

# Zur Frage der Goldgewinnung aus den Gefällen des Goldfeldes der Ostalpen

Von Hofrat Dr. phil. Dr. mont. h. c. Richard Canaval, Klagenfurt

Eine übersichtliche Beschreibung der Goldlagerstätten in den Ostalpen habe ich in einer Studie über das Goldfeld der Ostalpen veröffentlicht, welche im Jahrgang 1924 des Berg- und Hüttenmännischen Jahrbuches erschien.

Seither sind die drei auf derartigen Lagerstätten betriebenen Bergbaue: am Naßfeld bei Böckstein in Salzburg, bei Oberdorf im Katschtal und am Fundkofel bei Zwickenberg in Kärnten eingestellt worden.

Einige Ursachen der Einstellung des salzburgischen Goldbergbaues in den Hohen Tauern hat der verdienstvolle frühere Direktor desselben, Oberbergrat Dr. Ing. K. Imhof, in Nr. 285 des Salzburger Volksblattes vom 14. Dezember 1927 dargelegt.

Mit Wäsche und Flotation brachte man schließlich 75% von dem in den Gefällen vorhandenen Gold als Mühl- und Schlichgold aus. Eine Laugung der feinen Schlämme war beabsichtigt, kam aber nicht mehr zur Durchführung.

Der Mangel an Betriebskapital bedingte auch die Einstellung des Bergbaues am Fundkofel.

Die Erzlagerstätten der oben genannten drei Örtlichkeiten sind, obgleich sie ungefähr dieselben tauben Gangarten, und zwar hauptsächlich Quarz, untergeordnet Karbonate führen, recht erheblich voneinander verschieden.

In den Hohen Tauern werden ausgesprochene Quergänge im Gneis verfolgt, die sich in den Schiefern, welche den Gneis überlagern, verdrücken. Die Gänge am Fundkofel und an anderen Punkten des oberen Drau- und Gitschtales durchsetzen dagegen die Schichtung der kristallinen Schiefer unter spitzen, seltener unter stumpfen Winkeln, und schleppen sich häufig lagerartig an Gesteinskontakten fort. Die Fundkofelgänge tun sich in oder neben Hornblendeschiefer auf und verdrücken sich im Glimmerschiefer. Sie werden in der Regel von einem porphyrischen Gestein begleitet, das stellenweise ein ähnlich aussehender Gangschiefer vertritt. Das Nebengestein dieser Gänge wurde chloritisiert oder in Serizitschiefer umgewandelt und ist oft reich an Turmalin. Von den Gängen der Hohen Tauern sind außer der Chloritisierung des Biotits im Nebengestein keine solchen Veränderungen bekannt.

Die Gänge der Hohen Tauern liefern ungefähr 12% Schlich, der neben Freigold noch gold- und silberhaltige Schwefel-, Arsen- und Antimonverbindungen enthält, jene am Fundkofel geben 0,5–1% und nur ausnahmsweise über 2% Schlich, welcher neben Freigold vorwiegend aus Arsen- und nur wenig Schwefelkies besteht. Auch die übrigen Goldvorkommen des oberen Drautaales zeichnen sich durch niedere Schlichgehalte aus. In Zinsberg bei Gerlamoos betrug dieser Gehalt 1,6%, in der Ranzen ob Lengholz 3%, in der Siflitz 2% und nur in dem obersten Teil der ungefähr 18 m mächtigen Imprägnationszone des Gugi Nock 7%.

Mit dem abnehmenden Schlichgehalt mindert sich auch die Korngröße der Sulfide, allerdings nicht in einem bestimmten Verhältnis. Am Fundkofel und in den Gold führenden Lagerstätten des oberen Drautaales herrschen wie zu Roudny in Böhmen, schmale Nadelchen von Arsenkies vor.

Die Frage, in welcher Form die Gangmassen das Gold führen, hat schon F. Posepny<sup>1)</sup> besprochen. Posepny folgerte aus den Pochwerkserfolgen des Orlaer Erbstollens in Verespatak, „daß das sämtliche Gold der Gangmasse im gediegenen Zustande vorhanden sein dürfte“. C. Minnich,<sup>2)</sup> welcher sich später mit derselben Frage beschäftigte, hebt hervor, daß durch feineres Aufschließen der Golderze die Menge des durch Amalgamation gewinnbaren Goldes bedeutend vermehrt werde. Durch Feinzerkleinerung wird die das Gold umschließende Hülle zerstört und dadurch das Metall der Einwirkung des Quecksilbers zugänglich gemacht.

Da außerdem auch durch Rösten goldhaltiger Kiese das Gold frei gemacht werden kann, nimmt Minnich mit E. Weinschenk an, daß Gold in den Sulfiden wie im Quarz außerordentlich fein: intramolekular — verteilt sei und sich erst beim Verwittern und Rösten zu größeren Teilchen zusammenschließe.

Bousingault und C. Kersten<sup>3)</sup> haben auf diese Eigenschaft der Goldkiese ein Probierv erfahren gegründet, das bei sorgfältiger Ausführung brauchbare Resultate liefert.

Der Kies wird abgeröstet, der Rost auf einer Saxe verwaschen und der Rückstand verbleit.

Nach H. Michel<sup>4)</sup> ist Gold in allen Mineralien der Tauerngänge in mehr oder weniger feiner Verteilung enthalten und das gleiche gilt, soweit meine diesbezüglichen Beobachtungen reichen, auch für die Goldvorkommen im oberen Drautal.

Nach K. Schmeißer<sup>5)</sup> hat man auf den Waihi und Silverton Goldbergwerken der Waihi Ganggruppe, ferner auf den Talismann, Woodstock- und CrownGoldbergwerken bei Krangahaki nasse Verpochung mit nachfolgender Amalgamation nicht für geeignet befunden. Die Erze führen in quarziger Gangart feinstes Gold: floatgold: Schwimmgold, welches vom Wasser leicht ohne Amalgamation über die Kupferplatten hinweggetragen und in die Pochrückstände oder in die Flut geführt wird. Das Goldausbringen betrug 64% und konnte erst durch Laugung mit KCN auf 91% erhöht werden.

<sup>1)</sup> Archiv für praktische Geologie, 1. Bd. Wien 1880, S. 227.

<sup>2)</sup> Zeitschrift für praktische Geologie 1911, S. 450.

<sup>3)</sup> P. Berthier, Handbuch der metallurgisch-analytischen Chemie, deutsch von C. Kersten, 2. Teil, Leipzig 1836, S. 797.

<sup>4)</sup> Tschermak, Min. u. Petrog. Mitt., Bd. 38, S. 541, Metall und Erz 1927, S. 56.

<sup>5)</sup> Die Goldfelder Australiens, Berlin 1897, S. 125.

Für die Anwesenheit von Schwimmgold am Fundkofel spricht der Umstand, daß hier Freigold außer in

nur sporadisch vor, dagegen sind ziemlich häufig größere Arsenkieskörner zu sehen, die im auffallenden Licht wie abgerollt erscheinen und auf welchen ein dünner, durch seine hochgelbe Farbe sehr charakteristischer Beschlag von Freigold zu erkennen ist. Derartige Beschläge werden nicht nur leicht abgeseuert, sondern verstauben auch an der Luft, so daß nach einiger Zeit manche anscheinend reiche Goldstufen unscheinbar werden. Wie sehr Edelmetall dem Verstauben unterliegen, lehren die Angaben von C. Minnich über die Versuche von Lungwitz und Harrison, ferner von L. St. Rainer<sup>7)</sup> und H. Leitmeier,<sup>8)</sup> ganz besonders aber die Ergebnisse, welche A. Benedetti-Pichler<sup>9)</sup> nach den Untersuchungen von F. Haber, J. Jaenike und F. Mathias zusammengestellt hat.

Fast alle diese Beobachtungen beziehen sich auf höhere Wärmegrade, wogegen das Verstauben natür-

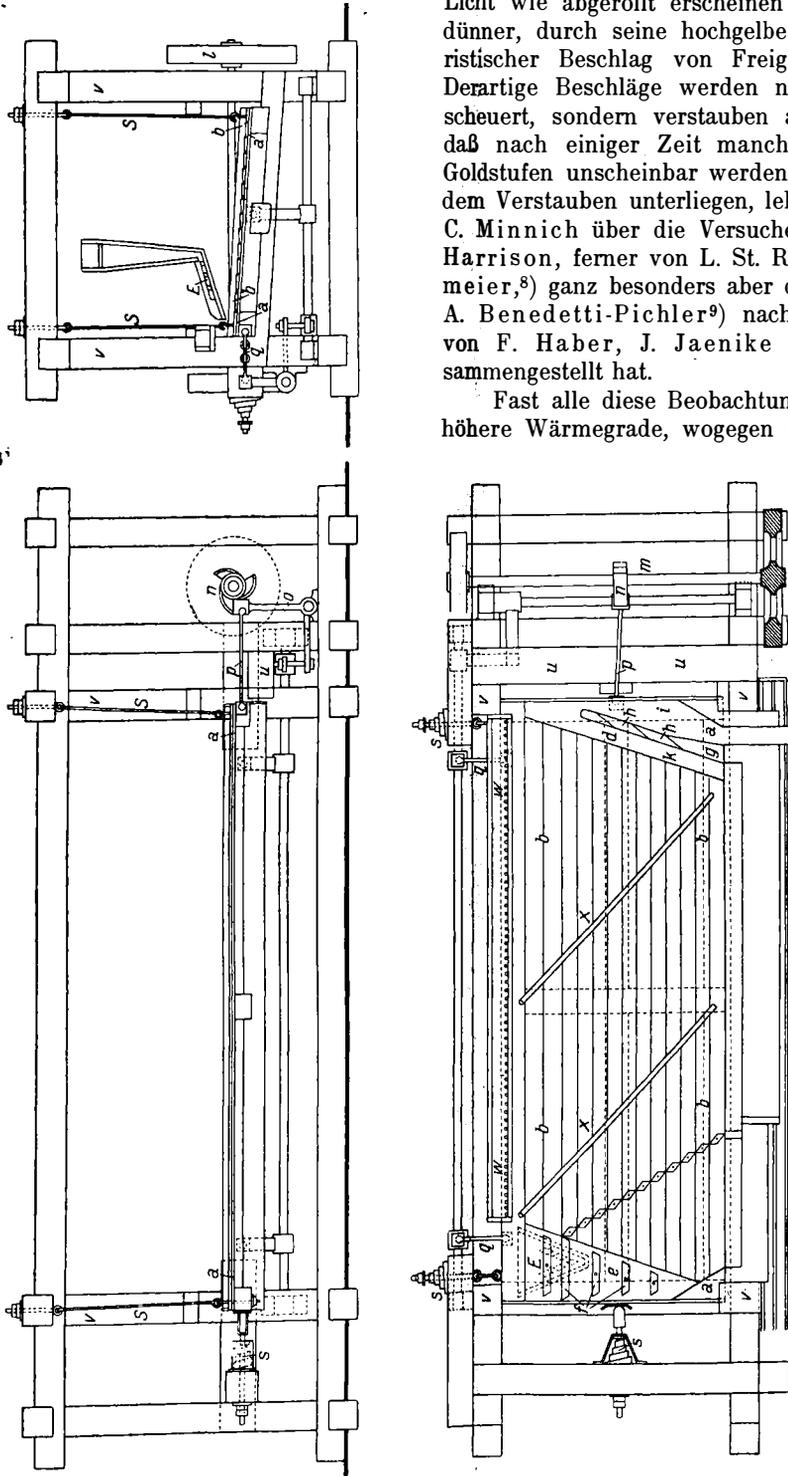


Abb. 1. Rillengerät mit Längs- und Querstoß. 1:50  
Canaval-Schmid

gestrickten Gestalten, auch in Schüppchen und Beschlägen auftritt. Ich habe solche Beschläge in meiner ersten Mitteilung über Fundkofel<sup>6)</sup> aus den sogenannten Gangschiefern beschrieben.

Wie das Mikroskop lehrt, kommen in diesen Schiefen gut ausgebildete Kriställchen von Arsenkies

licher Beschläge schon bei niedriger Temperatur er-

<sup>7)</sup> Goldfeld, S. 19.

<sup>8)</sup> Mitteilungen der Wiener Mineralog. Ges. 1927, Nr. 89, S. 6.

<sup>9)</sup> Die Fortschritte der Mikrochemie in den Jahren 1915 bis 1926, Wien 1927, S. 202. — Ich verdanke Herrn Hofrat Prof. Dr. F. Emich in Graz die Kenntnis dieses sehr wertvollen Sammelwerkes.

<sup>6)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landes-Museums von Kärnten 25; Heft 1899, S. 123.

folgt. Die Austrocknung der Gesteinsfeuchtigkeit verursacht hierbei das Ablösen winziger Goldschüppchen, so daß man unter der Lupe ab und zu teilweise freigewordene und nur noch einseitig anhaftende solche Schüppchen zu sehen bekommt.

Die Beschaffenheit der Oberfläche spielt bei derartigen Vorgängen gewiß keine unwichtige Rolle. Kosmos, Handweiser für Naturfreunde, Heft 10 von 1928, S. 355, bemerkt, daß ein Platin-Standard-Kilogramm, welches man 13 Monate hindurch einem Luftstrom von 100° C ausgesetzt hatte, keinerlei Gewichtsveränderungen zeigte.

Wie bei den von K. Schmeißer erwähnten Gruben ging auch am Fundkofel ein Teil des Freigoldes über die den Pochwerken vorgelegten amalgamierten Kupferplatten.

Hinter diesen Platten wurden daher noch Amalgamatoren angebracht. Dieselben sind gleich jenen von Atwood<sup>10)</sup> gebaut und bestehen aus einer Stachelwalze, welche in einen Quecksilbertrog taucht. Die Wirkung dieser Amalgamatoren war jedoch gering. Goldblättchen, die mit einer feinen, rostähnlichen Oxydschichte,<sup>11)</sup> seltener mit einem schwarzen Beschlag überzogen waren, aber auch sehr viele, anscheinend ganz reine Goldplättchen passierten die Kupferplatten und die Amalgamatoren und kamen auf die Herde.

Um daher die Wirksamkeit der letzteren zu erhöhen, entschloß man sich, die vorhandenen Salzburger Stoßherde nach dem mir und W. Schmid erteilten schweizerischen Patent vom 15. Jänner 1925, Z. 109.410, in Rillenherde mit Längs- und Querstoß umzubauen.

Die Abb. 1 (siehe S. 77) stellt einen solchen Herd dar. Die Herdtafel a ist rechteckig und besitzt in ihrer Längsrichtung verlaufende Rillen b, die an beiden Enden der Tafel in trapezförmige, ebene Ausnehmungen c und d übergehen. An ihren Ecken ist die Tafel a mittels je eines Drahtseiles S sowohl in der Längsrichtung, als in der Querrichtung frei beweglich und in der letzteren schwach geneigt aufgehängt. Der Ausnehmung c am Kopfende der Tafel a führt ein Verteilungsbrett E die Trübe zu. Drehbare, in dieser Ausnehmung befindliche Stellklötzchen (Happen) f unterstützen die Verteilung der Trübe in den Rillen b. Die Ausnehmung d am Fußende der Tafel a wird durch eine feste Leiste g und daran anschließende bewegliche Zungen h in zwei Abteilungen i und k geteilt, i am Fußende für Schlich und eine zweite davor gelegene k für Zwischenprodukte. Die Herdtafel erhält zwei Ausschübe oder Stöße: einen in der Längsrichtung und einen zweiten in der Querrichtung. Die Ausschübe in der Längsrichtung werden durch eine gemeinschaftliche, mit Schwungrad l versehene Welle m mit drei Daumen n bewerkstelligt. Die Daumen betätigen eine Schwinge o, die mittels einer Stoßplatte p den Längsausschub und mittels den Stoßplatten q und einem Hebelwerk den Querausschub bewirkt.

<sup>10)</sup> C. Schnabel, Handbuch der Metallhüttenkunde, 1. Bd., Berlin 1894, S. 822.

<sup>11)</sup> Vgl. Th. Knecht, Zeitschrift f. Prakt. Geologie 1928, S. 9.

Federn s drücken die Herdtafel in ihre Anfangslage zurück und stoßen sie gegen Prellen, eine Querprelle u, welche den Längsstoß und zwei als Längsprelle wirkende Gerüstsäulen v, welche den Querstoß aufnehmen.

Die gegen die Längsprellen v etwas ansteigende Herdtafel wird mit Klarwasser überbraust. Diesem Zwecke dient eine den oberen Längskanten des Herdes parallele Rinne w, aus welcher das Klarwasser durch kleine Löcher im Boden, welche nach Bedarf mit Stöpsel verschlossen werden, auf den Herd fließt. zwei Brausen mit feingelochten, liegenden Eisenröhren x dienen hauptsächlich zum Abspülen der Berge.

Infolge der doppelten Bewegung der Herdtafel suchen sich die in der Trübe befindlichen Erzkörner gegen die Prellen zu verschieben. Die Rillen verzögern diese Verschiebung in der Querrichtung und wirken auf eine zwangläufige Bewegung in der Längsrichtung hin, das über den Herd in einer sehr dünnen Schicht fließende Klarwasser aber nimmt die spezifisch leichteren Körner mit und trägt sie über die untere Längskante des Herdes hinaus. Diese Vorgänge bewirken die Ansammlung eines, hauptsächlich aus Erzkörnern bestehenden Schliches in den obersten Rillen und dessen Überführung in die Schlichabteilung am Herdfuß.

Die tiefer liegenden Rillen liefern ein Zwischenprodukt, das durch entsprechende Einstellung der beweglichen Zungen h von dem sich fortbewegenden Schlich abgetrennt werden kann und allenfalls nach vorhergegangener Zerkleinerung nochmals aufgegeben werden muß.

Bei einem am 3. und 4. Dezember 1924 von Ing. Schweiger der Gewerkschaft Rathausberg am Fundkofel vorgenommenen Waschversuch, wobei Naßfelder Mehle mit 3,5 g Au pro t, 52,3 g Ag pro t, 3,30% As und 2,58% S, welche bisher zur Flotation kamen, ohne Repetition verarbeitet wurden, fielen:

0,06% Köpfelschlich mit: 2328 g Au und 1000 g Ag pro t,  
3,5% Gemeinschaftlich mit: 97 g Au und 331 g Ag pro t,  
23,58% As und 29,90% S,  
6,0% Mittelprodukte mit: 6 g Au und 31 g Ag pro t,  
2,92% As und 5,85% S, endlich  
90,4% Berge mit: 2 g Au und 32 g Ag pro t, 1,70% As und 2,29% S.

Das Ausbringen betrug in Prozenten: Au 30,4, Ag 40,9, As 47,8, S 47,9, Mittel 41,7.

Dagegen stellte ein vom Bergverwalter Kraßnitzer vorgenommener älterer Versuch, bei dem dasselbe Material mit teilweiser Repetition zur Aufgabe kam, nachstehendes Ausbringen fest: Au 63,9, Ag 65,0, As 62,7, S 56,7, Mittel 62,06%.

Die Feinheit der verwaschenen Mehle entsprach ungefähr jener der Mehle der zwei letzten Spitzkästen am Fundkofel.

Die Mehle dieser (Schlamm-) Spitzkästen waren auf Salzburger Stoßherden nicht mehr zu verarbeiten.

Oberberggrat und Bergdirektor Dr. Ing. Karl Imhof-Böckstein hat über den Herd folgendes bemerkt: „Der Herd vermochte aus dem verhältnismäßig armen Aufgabegut sehr reiche Schliche auszuziehen, deren

Halte wesentlich höher liegen, als die bisher durch Flotation erhaltenen Konzentrate. Die Flotationskonzentrate aus unseren Erzen müssen noch einer Nachbehandlung unterworfen werden, während die von dem Rillenherd erzeugten Schliche ein unmittelbar verkäufliches Produkt darstellen. Bei entsprechendem Waschvorgange (Hintereinanderschalten zweier Herde) steht auch ein gutes Ausbringen zu erwarten.“

Bei unregelmäßigem Zufluß der Trübe sinkt die Leistung. Die Sandspitzkästen erhielten daher Verschlüsse: Stopfen, welche von einer Daumenwelle abwechselungsweise angehoben und wieder fallen gelassen werden. Diese Einrichtung, welche am 22. Jänner 1925 unter Z. 32.793 bei dem Schweizer Patentamt zur Anmeldung kam, bewirkt zwar einen intermittierenden Ausfluß, da jedoch in den langen Zuleitungen die aufeinanderfolgenden Stauwellen sich ausgleichen, eine gleichmäßige Aufgabe der Trübe und beseitigt auch die früher sehr häufigen Verklausungen.

Die Rillenherde trugen noch winzige Mineralpartikel aus, welche durch ziemlich dichte Leinwand hindurch gingen, waren jedoch nicht imstande, das Schwimmgold aufzunehmen. In der von den Herden abgehenden Trübe sind daher bei schräg einfallendem Sonnenlicht zahlreiche glänzende Fünkchen, welche auf dem dunklen Grund wie Sterne erschienen, zu erkennen gewesen.

Es ist nicht ausgeschlossen, daß ein Drehherd in Verbindung mit einer Flotationsanlage noch bessere Resultate erbracht hätte. Da sich jedoch eine Schlichgewinnung infolge der hohen Transport- und Einlösekosten nicht mehr lohnen kann, kam es auch nicht zu dahingehenden Versuchen.

Am Fundkofel sind mit den von Ost nach West vorgetriebenen Stollen: Fundstollen 1282 m, Stollen in der Wand am Striedener Weg 1265 m, v. May-Stollen oder Grundstrecke 1185 m und v. Maffei-Unterbaustollen 1116 m, bisher drei im Mittel unter 55° nach Norden einfallende Gänge: Liegendgang, Hauptgang und Ankeritgang ausgerichtet worden.

Ob der am Unterbau aufgeschlossene „Turmalingang“ einem dieser Gänge angehört, ist noch fraglich.

Im Hangenden der drei Fundkofelgänge liegt der bis jetzt nur im Glimmerschiefer bekannte „Saubachgang“, dessen Fortsetzung nach abwärts den Hornblendeschiefer durchsetzen muß.

Im Liegenden der Fundkofelgänge sind noch vier Gänge bekannt; zwei derselben führen im Granat Glimmerschiefer, Antimonerze.

Die auf den drei Fundkofelgängen bisher aufgeschlossenen fünf Erzmittel besitzen eine Mächtigkeit von 0,4 bis 2,4 m und lassen eine Gewinnung von mindestens 62.000 t Pocherze erwarten. Fundkofel besitzt eine kleine elektrische Zentrale mit 52 PS zum Antriebe der Bohrhämmer sowie ein Poch- und Waschwerk mit einem Pelton-Rad von 35 PS, zwei oberflächlichen Wasserrädern, drei Pochwerken und zwölf Rillenherden. Ein Drahtseilbremberg verbindet den v. May-Stollen, welcher die Erzmittel I—III erschloß mit dem Pochwerk und ein Drahtseilaufzug den tiefsten Einbau: v. Maffei-Unterbau, durch den die Erzmittel IV und V erschlossen wurden, mit dem Kopf des Bremsberges.

Die von den Pochwerken gelieferte Trübe passiert fünf Sand- und zwei große Schlammspitzkästen, drei Spitzgerinne und zwei Rinnwerke.

Um die feinsten Schlämme zu fällen, war ein Zusatz von Alkalipolisulfid mit einer Spur von Cu geplant, das nach Haber-Berlin<sup>12)</sup> eine Ausfällung von Au und Ag aus dem Meerwasser ermöglicht.

Nach den bei Vornahme von Schlitz- und Schußproben gemachten Erfahrungen ist angenommen worden, daß von dem Hauwerk im Abbau rund ein Drittel taub sein werde.

Da nun die Erfahrung gelehrt hat, daß ein Klauben wesentlich teurer komme, als ein Verpochen, erschien es am zweckmäßigsten, das Hauwerk nur zu kutten und dann zu verpochen.

Man hoffte dadurch in den einzelnen Erzmitteln Pocherze mit Gehalten zu gewinnen, welche aus der folgenden Tabelle ersichtlich sind:

Erzmittel	Gehalte der Erzmittel in g pro t			Mittel von		Gehalt der Pocherze in g pro t nach
	A	B	C	A u. B	A, B u. C	A u. B
I Au	8,0	7,6	15,6	7,8	10,4	5,9
Ag	5,0	7,0	9,5	6,0	7,1	4,5
II Au	4,6	4,8	6,1	4,7	5,1	3,5
Ag	4,6	4,2	5,3	4,4	4,7	3,3
III Au	5,6	19,2	20,1	12,4	14,9	9,3
Ag	3,6	11,4	9,3	7,5	8,11	5,6
IV u. V Au	24,8	13,4	26,9	19,1	21,7	14,3
Ag	9,4	10,0	10,7	9,7	7,3	7,3
Mittel Au	10,7	11,2	17,2	10,9	13,0	8,2
Ag	5,6	5,9	8,7	5,8	5,3	4,3

Nach den im Juni 1922 vorgenommenen, nicht ganz einwandfreien Schlitzproben des Ing. H. beträgt der Mittelgehalt des Erzmittels I: 6,7 g Au pro t. Mit den Werten A und B folgt hieraus ein Mittel von 7,4 g Au pro t und ein Gehalt der Pocherze von 5,5 g Au pro t.

In vorstehender Tabelle sind A Erfolge der Schlitz- und B jene der Schußproben.

Die Werte C resultieren aus dem Verhältnis von Gangquarz und Gangschiefer in den einzelnen Erzmitteln und den für diese Gefälle bestimmten Gehalten. Diese Werte sind daher minder verlässlich.

Bei den Schlitzproben sind in je 1 m Abstand Schlitzlöcher von 60 mm Breite und Tiefe über die ganze Mächtigkeit gehauen worden. Das in den einzelnen Erzmitteln erhaltene Material wurde vermengt, in einem Mörser zerkleinert, verjüngt und verbleit.

Bei den Schußproben, welche Ing. C. Minnich für entscheidend betrachtet, ist dagegen jedes Erzmittel seiner ganzen Länge nach abgeschwartelt, das mitgefallene Nebengestein ausgeklaut, der Rest zerkleinert, gemischt, verjüngt und verbleit worden.

Das Material der Schlitzproben ist von dem bekannten Fachmanne Ing. L. St. Rainer in Wien, jenes der Schußproben im Probieregaden der Rathausberger Gewerkschaft in Böckstein bei Gastein verarbeitet worden.

Für die Richtigkeit dieser Feuerproben lassen sich folgende Umstände anführen:

Von dem bei den Schußproben erhaltenen und

<sup>12)</sup> Chemiker-Zeitung Cöthen Nr. 58 vom 2. Juni 1926, S. 398.

auf einer Walzquetsche zerkleinerten Material sind 2 t vom Erzmittel I sowie 1 t vom Erzmittel II vermengt und sodann 2,6 t des Gemenges behufs Vornahme von Laugungsversuchen an Krupp Grusonwerk eingesandt worden.

Nach den Schußproben enthalten:

2 t von I:  $2 \times 7,6 = 15,2$  g Au und  $2 \times 7,0 = 14,0$  g Ag.

1 t von II: 4,8 g Au und 4,2 g Ag.

Zusammen daher pro Tonne: 6,7 g Au und 6,0 g Ag, wogegen die Probe im Grusonwerk: 6,8 g Au ergab.

Der mittlere Gehalt aller bisher aufgeschlossenen Erzmittel würde betragen:

nach A: 10,7 g Au und 5,6 g Ag;

nach B: 11,2 g Au und 5,9 g Ag, d. i. im Mittel: 10,95 ~ 11 Au und 5,75 ~ 6 g Ag.

Das Material der Schlitzproben in London von der Turbo Amalgamator und Extraction Comp. probiert, hielt: 9,1 g Au und 2,7 g Ag, ein Resultat, welches hinsichtlich des Goldes nicht erheblich von dem unter A berechneten Wert abweicht.

Die Differenz kann nach den in Bockstein gemachten und in Freiberg i. S. bestätigten Erfahrungen darauf zurückgeführt werden, daß man in London beim Rösten der arsenikalischen Mehle zu rasch und bei zu hoher Temperatur arbeitete, hiebei aber mit dem Arsen auch geringe Mengen von Gold und Silber verlor.

Zugleich mit den Schlitzproben ist auch das Verhältnis von Gangquarz zu Gangschiefer bestimmt worden. Es entfallen danach 34,5% der Gangfüllung auf Gangquarz und 65,5% auf Gangschiefer.

Nach den 1905 von der Maschinenbauanstalt Humboldt vorgenommenen Versuchen beträgt der durchschnittliche Gehalt von Gangquarz 37 g und von Gangschiefer 6 g, nach dem aus dem westlichen Gesenke unter dem Unterbau stammenden Proben aber: 11 g bzw. 4,8 ~ 5 g.

Wird als Durchschnittswert: 24 g für Gangquarz und 5,5 g für Gangschiefer angenommen, so kämen auf 1 t hältiges Hauwerk:  $0,345 \text{ t} \times 24 + 0,655 \text{ t} \times 5,5 = 11,9$  oder rund 12 g Au.

Eine zweite Probenreihe ergab für Gangquarz: 24,7 g Au und 9,99 g Ag für Gangschiefer: 8,6 Au und 8,5 g Ag.

Der Mittelgehalt wäre danach, wenn 34,5% auf Gangquarz und 65,5% auf Gangschiefer gerechnet werden: 14,1 g Au und 6,3 g Ag pro t.

Die erheblichen Differenzen in den Gehaltsbestimmungen sind hauptsächlich auf den veränderlichen Gehalt an Freigold zurückzuführen.

Es gilt dies insbesondere für das III. Erzmittel, welches ab und zu Nester von Freigold beherbergt.

In dem auf der Unterbausohe aufgeschlossenen auf 72 m Länge erzführenden Turmalingang wurde kein Freigold beobachtet.

Eine Durchschnittsprobe aus den ersten 17 m dieses Ganges ergab trotzdem 9,0 g Au und 2,0 g Ag pro t.

In den beiden auf dem Ankeritgang abgeteufte Gesenken ist dagegen wieder Freigold aufgetreten.

Am Kopf des östlichen Gesenkes schleppt sich

der unter 65° nach 1<sup>h</sup> einfallende Ankeritgang mit dem unter 30° nach 7<sup>h</sup> einfallenden, durch den reichlichen Gehalt an Fuchsit ausgezeichneten sogenannten flachen Gang. Der Ankeritgang führt hier Freigold, und eine Stückprobe aus der Scharung ergab 72,4 g Au und 13,6 g Ag pro t.

Im 16. m des Gesenkes setzte dann gleichfalls eine Freigold führende Gangfüllung ein, welche jedoch infolge eines Wassereinbruches nicht weiter verfolgt werden konnte.

Dem westlichen Gesenke ging soviel Traufwasser zu, daß eine einwandfreie Feststellung des Durchschnittsgehaltes nicht erfolgen konnte. Nach den Schlitzproben besaß der Gangquarz, welcher auch Freigold führte, einen Mittelgehalt von 11,1 g Au und 9,2 g Ag pro t, der Gangschiefer aber einen solchen von 4,6 g Au und 9,9 g Ag pro t. Da auch hier, wie im großen Durchschnitte 34,5% der Gangfüllung auf Gangquarz und 65,5% auf Gangschiefer gerechnet werden können, bestimmt sich der Gehalt des Gesamtmaterials zu 7 g Au und 9,6 g Ag pro t.

Der höchste mittlere Goldgehalt trat bei Erzmittel IV und V auf, das den Alten unbekannt war und welches erst durch den Unterbau aufgeschlossen wurde.

Zur Klarstellung des Gehaltes dieses Erzmittels sind im Winter 1925 neue Schlitzproben durchgeführt worden. Hiebei wurden die Schlitzlöcher in je 2 m Entfernung voneinander ausgeschlagen und jedem Schlitz zirka 30 kg Probematerial entnommen.

Das fein gestampfte Material ist dann entsprechend den Schlitzlängen zu mehreren Durchschnittsproben vereinigt worden.

Zwei solche Posten, die bei G. A. Scheid in Wien verbleit wurden, ergaben für das

IV. Erzmittel 10 g Au pro t;

V. Erzmittel 8 g Au pro t;

sonach für das IV. und V. Erzmittel 9 g Au pro t.

Der Gehalt an Ag beträgt ungefähr 1 g pro t.

1922 sind auch von Ing. H. Schlitzproben vorgenommen worden, welche für das

IV. Erzmittel 3,0 g Au pro t;

V. Erzmittel 1,2 g Au pro t;

sonach für das IV. und V. Erzmittel 2,1 g Au pro t lieferten.

H. glaubt, daß die verhältnismäßig rasche Durchführung dieser Proben (6—7<sup>h</sup>) nicht die Hauptursache für die beträchtliche Differenz gegenüber den gewerkschaftlichen Proben sei.

Da nun aber der Mittelgehalt bei Gangquarz bedeutend mehr als bei Gangschiefer beträgt, ist es bei jeder Probenahme wichtig, Gangquarz und Gangschiefer in dem richtigen Verhältnis in der Probe zu haben. Werden wegen Zeitmangels keine neuen Schlitzlöcher ausgeschlagen, sondern nur die alten nachgekratzt, so muß unverhältnismäßig mehr von dem weicheren Schiefer in die Probe kommen, und zwar um so mehr, weil die harten Quarzwülste zum Teil stehen bleiben, zum Teil versplittern. Entscheidende Ergebnisse sind daher nur bei frisch geschlagenen, hinlänglich tiefen und breiten Schlitzlöchern zu erwarten. Aus alten Schlitzlöchern kann ferner fein verteiltes Metall durch Tropfwasser entfernt werden und beim Aus-

schlagen von oberflächlichen flachen Schlitzten ein Versplittern von Gangquarz leichter eintreten.

Ist außerdem das Gold in feiner und wahrscheinlich auch sehr unregelmäßiger Verteilung vorhanden, so besitzen jene Proben größere Wahrscheinlichkeit, bei welchen das größere Quantum an Probenmaterial in Verwendung kam, sonach die Schußproben.

Verluste sind bei den älteren Schlitzproben infolge der tieferen Schlitzte gewiß weniger ins Gewicht gefallen, ein lokaler größerer Gehalt an Gold kann hiebei jedoch die Folge gehabt haben, daß der Gesamtgehalt übermäßig anstieg.

Das Mittel von allen Proben aus dem IV. und V. Erzmittel:

Stückproben v. May's . . . . .	20,2
Alte Schlitzproben . . . . .	24,8
Schußproben . . . . .	13,4
Schlitzproben H's . . . . .	2,1
Neue Schlitzproben . . . . .	9,0
beträgt . . . . .	69,5 : 5 = 13,9

und spricht für die Schußproben.

Unter Berücksichtigung der alten Schlitzproben kann daher der Mittelgehalt des IV. und V. Erzmittels zu 14 g pro t angenommen werden.

Die im Jahre 1921 verpochten 41 t Vorräte, welche aus dem obersten Teil des 50 m hohen Aufbruches im Erzmittel III, d. i. dem höchsten bisher in der Grube erreichten Orte stammten, warfen 0,35% Schlich ab, der 361 g Au und 91 g Ag pro t hielt.

In den tieferen Sohlen ist ein derartiger Gehalt nicht mehr erreicht worden, er stieg hier selten über 140 g Au pro t.

Bei Vornahme der neuen Schlitzproben in den Erzmittel IV und V ist der Schlichgehalt jedes Schlitzaushiebes geschätzt und hieraus ein Mittelwert: 0,64% berechnet worden. Beträgt der Mittelgehalt rund 14 g Au pro t und wäre das Edelmetall ganz an den Schlich gebunden, so müßten 6,4 kg Schlich: 14 g Au, d. i. 1 t Schlich: 2188 g Au enthalten.

Der Schlich einer schlichreicheren Partie dieses Erzmittels, welche 2,2% Schlich abwarf, hielt dagegen nur: 147,5 g Au und 38 g Ag pro t, d. i. ungefähr ebensoviel als der Gemeinschlich überhaupt.

Da 1 kg Schlich rund 0,150 g Au entspricht, kommen auf 6,4 kg Schlich: rund 0,7 g Au. 14—0,7 g, d. i. 13,3 g Au müßten daher im Amalgam und in den Abgängen enthalten sein. Rechnet man nach den bisherigen Erfolgen 1,3 g auf feines Mühlgold, so entfielen 12 g auf die Abgänge.

Aus dem Gehalt des Erzmittels IV und V an Au, dem Schlichgehalt und dem Gehalt des Schliches muß daher geschlossen werden, daß die Hauptmasse des Edelmetalls in feiner Verteilung vorliegt.

Ein so fein verteiltes Metall kann aber nicht durch nasse Aufbereitung, sondern nur durch Laugung gewonnen werden.

Am Fundkofel läßt sich daher ein Teil des Goldes durch Amalgamation und ein zweiter Teil durch Gewinnung von Schlichen erhalten. Einen dritten Teil, welcher bisher verloren ging, kann die Laugung erbringen.

Auf diesem Umstand ist auch die Erscheinung

zurückzubeziehen, daß bisher alle Erzmittel bei der Verpochung fast das gleiche Ausbringen an Au ergaben.

Ein gewisser Teil des Edelmetalls ist eben überall in einer leicht gewinnbaren Form vorhanden.

Dieser Teil nimmt mit Annäherung an den Tag, wie dies das Material aus dem Aufbruch im III. Erzmittel lehrt, zu und ist allein Gegenstand der Gewinnungsarbeit der Alten gewesen.

Bei Besprechung der Erzgänge der Siglitz bei Bockstein in Salzburg<sup>13)</sup> habe ich darzulegen versucht, daß bei Füllung der Gänge ähnliche Vorgänge mitspielten, wie bei der Bildung der Kieslager, nämlich Ausscheidungen aus Gallerten, eine Annahme, welche schon Posepny vertreten hat. Die gleiche Annahme kann auch hinsichtlich der Fundkofelgänge gemacht werden.

Ist aber Freigold in einem Gelee zum Absatz gekommen, so darf man sich nach J. Traube<sup>14)</sup> nicht wundern, daß es häufig in sehr feiner Verteilung sich vorfindet.

Wie ich bereits in meiner Studie über das Goldfeld der Ostalpen bemerkt habe, ist es zweifelhaft, ob bei einem unserer Goldvorkommen die unter der Zementationszone gelegene primäre Zone schon erreicht wurde. Mit der Saxe lassen sich eben überall, und zwar auch in den tiefsten, bisher erreichten Sohlen Kupferblättchen im Schlich auffinden. Es wäre daher auch nicht ausgeschlossen, daß ein beträchtlicher Teil des fein verteilten Goldes sekundärer Entstehung ist.

Von der ganzen, jetzt am Fundkofel gewinnbaren Goldmenge sind ungefähr ein Drittel Mühl- und zwei Drittel Schlichgold. Das Mühlgold wird zum Teil von den Platten und Amalgamatoren geliefert, zum Teil durch Amalgamation der goldreichsten Schliche in einem Mörser erhalten.

Das Schlichgold muß aus den Schlichen ausgeschmolzen werden. Das Mühlgold allein kann alle Kosten nicht tragen und das Verschmelzen der Schliche durch die altberühmte Einlösehütte zu Freiberg i. S. ist immer teurer geworden. Bei der letzten Einlösung von Fundkofel-Kiesschlichen mit einem bezahlten Gehalt von 140 g Au pro t und 16,5% As wurden 87,11% des Metallwertes durch Fracht- und Schmelzkosten verbraucht.

Da außerdem ein sehr beträchtlicher Teil des Edelmetalls verloren ging, kann sich der Betrieb nur lohnen, wenn es gelingt, durch Laugung die Verluste herabzusetzen.

Zur Verfolgung dieser Frage ist im Winter 1926/27 eine kleine Versuchsanlage erbaut und im Waschwerksgebäude untergebracht worden.

Die Versuchsanlage umfaßt drei mit Rührwerken versehene Laugbottiche, um die Mehle mit einer verdünnten KCN-Lösung zu laugen, drei Filterkästen, um die Lauge von den ausgelaugten Mehlen zu trennen und zwei Fällrinnen, um aus der Lauge das Edelmetall durch Adsorption mittels Holzkohle abzuscheiden. Die Laugbottiche besitzen einen oberen

<sup>13)</sup> Z. f. prakt. Geol. 1911, S. 274.

<sup>14)</sup> Chemiker-Zeitung Cöthen Nr. 1 vom 4. Jänner 1928, S. 3.

lichten Durchmesser von 84 cm, einen unteren von 94 cm und eine lichte Höhe von 75 cm. Runde, durch hölzerne Pfropfen verschließbare Öffnungen am Boden dienen zum Ablassen der Füllung.

Die Rührwerke sind jenen der von R. Borchers<sup>15)</sup> beschriebenen Fällbottichen nachgebildet worden und erhielten bei Laugung der Sande: 40, bei Laugung der Schlämme: 36 Umdrehungen in 1'. Ihr Antrieb erfolgt mittels eines gemeinschaftlichen, endlosen Drahtseiles durch ein 7 PS Wasserrad des Waschwerkes.

Die Filterkästen sind im Lichten: 180 cm lang, 95 cm breit und 50 cm tief. Dieselben besitzen einen Lochboden, über den doppelte Juteleinen, Strohsackjute, gespannt ist. Auf der vorderen Längsseite jedes Kastens sind drei übereinander liegende Lochreihen vorhanden, welche mit Holzpfropfen verschlossen werden. Die geklärte Lauge passiert zum Teil den Filterboden, zum Teil wird sie durch Öffnen der Holzpfropfen abgelassen. Sie sammelt sich in dem Sumpf einer mechanisch angetriebenen hölzernen Plätscherpumpe, welche sie auf die Fällrinnen hebt. Nach erfolgtem Abtropfen bzw. Dekantieren der Lösung aus den Filterkästen werden die Rückstände mit Wasser gewaschen, welches zur filtrierten Lösung oder zur frischen Lauge kommt.

Die gewaschenen Mehle gelangen auf die Halde. Um das Auswaschen der Mehle zu erleichtern, war beabsichtigt, an Stelle der Filterkästen, Filterbottiche mit Rührwerken oder Gröppelsche Trommelfilter in Verwendung zu bringen.

Die Rührwerke hätten allerdings ein minder reines Filtrat zur Folge, erfolgt aber die Fällung durch Holzkohle und das Verbrennen der Fällkohle mit Bleioxyd, so ist nach den einschlägigen Versuchen eine geringere Reinheit des Filtrats von keinem Nachteile.

Die Goldfällung durch Adsorption von Goldsalzen mit Holzkohle, welche nach A. Benedetti Pichler<sup>16)</sup> von H. Koch auch zur mikrochemischen Bestimmung von Gold in Anwendung gebracht wurde, hat sich nach R. Borchers<sup>17)</sup> zur Fällung chlorhaltiger Goldlösungen als zuverlässige und sparsame Methode bewährt. Sie steht zur Fällung von KCN-Lösungen nach M. v. Uslar und G. Erlwein<sup>18)</sup> bei der South German mine Mooldon, Victoria in Verwendung und wurde für Fundkofel gewählt, weil Holzkohle leicht zu beschaffen ist, die von der Fällkohle abtropfende entgoldete Lösung kein giftiges Zyan-Zink  $ZnK_2(CN)_4$  enthält und nach entsprechender Verstärkung durch Zusatz von frischem KCN neuerdings zur Laugung verwendet werden kann.

Man hoffte hiebei auch mit geringer konzentrierten Lösungen durchzukommen.

Nach den bisherigen Erfahrungen scheint dies denn auch tatsächlich der Fall zu sein. Es war beabsichtigt, die nicht mehr verwendbaren Laugen über

Magnetkies abtropfen zu lassen, um dadurch die letzten KCN-Reste zu zerstören; es kam aber nicht so weit, da die Laugen bis zuletzt verwendbar blieben.

Eine Goldfällung mit Zn erfordert nach v. Uslar und Erlwein zirka 40 g Zn auf 6 g Au, d. i. 6,66 g Zn auf 1 g Au, die Fällung versagt jedoch bei Gehalten unter 0,08% KCN, d. i. in 100 l: 80 g KCN.

Dagegen besitzen die alkalischen Waschwässer und schwachen Laugen, welche in Mooldon entgoldet werden, einen Gehalt von nur 0,04% KCN, d. i. in 100 l: 40 g KCN. Man hat jedoch festgestellt, daß auch Lösungen mit einem geringeren Gehalte von KCN sich noch gut entgoldet lassen.

Bei dem ersten Fällversuche wurden zwei unter 10° geneigte Fällrinnen in Verwendung gebracht. Dieselbe besitzen bei 450 cm Länge und 14 cm lichter Breite eine lichte Höhe von 12 cm und werden von 22 Querwänden in einzelne Stufen geteilt. Hinter den Querwänden befinden sich zirka 1 cm große Holzkohlenstücke, so daß die Wände mit Kohle gefüllte Becken bilden. Die zu entgoldende Lösung bespült die Kohlenstücke und tropft dann über den vorderen Rand der Querwand ab. Die Kohlenfüllung der 14 cm breiten Fällrinne beträgt 6 l, jene einer gleich gebauten, 100 cm breiten, 320 l. Erstere kann daher nach dem Beispiele von Mooldon  $6 \times 0,25 = 1,50$  g Au, letztere  $320 \times 0,25 = 80,0$  g Au aufnehmen.

v. Uslar und Erlwein, sowie R. Borchers heben hervor, daß die Fällkohle ganz staubfrei sein muß. Am Fundkofel ist dieselbe daher durch Anblasen mit einem Schmiedeventilator entstaubt worden.

Die durch feste Körper vermittelte Adsorption (Sorption) von Lösungen erfolgt in analoger Weise wie jene von Gasen.<sup>19)</sup>

W. Ostwald<sup>20)</sup> bemerkt, daß ein Kohlenwürfel von 1 cm Seitenlänge auf Würfel von 1 mm zerteilt, eine Oberfläche von 60 qcm und bei Zerteilung auf  $1 \mu = 0,001$  mm eine solche von 6 qm besitzt. 1 cbm Kohle, die zum Klären einer Zuckerlösung Verwendung finden soll, würde daher bei 1 mm Korngröße: 600 qm, bei einer Korngröße von  $1 \mu$  dagegen 6 qkm sorbierende Oberfläche besitzen.

Andererseits hat jedoch schon Saussure<sup>21)</sup> beobachtet, daß ein Pulvern die Adsorptionsfähigkeit der Kohle vermindert.

Kohle, die an freier Luft liegt, nimmt infolge Aufnahme von Wasserdampf bis zu 20% an Gewicht zu und adsorbiert dann weniger als im trockenen Zustande. Buchsbaumkohle, die im trockenen und luftleeren Zustand in 24 Stunden das 35fache ihres Volumens an  $CO_2$  aufnahm, adsorbierte nach Befeuchtung mit Wasser in 14 Tagen nur das 15fache Volumen.

Diese Eigentümlichkeit der Kohle erklärt wohl die widersprechenden Angaben. Pulverisierte Kohle kann bis zu ihrer Verwendung so viel Wasserdampf u. dgl. adsorbieren, daß ihre Adsorptionsfähigkeit für

<sup>15)</sup> Fortschritte der Edelmetallurgie, Halle a. d. S. 1913, S. 127.

<sup>16)</sup> A. a. O., S. 239.

<sup>17)</sup> A. a. O., S. 16.

<sup>18)</sup> Zyanid-Prozesse zur Goldgewinnung, Halle a. d. S. 1903, S. 71.

<sup>19)</sup> H. Freundlich, Kapillarchemie, Leipzig 1909, S. 143.

<sup>20)</sup> Die Welt der vernachlässigten Dimensionen, Dresden und Leipzig 1915, S. 98.

<sup>21)</sup> Handwörterbuch der Chemie, 1. Bd., 1842, S. 15.

Flüssigkeit hiedurch wesentlich beschränkt wird und feuchte Kohle trocknet schwer. Ich habe daher auch eine Trennung von poröser und nicht poröser Kohle durch Behandeln in Wasser, wie eine solche in Mooldon üblich sein soll, nicht vorgeschlagen.

Die Laugung der Spitzkastenmehle und Herdabgänge geschah in der Weise, daß in jeder der drei Laugbottiche 300 l Wasser und 30 g KCN gebracht und in diese Lauge 330 kg Lauggut eingerührt wurden.

Nach einem Umgang des Rührwerkes von 9 bis 10 Stunden ist die Lösung abgelassen und filtriert worden. Man erhielt 600 l Lösung, da 300 l im Mehl verblieben. In diese 600 l, welche mit 300 l Waschwasser und 50 g KCN ergänzt wurden, ist ein zweiter Einsatz von 330 kg Lauggut eingerührt worden.

Der gleiche Vorgang wurde bei weiteren vier Einsätzen wiederholt, worauf man dann die Lösung über die Kohlen der Fällrinne abtropfen ließ.

Die Untersuchungen der Au-Lösungen auf ihren Gehalt an Au erfolgt nach der Al-Methode, wie sie das Werk: A Text book of Rand metallurgical practice, Vol 1, London 1912, auf S. 312, beschreibt.

Eine Probe: 250—420 g der Lösung wird mit zirka 2 ccm  $H_2SO_4$  versetzt, nach Einstellen eines dachförmig gebogenen Al-Blechek gekocht und namentlich bei größerer Verdünnung stark eingedampft. Der erhaltene schwarze Niederschlag wird dann verbleit und abgetrieben.

Das Verbleien und Abtreiben geschah in der Regel vor dem Lötrohr, bei größeren Proben aber im Probierofen der Gailitzer Hütte.<sup>22)</sup>

C. Göpner hat durch Laugung von Fundkofelern ein Ausbringen von 92—98% erzielt. Trocken gepochte Mehle aus dem Erzmittel IV, die nach der Feuerprobe 10 g Au pro t enthielten, lieferten dagegen mit Lauge von 10 g KCN auf 100 l nur 7,7 g Au, entsprechend einem Ausbringen von rund 80%.

Das kleinere Ausbringen ist auf das minderfeine Korn zurückzuführen, da Göpnerns Mehl durch ein Sieb mit 150 Maschen auf 1 engl. Zoll hindurchging, was am Fundkofel nicht der Fall war. Durch weitergehende Aufschließung dürfte ein Ausbringen von 90% erreichbar sein.

Im Jahre 1923 wurden am Fundkofel aus 1 t Pochgut vom Erzmittel I 1,8 g Au gewonnen, wogegen die Laugung der noch vorrätigen Abgänge von den Salzburger Herden ein Ausbringen von 2,3 g Au pro t ergab. Da nun das jetzige Ausbringen bei der Laugung im Mittel kaum mehr als 75% beträgt, kann der wirkliche Gehalt mit 3,6 g Au pro t angenommen werden. Der tatsächliche Gesamtgoldgehalt läßt sich daher zu 5,4 g Au pro t veranschlagen. Der gleiche Gehalt: 5,5, ist oben aus den Proben abgeleitet worden.

Da aus 5,4 g Au im Poch- und Waschwerk nur 1,8 g gewonnen wurden, gingen bei der bisherigen Manipulation 67% verloren und wurden nur 33% ausgebracht. Dieses Ergebnis deckt sich mit den Resultaten von Versuchen, die vor mehreren Jahren von der „Alchemie“ in München vorgenommen wurden und ein Ausbringen von 30,9 bzw. 34,5% ergaben<sup>23)</sup>.

<sup>22)</sup> Ich danke den Herren: Direktor Ing. K. Hegewald, Ing. B. Brus und Dr. A. Matievic für die Benützung des dortigen Probiergadens.

Die Fällkohle wird in Mooldon bis auf einen Mittelgehalt von 53 g Au in 1 kg Holzkohlenasche, d. i. 1,6 g in 1 kg Kohle bzw. 0,25 g in 1 l Kohle angereichert und dann in Flammöfen verascht. Die Asche mischt man mit Borax, bei alkalischer Beschaffenheit auch mit Quarz und schmilzt sie in Graphittiegeln ein.

R. Borchers hebt hervor, daß die Kohle bei möglichst niedriger Temperatur und ruhiger Atmosphäre verbrennen muß, falls nicht große Verluste an Gold auftreten sollen.

Der erste Veraschungsversuch am Fundkofel, welcher in dem Apparat zum Ausbrennen des Amalgams erfolgte, mißlang.

In der Asche war neben Au auch Ag vorhanden. Da nun nach Richards<sup>24)</sup> vor dem Lötrohr auf Kohle erst nach Entfernung von Ag eine Verflüchtigung von Au erwartet werden kann, ist eine solche hier nicht eingetreten. Dagegen muß, weil eine hinlängliche Regulierung des Zuges nicht möglich war, eine beträchtliche Menge des fein verteilten Metalls verstaubt sein.

Bei einem zweiten Versuche, der ein befriedigendes Ergebnis hatte, ist daher die noch etwas feuchte Fällkohle grob gepulvert, mit Glätte vermengt und in überdeckten Eisentiegeln eingeschmolzen worden. Das gefallene Werkblei wurde dann abgetrieben.

In einem Treibherde könnte man größere Kohlenmengen verbrennen und das erschmolzene Werkblei gleich abtreiben.

Die kleinste Menge an Fällkohle sollte sich bei Verwendung einer hochaktiven Kohle erreichen lassen, wie sie nach F. Neuwirth<sup>25)</sup> zur adsorptiven Entschwefelung von Generatorgasen Anwendung findet.

Die Kosten der Fällung, welche für Mooldon einschließlich des Einschmelzens zu 0,126 g Au für 1 g Au angenommen werden, dürften bei einem Veraschen im Treibherd kaum eine wesentliche Erhöhung erfahren.

Wenn auch am Fundkofel die Goldfällung noch nicht vollständig gelang, so ist doch die Laugung der Rückstände und der Originalerze soweit sichergestellt, daß bei feinerer Vermahlung ein Ausbringen von 90%, wie es C. Göpner erzielte, erwartet werden kann. Dieses Ergebnis ist aber um so wichtiger, weil eine Auslaugung von tailings bei Gegenwart von Arsenkies ohne vorhergehendem Todrösten nicht mit Unrecht bezweifelt wurde.

v. Uslar und Erlwein<sup>26)</sup> heben hervor, daß die unedlen Metalle in den Golderzen stets als Verbindungen auftreten, während das Gold in gediegener Form vorhanden ist. Unter diesen Umständen wird Au zuerst, und so lange gelöst, als freier Sauerstoff vor-

<sup>23)</sup> Nach einer Mitteilung des Herrn Ministerialrates Ing. A. Bretschneider betrug bei Verarbeitung von Gefällen der Sigitzgänge am Naßfeld bei Böckstein das Gesamtausbringen an Au in den letzten drei Jahren: 68,3%, und zwar 25,9% an Mühl- und 42,4% an Schlichgold.

<sup>24)</sup> Classen, Ausgew. Methoden der analyt. Chemie, Bd. 1, Leipzig 1901, S. 257.

<sup>25)</sup> B. u. H. Jahrb. 1928, S. 3; vgl. O. Kausch, Die aktive Kohle, ihre Herstellung und Verwendung, Halle a. d. S. 1928.

<sup>26)</sup> A. a. O., S. 37.

handen ist, erst nachher gehen die unedlen Metalle in Lösung.

In unserem Falle kann daher die Lösung des schon ursprünglich fein verteilten und durch einen Feinaufschluß dem Angriffe der KCN-Lauge leichter zugänglich gewordenen Au beendet sein, bevor die Kiese, insbesondere der Arsenkies, gelöst werden.

Am Fundkofel war deshalb beabsichtigt, die Pochwerke zu verstärken und mit Stängelsieben von 2 mm lichter Weite zu versehen.

Die Pochtrübe wird über amalgamierte Platten und eine Elektromagnettrommel der Dorst A.-G. zu Oberlind-Sonnberg in Thüringen geführt, dann aber zu Sandspitzkästen geleitet, deren Untertrübe eine bzw. zwei hintereinander geschaltete Dorstsche Kegelmühlen speist.

Diese mit Silex- oder Porzellanfutter versehenen Mühlen dürften die von C. Göpner angestrebte Feinheit von 200 Maschen auf 1 engl. Zoll: 26 mm, erreichen lassen.

Die Gesamtkosten pro Tonne werden sich am Fundkofel nach allen bisherigen Erfahrungen, bei einer Verarbeitung von mindestens 24 Tonnen in 24 Stunden im Erzmittel I auf 4 g und im Erzmittel IV und V auf 4,5 g Au pro t stellen.

Im Erzmittel I braucht infolge seiner erheblichen Mächtigkeit in den Grubenteilen ober dem v. May-Stollen kein Nebengestein mitgenommen zu werden, wohl aber im Erzmittel IV und V.

Die mittlere reine Mächtigkeit dieses Erzmittels mißt nach den neuen Schlitzproben 79 cm. Wird der Aushieb bei 50—60° Einfallen der Lagerstätte hoch gerechnet, 125 cm weit gemacht und das ganze hereingewonnene Material verpocht, so beträgt der Mittelgehalt des Pochgutes, wenn das schwach imprägnierte Nebengestein als taub angesehen wird;  $\frac{79 \times 14}{125} = 8,8$ , d. i. rund 9 g pro t.

Die Kosten von 4 g pro t im I. Erzmittel erhöhen sich hier durch die Kosten des Aufzuges vom Unterbau zum Kopf der Seilbahn um S 0,35, d. i. 0,07 g Au pro t und die höheren Fällungskosten: (8—5,5)

0,125 = 0,315 g Au pro t auf rund 4,5 g Au pro t. Bei 90% Ausbringen könnte man sonach auf einen Überschuß von 3,5 g Au pro t rechnen, der sich in den mächtigeren Gangteilen entsprechend erhöhen würde.

Die sehr mächtige Imprägnationszone des Gugi Nock hat seinerzeit C. Göpner als eines der wichtigsten Goldvorkommen der Ostalpen betrachtet. Die Erhaltung wird hier durch die geringere Gesteinsfestigkeit, sowie die größere Mächtigkeit und die Kuttung durch die stärkere Konzentration der Sulfide erleichtert. Nach Haug und Hiebleitner ist mit Bestimmtheit zu erwarten, daß durch Kuttung etwa zwei Drittel der Lagermasse als Hauwerk mit 7 g Au pro t resultieren werde.

Bei 90% Ausbringen und 3 g Unkosten könnte sich sonach ein Überschuß von 3 g Au pro t ergeben.

Soweit das Goldvorkommen am Gugi Nock bisher aufgeschlossen ist, läßt sich dasselbe mit den goldführenden Kiesfahlbändern von Homstake<sup>27)</sup> in Süd-Dakota (Black Hills) vergleichen.

Nach E. Hodges Robie<sup>28)</sup> ist das dortige Erz verkieselter Schiefer mit fein verteiltem Freigold. Außerdem treten Pyrit und Arsenkies auf. Der Gehalt beträgt: 4,02 Doll. pro ton, d. i. 6,6 g Au pro 1000 kg.

Das Ausbringen durch Amalgamation macht 63% aus. Der größte Teil des Restes wird durch Laugung gewonnen.

Ich danke Herrn Bergverwalter Martin Kraßnitzer in Zwickenberg, der die Laugversuche am Fundkofel leitete, für seine Mitwirkung bei Verfassung dieser Studie. Leider kann ich denselben Dank nur mehr den Manen des ausgezeichneten Chemikers und Metallurgen Carl Göpner in Hamburg abstaten, der stets für die Laugung der alpinen Golderze eintrat und auch selbst in seinem Laboratorium ausgedehnte Laugversuche mit solchen vornahm.

<sup>27)</sup> Stelzer-Bergeat, Die Erzlagerstätten, Leipzig 1904—1906, S. 387.

<sup>28)</sup> Metall und Erz 1927, S. 292.

## Buchbesprechungen

### Compte rendu du Congrès pour l'avancement des études de stratigraphie carbonifère Heerlen 7—11 Juin 1927.

Der mächtige, von W. J. Jongmans redigierte Band mit seinen zahlreichen Karten und Tafeln stellt ein Monumentalwerk über das europäische Karbon dar, das der Wichtigkeit dieser Formation entspricht. Fachleute aller Länder Europas berichten über ihre Karbonablagerungen, geben zusammenfassende Berichte über den momentanen Stand der stratigraphischen Durcharbeitung und vielfach auch wichtige und interessante Exposés über die Tektonik.

Von vielen anderen Kongressen unterschied sich jener von Heerlen dadurch, daß er ein bestimmtes Ziel verfolgte: Ordnung in der Gliederung und Parallelisierung der

europäischen Karbonzonen zu bringen. Jongmans berichtet an der Hand einer großen synchronistischen Tabelle über das Ergebnis. Darüber hinaus hatte der Kongreß noch einen Erfolg, daß er Einblick in die Methodik gewährte, die bei Arbeiten im Karbon anzuwenden seien. Die Mitteilungen und Aussprachen über den Wert pflanzlicher und tierischer Leitfossilien, Gesteinseigentümlichkeiten und Sedimentationsbedingungen werden befruchtend für neue Studien in vielen Ländern wirken.

Man muß die Bergbau-Sektion der Geologisch-Mijnbouwkundig Genootschap voor Nederland en Kolonien beglückwünschen und ihr aber auch danken dafür, daß sie ein derartiges Standardwerk herausgebracht hat.

W. Petrascheck