Laugung, wie erwartet, auf rund 65%; bei Verdoppelung der Umdrehungszahl, jedoch nur mehr 16 stündiger Laugung im Versuch Nr. 111, stieg das Ausbringen aber auf rund 94%!

Den ganz gleichen Einfluß zeigten die Versuche Nr. 114 und 115. Versuch Nr. 116 lehrte, daß für eine 3‰ KCN-Lauge die Laugungszeit von 6 h zu kurz ist.

Ganz ähnliche Resultate mit noch erhöhtem Ausbringen lieferten weiter durchgeführte Versuchsserien mit Laugestärken von 3,5, 4,0 und 4,5‰ KCN, wobei erkannt wurde, daß von 4,5‰ an Laugungszeiten von 8 h zur Erzielung maximalen Ausbringens vollkommen ausreichen, und zwar für alle in Betracht fallenden Produkte, die Schlämme und Sande, Reichschliche, Derberze und das Normalhauwerk, wie es aus der Grube kommt. Die voll befriedigenden Resultate zeigt Tafel 2 als Auszug aus diesen Versuchsreihen, aus der in den Versuchen Nr. 148,

149 und 150 nochmals der gewaltige Einfluß der Rührgeschwindigkeit ersichtlich ist.

Diese Versuche lassen auch die Tatsache erkennen, daß innerhalb des praktisch wichtigen Arbeitsrhythmus von je 8 h die Laugung des Goldes aller Produkte vor sich gehen kann, ob es sich um ganz goldarme oder sehr goldreiche Aufgabe handelt (siehe Versuche Nr. 142 und Nr. 148 bis 151).

Der Kaliumzyanidverbrauch wächst mit zunehmender Laugenstärke, hält sich aber auch bei einer Lauge von 4,5‰ noch in mäßigen Grenzen. Bei Grubenhauwerk und sogar reichen Derberzen beträgt er rund 1,5 kg/t Erz, um bei Konzentraten aber auf 1,8 bis 1,9 kg/t Konzentrat zu steigen (siehe Tafeln 1 und 2).

Der Verbrauch an Kalk ist durch die zweckmäßige Art der regulierbaren Zugabe in Form von Kalkmilch mit 70 bis 200 g/t Aufgabe sehr geringfügig geworden. Eine größere Zugabe wäre nicht nur unnützlich, sondern schädlich, würde zu einer Vermehrung der Hydroxylionen führen und Zyanfresser schaffen unter gleichzeitiger beträchtlicher Herabsetzung des Goldausbringens.

Vom praktischen Standpunkt aus ergibt sich daher, daß bei einer Laugenstärke von 4,5‰ und bei genügender Rührgeschwindigkeit, die ausschlaggebend ins Gewicht fällt, was nicht genug betont werden kann, mit einer Laugungsdauer von 8 h das optimale Ausbringen verlässlich erreicht werden kann, daß aber andererseits bei mehr als 8 h Laugungsdauer kein in Betracht fallendes höheres Ausbringen erzielt wird, der Kaliumzyanidverbrauch aber verständlicherweise wächst.

Wenn nun mit einem Goldausbringen von 96 bis 98% gerechnet werden kann, erweist sich das Silberausbringen als recht schwankend und ganz unbefriedigend. Die Silberlaugung lief, wie die Tafeln zeigen, gleichzeitig parallel mit der Goldlaugung. Die dabei gemachten Erfahrungen decken sich mit den Erfahrungen und Erkenntnissen, die E. Kühn¹³⁾ bei seinen eingehenden Versuchen mit Silbererzen in einer wissenschaftlichen und praktisch ausgelegten Arbeit darstellte.

13) Die chemischen Vorgänge bei der Zyanlaugung von Silbererzen; Verlag Wilh. Knapp, Halle (Saale) 1912.

Wenn auch anfänglich die Silberlösung rasch vor sich geht und rund 30 bis 50 % des in den Erzen aufgegebenen Silbers in $\text{KAg}(\text{CN})_2$ oder $\text{K}_2\text{Ag}(\text{CN})_3$ umgesetzt werden, scheint der Lösungsprozeß nach kurzer Zeit fast zum Stillstand zu kommen. Die Ursache dieser merkwürdigen Erscheinung kann wohl nicht darin liegen, daß der Lösungsdruck des Silbers etwa geringer wäre als der des Goldes, denn in der die Lösungsfähigkeit ausdrückenden Spannungsreihe steht ja Silber noch vor dem Gold; und, wie vermerkt, tritt ja anfänglich die Silberlösung energisch ein. Es ist wohl auch kaum anzunehmen, daß das Löslichkeitsprodukt, also das Produkt aus den Konzentrationen der Ionen, erreicht ist und deshalb keine weitere Lösung mehr stattfindet. Mit großer Wahrscheinlichkeit bildet die schwache Lösung einen unlöslichen Film von Sulfid auf den Silberpartikeln, wie das E. Kühn¹³⁾ in seinem Versuch Nr. 31 nachgewiesen hat. Unterbrach er den Lösungsprozeß nach wenigen Stunden und zerstörte er diesen Film durch mechanisches Aufreiben des eingesetzten Erzes unter Zufügung starker Kaliumzyanidlauge und laugte er dann weiter, so brachte er es zu relativ hohem Ausbringen bis zu 91,5 % in einer Gesamtlauungsdauer von 28¹/₂ h (Versuch 32).

Bei der Verwertung der Tauernerze des Sonnblick-Massivs ist ein großer Laugungserfolg beim Gold von praktischer Wichtigkeit, weil mit keinem anderen Verfahren an ein Ausbringen von 96 bis 98 % heranzukommen ist; beim Silber, dessen Geldwert nur mehr ein Achtzigstel des Goldwertes beträgt, ist der Laugungserfolg weniger von Bedeutung, weil schon mit Rücksicht auf die Gewinnung des Arsens, Schwefels und Bleis eine Schlicheerzeugung durch Flotation einzuschalten ist, bei der das Silber mit mindestens 85 % mitgewonnen wird.

In Hinsicht auf die Lösung des Goldes aus mit Ölen flotierten Erzen ließen einige Versuche deutlich erkennen, daß geölte Produkte praktisch unlaugbar sind, wenn der Ölfilm vor der Laugung nicht vollständig zerstört worden ist. Über das Verhalten von mit Xanthaten erzeugten Konzentraten konnten keine Versuche mehr durchgeführt werden. Geröstete Schliche konnten trotz Neutralisierung mit CaO und eines Kaliumzyanidverbrauchs bis zu 2500 g/t nicht mit Erfolg gelaugt werden.

Haldenerze des Mittelalters vom Pochhart mit einem Durchschnittsgehalt von 3 g Au/t, die also jahrhundertlang der Atmosphäre ausgesetzt waren, erwiesen sich als laugbar mit einem Ausbringen an Gold von 90 bis 95 %; sie erforderten aber einen Verbrauch von 4500 g CaO und 4000 g KCN je Tonne Aufgabe.

Die Versuchsserien wurden bei Laugetemperaturen von 13 bis 15° durchgeführt. Einzelversuche erwiesen dann noch, daß auch recht niedrige Temperaturen bis auf 3° herunter dem Lösungsvorgang nicht hinderlich waren.

Alle Versuche wurden mit Kaliumzyanid durchgeführt. Heute wird man aus wirtschaftlichen Gründen das überlegene Natriumzyanid verwenden, das 53 % CN enthält gegen 40 % im Kaliumzyanid.

Die richtige Wasserstoffzahl p_H .

Im Anschluß an die durch übermäßigen Zusatz von CaO dargestellte Bildung zyanfressender Verbindungen wurde betont, daß es während des Laugungsprozesses notwendig war, die Lauge andauernd nahezu neutral zu halten. War das nicht der Fall, so wurde das Ausbringen an Gold ungenügend und der Kaliumzyanidverbrauch groß.

Die Indikatoren waren die üblichen, Lackmus und Phenolphthalein, auch Kongorot und Methylorange. Die Anwendung dieser Indikatoren zur Bestimmung des jeweils vorhandenen ungefähren Gehalts an freier Säure bzw. freien Basen war aber eine wenig exakte Methode, wenn man berücksichtigt, mit welcher Genauigkeit heute z. B. die galvanischen Bäder für Verkupferung, Vernick-

lung usf. überprüft werden, wie das W. Pfannhauser¹⁴⁾ theoretisch begründet und praktisch dargelegt hat.

Bekanntlich bringt die p_H -Zahl die Wasserstoffionenkonzentration einer Lösung zum Ausdruck. Ihre Definition lautet

$$p_H = \log \frac{1}{[H^+]}$$

Die Wasserstoffzahl wird also ausgedrückt durch den Logarithmus des reziproken Wertes der Wasserstoffionenkonzentration.

Da nun selbst chemisch reines Wasser in sehr geringem Maß dissoziiert ist (es enthält im Liter

$$\frac{1}{10\,000\,000} \text{ g } [H^+]), \text{ so wird für Wasser } p_H = \log \frac{1}{10^{-7}} \\ = \log 10^7 = 7.$$

Die Wasserstoffzahl 7 stellt den Neutralitätspunkt dar. Wenn nun eine Lösung z. B. 10^{-6} g Wasserstoffionen enthält, so wird $p_H = 6$ und es beginnt sich Lackmus rot zu färben. Die Lösung ist sauer. Bei $p_H = 8$ wird Phenolphthalein rot gefärbt. Die Lösung ist alkalisch. Je höher sich die Wasserstoffionenkonzentration stellt, je niedriger also die p_H -Zahl wird, desto mehr steigt der Säurecharakter der Lösung. Mit abnehmender Wasserstoffionenkonzentration, also mit anwachsender p_H -Zahl, nimmt der basische Charakter zu.

Man hat nun heute Mittel, auf kolorimetrischem Weg die p_H -Zahl in der Praxis auf wenige Zehntel der ganzen Zahlen bestimmen zu können, worauf W. Pfannhauser und R. Springer¹⁵⁾ aufmerksam machen.

Da zur Zeit der Durchführung der Laugeversuche die Hilfsmittel für genaue Feststellung der jeweiligen p_H -Zahl noch nicht zur Verfügung standen und die Wasserstoffionenkonzentration, wie oben erwähnt, nur innerhalb des Bereichs von $p_H = 6$ bis 8 feststellbar war, ist es wohl sicher, daß das hohe Goldausbringen der Tauernerze von 96 bis 98 % innerhalb dieser Grenzen erreicht wurde; bei welcher genaueren Meßzahl das aber geschah, würden erst neuerliche Versuche zu erweisen haben. Möglicherweise kann die Anwendung dieser heutigen genauen Meßmethoden auch jene genauere p_H -Zahl feststellen lassen, bei der der Verbrauch an Kalium- oder Natriumzyanid zu einem Minimum wird.

Zur Erleichterung konstanten Festhaltens einer solchen günstigsten p_H -Zahl im Großbetrieb könnten neue Versuche auch noch dahin ausgedehnt werden, den Erfolg sogenannter „Puffersubstanzen“ festzustellen, die im Sinne R. Springers¹⁵⁾ verschwindende Wasserstoffionen nachzubilden und neu entstehende abzubinden vermögen, wenn eben äußere Umstände, wie hier die Tendenz der Trübe, immer wieder sauer zu werden, zu größeren Schwankungen der p_H -Zahl führen.

Zusammenfassung.

Es wird dargestellt, warum die komplexen Arsen- und Schwefel-Golderze der Hohen Tauern als unlaugbar betrachtet wurden, wie ungenügend das Goldausbringen durch Amalgamation und nasse Aufbereitung war und wie es dann durch systematisch ausgeführte Versuchsreihen doch möglich wurde, unter Einhaltung einer entsprechenden Wasserstoffionenkonzentration der Kaliumzyanidlauge und genügender Rührgeschwindigkeit bei mäßigem Kaliumzyanidverbrauch binnen 8 h ein regelmäßiges Goldausbringen von 96 bis 98 % sowohl aus dem Grubenhauwerk als auch aus den arsen- und schwefelreichen Konzentraten zu erzielen.

14) Die elektrolytischen Metallniederschläge; Lehrbuch der Galvanotechnik. Verlag Jul. Springer, Berlin 1928.

15) Die p_H -Zahl in der Galvanotechnik; Z. Oberflächentechnik Coburg Nr. 12 u. 13, 1936.