

unseres Schneeflohes in Kärnten.<sup>20)</sup> Daß der Wind dabei keine wesentliche Rolle spielt, daß es sich um keine neue Erscheinung handelt und daß diese Tierchen völlig harmlos und unschädlich sind u. s. w., wird aus dem Voranstehenden wohl klar geworden sein. Man wird nicht fehlgehen, wenn man annimmt, daß sie in Höhenlagen von 350—1500 *m* herdenartig über ganz Kärnten ausgebreitet sind. Im Hochgebirge werden sie durch ähnliche Herden des echten Gletscherflohes (*Isotoma saltans* Agass.) ersetzt; doch ist mir hierüber, was Kärnten anbelangt, nichts Sicheres bekannt geworden. Hochtouristen werden ersucht, dieser Sache in der Schnee- und Eisregion ihr Augenmerk zuzuwenden, Proben der dort beobachteten Gletscherflöhe oder anderer Springschwänze in einem Gläschen zu sammeln und samt dem Schneewasser, gut verkorkt, als Muster ohne Wert an das Naturhistorische Landesmuseum in Klagenfurt einzusenden und wo möglich auch kurzen Bericht zu erstatten.<sup>21)</sup>

## Zur Kenntnis der Goldzecher Gänge.

Von Dr. Richard Canaval.

### III.

Über den Gehalt der von den Alten eroberten Geschiecke an Mühlgold und den Feingehalt des Mühlbullions liegen keine Angaben vor.

Ebenso fehlen mit Ausnahme einiger Gehaltangaben auch alle Anhaltspunkte zur Beurteilung des Erzvermögens der sogenannten Liegendklüft, auf deren erheblichen Edelmetallgehalt insbesondere Wöllner hingewiesen hat.

Die Alten haben zwar auch auf diesem Gange gebaut, dürften sich jedoch vorwiegend auf die Gewinnung von Waschgold

<sup>20)</sup> Über das massenhafte Auftreten von schwarzen Schneeflöhen in anderen Ländern wird ein weiterer Artikel berichten.

<sup>21)</sup> Prof. v. Dalla-Torre gibt in seiner Arbeit „Die Thysanuren Tirols“ als kärntnerische Fundstelle des Gletscherflohes den Großglockner an, wo ihn ein Herr Schultes bereits um das Jahr 1801 beobachtet haben soll. — Vergl. Zeitschr. des Ferdinandeums f. Tirol u. Vorarlberg, 1888, S. 147 und Fußnote 1, sowie S. 157.

beschränkt haben, da die Gefälle ihres nicht unerheblichen Kupfergehaltes wegen bei dem damaligen Stande der Hütten-technik nur mit großen Schwierigkeiten zu verarbeiten waren.

Den waschgoldreichen Partien scheint man jedoch sehr energisch nachgegangen zu sein, da nach R o c h a t a die Erzsäule des schwarzen Gesenkes vom Christophi-Stollen aus bis unter den Horizont des Anna-Stollens verhaut wurde.

Nach einer Angabe L i n d t h a l l e r s <sup>45)</sup> sollen diese Verhauungen sogar bis zur unteren Goldzeche, d. i. bis zu einem, jetzt vereisten Stollen gereicht haben, der ungefähr 50 m unter dem Anna-Stollen lag und welcher, wie es die Terrainverhältnisse wahrscheinlich machen, nach dem Liegendgange selbst oder doch nach einer Kluft im Liegenden des Hauptganges eingetrieben worden ist.

Diese Arbeiten gehen jedenfalls in das 16. Jahrhundert zurück. Im 17. und 18. Jahrhunderte scheint ein anhaltender Betrieb auf dem Liegendgange nicht mehr stattgefunden zu haben.

Eine Ergänzung der älteren Angaben ermöglichen die nachstehenden, aus der letzten Betriebsperiode der Goldzeche, 1869 bis 1876, stammenden Betriebserfolge.

In der Zeit von August 1870 bis August 1874 wurden 9970 Kübel Pochgänge aus alten Halden und 3963 Kübel Pochgänge in der Grube, u. zw. größtenteils aus alten Versätzen, gewonnen.

Bei der Weiterverarbeitung dieser 13.933 Kübel à 80 Pfd. sind erhalten worden:

45·00	Zentner	Ganzerze,
56·00	„	Köpfelschlich,
589·25	„	Gemeinschlich und
133·50	„	Schlamm-schlich.

Fast das gleiche Quantum kam im Jänner 1876 bei der Hütte in Brixlegg zur Einlösung, wobei sich für die einzelnen Erzposten nachstehende Gold- und Silbergehalte ergaben:

22·85 g	Ganzerze mit	. . .	0·057 kg	Gold und	0·217 kg	Silber
17·53 g	entgoldeter Köpfel-					
	schlich mit	. . .	0·178 kg	Gold und	0·926 kg	Silber

<sup>45)</sup> Beschreibung des Goldzöcher Bergbau, M. S. im Döllacher Werksarchive.

367<sup>52</sup> *g* Gemeinschlich

(röcher Schlich) mit 1747 *kg* Gold und 7761 *kg* Silber

61<sup>56</sup> *g* Schlammshlich mit 0374 *kg* Gold und 1993 *kg* Silber

Gegenüber dem damaligen Marktpreise von 1657 fl. für 1 *kg* Feingold und 93 fl. 27 kr. für 1 *kg* Feinsilber<sup>46)</sup> betrug die Hütteneinlösung 1200 fl., bezw. 15 fl., so daß die Bezahlung 2938 fl. 41 kr., d. i. 78 fl. 80 kr. pro Tonne ausmachte.

Aus dem Köpfelschlich war vor seiner Einlösung durch Amalgamation das Mühlgold gewonnen worden, und zwar hatten 35 Zollzentner Köpfelschlich 883 *g* Abglühgold, d. i. ausgeglüh-tes Amalgam, ergeben.

Im Jahre 1874 wurden ferner aus 5277 Zollzentner Versatzerzen erzeugt:

1772 Zollzentner entgoldeter Köpfelschlich mit 1098 Zollpfund Feingold und 1204 Zollpfund Feinsilber,

22607 Zollzentner Gemeinschlich mit 1356 Zollpfund Feingold und 5877 Zollpfund Feinsilber,

6231 Zollzentner Schlammshlich mit 0830 Zollpfund Feingold und 3323 Zollpfund Feinsilber, sowie

084 Zollzentner Pochkern.<sup>47)</sup>

Der Köpfelschlich gab bei der Amalgamation 0049% Abglühgold.

Über den Gehalt des Pochkerns liegt nur die Angabe vor, daß derselbe 0076% Mühlgold, d. i. Abglühgold, enthalten habe. Der Gehalt des entgoldeten Pochkerns ist daher wohl nicht kleiner als jener des entgoldeten Köpfelschliches gewesen.

Nach einer Probe des Hauptmünzamtcs in Wien enthält das Abglühgold in 1000 Teilen: 983 Teile Goldsilber, und zwar 796 Teile Gold und 187 Teile Silber. Der durch Amalgamation gewonnene Mühlbullion besitzt daher einen Feingehalt von 810, wogegen P o š e p n y<sup>48)</sup>, bezw. R u s s e g g e r<sup>49)</sup> den Feingehalt des Mühlbullions für den hohen Goldberg mit 724 und 687, für den Rathausberg aber mit 850 und 875 angeben.

<sup>46)</sup> Nach gültiger Mitteilung des Herrn Kommerzialrats, Ingen. L. St. Rainer. Heute stellen sich diese Preise in Wien auf 3.298, bezw. 112.30 K.

<sup>47)</sup> Vgl. Schroll, Beiträge, S. 257.

<sup>48)</sup> Archiv für praktische Geologie, I. Bd., 1880, S. 210.

<sup>49)</sup> Baumgartner, Zeitschrift f. Physik u. Mathem., VIII., 1830, S. 397.

Ich habe mit Hilfe dieser Zahlen die folgende Tabelle zusammengestellt und in einer zweiten Tabelle Erfolge des Ausrichtungs- und Abbaubetriebes in den Jahren 1836, 1837, 1875 und 1876 untergebracht. 1836 und 1837 wurden die Hauwerksmengen noch in Kübeln angegeben, welche, da es sich hier nur um kleine Kübel<sup>50)</sup> gehandelt haben kann, nach dem Salzburger Verhältnisse<sup>51)</sup>: 1 Kübel Pochgang 53·2 *kg*, 1 Kübel Scheiderz 65 *kg*, in metrisches Gewicht reduziert worden sind.

Aus den Jahren 1875 und 1876 liegen die Hauwerksmengen in Zollzentner à 50 *kg* vor.

Verarbeitet	I.		II.				
	13.933 Kübel = 624'2 t		5.277 Zoll-Ztr. = 263'8 t				
Produkte	<i>kg</i>	Fein- gold <i>g</i>	Fein- silber <i>g</i>	<i>kg</i>	Fein- gold <i>g</i>	Fein- silber <i>g</i>	
Erzeugt	Gauzerze . . . . .	2.520	63	239	.	.	.
	Köpfelschlich . . . . .	3.136	.	.	886	.	.
	Mühlbullion . . . . .	.	1.260	296	.	346	81
	Schlichbullion . . . . .	.	318	1.657	.	620	680
	Gemeinschlich . . . . .	33.004	1.569	6.888	11.304	678	2.938
	Schlammuschlich . . . . .	7.167	151	2.117	3.115	115	1.661
	Pochkern . . . . .	.	.	.	12	.	.
	Mühlbullion . . . . .	.	.	.	.	25	6
	Schlichbullion . . . . .	.	.	.	.	26	28
	Im ganzen . . . . .	46.121	3.661	11.497	15.317	2.110	5.394
Daher aus 1 t hütt. Hauwerk	71	7·10 <sup>0</sup> / <sub>v</sub>	5·9	18·1	58	5·8 <sup>0</sup> / <sub>v</sub>	9·5
hievon im Mühlbullion . . . . .	.	.	2·0	0·5	.	.	1·4
im Schlichbullion . . . . .	.	.	3·9	17·9	.	.	8·1

Die Gehalte von 1 t Erz und Schlich betragen in:

	Post I	Post II
Feines Mühlgold . . . . .	27 <i>g</i>	24 <i>g</i>
Feines Schlichgold . . . . .	52 <i>g</i>	113 <i>g</i>
daher zusammen Feingold . . . . .	79 <i>g</i>	137 <i>g</i>
Feinsilber . . . . .	249 <i>g</i>	351 <i>g</i>

<sup>50)</sup> Carinthia I., 1906, Nr. 6.

<sup>51)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landesmuseums v. Kärnten, 21. Heft, 1897, S. 105.

Da die Strecken auf der Goldzeche ungefähr mit demselben Querschnitte wie am Rathausberge:  $3.85 m^2$ , aufgeföhren wurden, ergeben sich aus diesen Zahlen folgende Werte:

	Dynamitverbrauch pro $m^3$ Aushieb: <i>kg</i>	Erhaltungskosten pro $m^3$ Aushieb: Gulden
Hangendschlag . . . . .	2.54	14.26
Liegendschlag . . . . .	1.75	9.30
Liegendkluft-Ausrichtung . . . . .	1.40	10.47

Die Erhaltungskosten umfassen den Hauerlohn, das Geleuchte, die Spreng- und Zundmittel, sowie den Gezuheverschlag.

Die Grubenerhaltung erforderte jahrlieh zirka 360 Schichten, verursachte daher, von dem Zimmerungsholze abgesehen, nur geringe Auslagen.

Im ersten Vierteljahre 1902 stand der Richtstollen des Tauerntunnels, welcher auf der Mallnitzer Seite mit Handarbeit vorgeföhrt wurde, in einem glimmerreichen Gneis, dessen Festigkeit nur wenig von jener des Gneises im Hangenden des Hauptganges der Goldzeche verschieden sein durfte. Es stellten sich hiebei pro  $m^3$  Aushieb der Dynamitverbrauch auf  $2.8 kg$  und die Gesamtkosten auf ungefahr 15 fl.

Trotz des beschleunigten Vortriebes kam der Aushieb im Richtstollen darum zweifellos billiger als auf dem Hangendschlag der Goldzeche zu stehen, weil hier die Beforderung bergauf fast ausschlielich durch Trager erfolgen mute, welchen 1874 fur den Weg vom alten Pocher in der Flei zum Seebichl 1 fl. und bis zur Goldzeche 1 fl. 50 kr. pro Zentner ( $56 kg$ ) gezahlt wurde.

Ziehen wir die verhauten Quadratmeter Gangflache und erzeugten Tonnen haltigen Hauwerks zusammen, so folgt, da am Hauptgange  $182.64 m^2$  Gangflache  $314.2 t$  und am Liegendgange  $92.98 m^2$  Gangflache  $135.4 t$  haltiges Hauwerk lieferten. Auf dem ersteren entfielen daher  $1.72 t$  und auf dem letzteren  $1.45 t$  pro Quadratmeter.

Nach einer von Reissacher<sup>52)</sup> mitgetheilten Tabelle betragen zwischen 1562 und 1572 am hohen Goldberge die auf 93.283 Kubel =  $6110 t$  Pochgange und auf 11.278 Kubel =

<sup>52)</sup> Bruchstucke, S. 27.

Arbeitsort	Anzahl der Sh Häuer- Schichten	Verbrauch an		Aus- geschlagen : m Strecke, bezw. m <sup>2</sup> Gangfläche	
		Dynamit	Stahl		
		in kg			
Annastollen-Hangendschlag	331	77·8	21·0	7·95	m
Annastollen-Liegendschlag	202	53·5	9·1	7·95	m
Liegendkluft-Ausrichtung nach NO	443	83·1	30·4	15·48	m
Abteufen am Hauptgang im Annastollen	373 $\frac{1}{4}$	14·8	11·2	26·10	m <sup>2</sup>
Abbau am Hauptgang im Annastollen (1836)	.	.	.	19·28	m <sup>2</sup>
Abbau am Hauptgang in der Brünner Zeche am Annastollen (1836 u. 1837)	.	.	.	31·92	m <sup>2</sup>
Abbau am Hauptgang am Säringer-Lauf (1836)	.	.	.	11·51	m <sup>2</sup>
Abbau am Hauptgang im Annastollen	261 $\frac{3}{4}$	38·6	9·5	83·10	m <sup>2</sup>
Abbau von Erzkrügen im Christophistollen	.	20·2	3·9	7·70	m <sup>2</sup>
Liegendkluft - Ausrichtung am Lehenschaffter - Lauf (1836 u. 1837)	.	.	.	54·68	m <sup>2</sup>
Liegendkluft-Abteufen	125	17·1	1·5	7·40	m <sup>2</sup>
Liegendkluft-Abbau	160 $\frac{1}{2}$	17·9	5·6	30·90	m <sup>2</sup>

Erzeugung an hält. Hauwerk		Erhaltungskosten		Edelmetallmengen in 1 t hältigen Hauwerks nach der Kleinprobe	Gehalt des hältigen Hauwerks an Schlich o. o.
im ganzen	per m <sup>2</sup>	im ganzen	per t		
in t (1000 kg)		in Gulden			
.	.	435.88	.		
.	.	284.31	.		
.	.	623.42	.		
105.0	4.02	687.25	6.54	3.5 g feines Mühlgold 6.5 g feines Schlichgold 29 g Feinsilber 34 g feines Mühlgold 15 g feines Schlichgold 155 g Feinsilber	15 20
12.5	0.65	.	.		
57.8	1.81	.	.		
15.0	1.03	.	.		
88.8	1.07	565.90	6.37		
35.1	4.56	183.75	5.23	3 g feines Mühlgold 6 g feines Schlichgold 31 g Feinsilber	14
48.8	0.89	.	.	24 g Au, 30 g Ag 73 g Au, 109 g Ag 20 g Au, 20 g Ag	5 15 8
10.7	1.45	.	.	9.5 g feines Mühlgold 10 g feines Schlichgold 32 g Feinsilber	8
75.9	2.45	253.75	3.37	29 g Au, 13 g Ag 118 g feines Mühlgold 25 g feines Schlichgold 50 g Feinsilber	21 5

817 *l* Scheiderze, d. i. zusammen 6927 *l* hältiges Hauwerk, entfallenden Samkosten 28.563 fl.

Die Tabelle schreibt Zentner statt Kübel, aus dem nächsten Absatze erhellt jedoch, daß zweifellos Kübel gemeint sind, welche *Reissacher*, der späteren Übung entsprechend, mit Zentner identifizierte. Es ist daher mit Hilfe der an einem anderen Orte<sup>53)</sup> abgeleiteten Zahlen: 1 großer Kübel Brüche 59·4 *kg*, 1 großer Kübel Erz 71·6 *kg*, eine Reduktion in metrisches Gewicht vorgenommen worden.

Bis 1615 wurde nun die Mark Feingold nach *Reissacher* mit 132 fl. und die Mark Feinsilber mit 12 fl. eingelöst, eine Angabe, die durch zwei Raitbücher über die Ausgaben und Einnahmen der Fuggerschen Bergwerksanteile zu Unter-Goldegg in der Klienung im Lavantale aus den Jahren 1569 und 1571 bestätigt wird. 28.563 fl. entsprechen daher 60·790 *kg* Feingold.

Aus einer Tonne Hauwerk hätten daher 8·8 *g*, d. i. rund 9 *g* Feingold, ausgebracht werden müssen, um die Samkosten zu bestreiten.

Am hohen Goldberge kamen nun nach den Erfolgen der Jahre 1780—1836 auf 1 *g* Feingold 3·432 *g* Feinsilber, welche im 16. Jahrhunderte  $3·432 \frac{132}{12} = 0·312$  *g* Feingold gleichwertig waren. Eine Deckung der Samkosten konnte demnach hier auch erfolgen, wenn 1 *l* Hauwerk ein Ausbringen von 6·8 *g* Feingold und 23·5 *g* Feinsilber ermöglichte.

Unter den Samkosten verstand man, wie die oben erwähnten Raitbücher lehren, die gesamten Grubenkosten, einschließlich jener der Aufbereitung. Nicht inbegriffen sind die Hüttenkosten, die Ausgaben für Betriebsmaterialien, die Verluste bei der Werksfassung; der Pfennerhandel, die Gehalte und Löhne der Beamten, die Mietzinsen u. s. w.

Zu Unter-Goldegg machen diese Kosten nicht ganz ein Fünftel der Samkosten aus. Würde am hohen Goldberge ungefähr dasselbe Verhältnis bestanden haben, so wäre, um ohne Zubeße durchzukommen, ein Ausbringen von rund 11 *g* Feingold,

<sup>53)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landesmuseums v. Kärnten, 24. Heft, 1897, S. 109.



bezw. von 8·4 *g* Feingold und 28·8 *g* Feinsilber erforderlich gewesen.

Erze unter diesem Gehalte blieben daher stehen oder kamen in die Versätze, so daß die letzteren noch Gefälle mit einem Durchschnittsausbringen von

$$\frac{8\cdot4 + 0}{2} = 4\cdot2 \text{ g Au und } \frac{28\cdot8 + 0}{2} = 14\cdot4 \text{ g Ag}$$

enthalten sollten.

In den Jahren 1876 und 1877 sind denn auch aus einem Materiale, das nach P o š e p u y <sup>54)</sup> größtenteils alten Versätzen entstammt, durchschnittlich noch 6·2 *g* Au und 15·4 *g* Ag gewonnen worden.

Da auf die Versätze keine Erbauungskosten mehr kamen und in der Zwischenzeit auch die Aufbereitung Fortschritte gemacht hatte, lohnte es sich, die Rücklässe der Alten durchzukutten und zu verwerten.

Auf der Goldzeche betragen nach v. S c h e u e h e n s t u e l in den ersten Dezennien des 18. Jahrhunderts die „Bergbaukosten“ 5—6000 fl., im Mittel sonach 5500 fl. jährlich, und da damals durchschnittlich 109·5 *l* hältiges Hauerwerk gefördert worden sind, entfielen auf 1 *l* 50 fl. 23 kr. an Kosten.

Bei dem ärarischen Gold- und Silberbergbaue Dechant in der Teuchl wurde nun um die Mitte des 18. Jahrhunderts 1 Mark Feingold mit 333 fl. 2 kr. und 1 Mark Feinsilber mit 20 fl. 20 kr. eingelöst, wogegen nach v. M o l l <sup>55)</sup> um 1757 in Salzburg die Einlösungspreise 320 fl., bezw. 22 fl. ausmachten.

Rechnet man nach dem Dechanter Preise, so hat das in den Jahren 1676—1687 und 1704—1723 gefallene hältige Hauerwerk, aus dem pro Tonne 38 *g* Feingold und 74 *g* Feinsilber ausgebracht wurden, eben die Kosten bezahlt.

Für die Jahre 1749 bis 1753 können wir eine ähnliche Berechnung mit Hilfe einiger Angaben über den Gold- und Silberbergbau Dechants durchführen, dessen Einbaue allerdings wesentlich günstiger in Seehöhen von 1800 bis 2000 *m* lagen. 1748 hat man hier den jährlichen Gesamtaufwand am Berge und beim

<sup>54)</sup> a. a. O., S. 55.

<sup>55)</sup> Annalen d. Berg- u. Hüttenkunde, 1. Bd., 1802, S. 55.

Pocher unter Berücksichtigung aller Materialien mit 100 fl. per Mann der ganzen Belegschaft angesetzt und die Schmelzkosten mit 1 fl. per Zentner angenommen.

Lassen wir diese Ansätze auch für die Goldzeche gelten, so bestimmen sich bei einer Hauerwerkserzeugung von 263 *t* die Bergbankkosten zu 4400 und die Hüttenkosten zu 2079 fl. Auf 1 *t* hältiges Hauerwerk entfielen dann 25 fl. Kosten, so daß ein Ausbringen von 17 *g* Feingold und 71 *g* Feinsilber eben die Kosten deckte.

Nach Analogie mit dem hohen Goldberge könnte darnach ein Ausbringen von 8 *g* Feingold und 35 *g* Feinsilber aus den Versätzen möglich erscheinen; 9·5 *g* Feingold und 20·4 *g* Feinsilber sind denn auch 1874 tatsächlich ausgebracht worden.

Für die Annahme, daß silberarme Erze mit einem Goldausbringen von ungefähr 20 *g* sich schon an der Grenze der Abbauwürdigkeit befanden, sprechen noch mehrere Angaben der *M a r c h e r* sehen Karte.

Im Gebiete der Mitterhilt-Verhauue blieben, wie bereits oben bemerkt worden ist, Erze mit 23 *g Au* und 63 *g Ag* pro Tonne stehen, in einem Gesenke unter der Sohle des Anna-Stollens wurden im Gebiete des Briceius-Verhauues Poehgänge mit 23 *g Au* und 49 *g Ag* pro Tonne nicht mehr gewonnen, und die Erze des Liegendganges, den man mit einem Querschlage vom Glückstollen aus aufschloß, sind, da sie nur 25 *g Au* und 19 *g Ag* pro Tonne gaben, auch nicht weiter verfolgt worden.

In Wirklichkeit müssen denn auch die Kosten noch höher gewesen sein, als oben angenommen wurde, da sonst nicht „der ganz verschuldete Bergbau zu Großkirchheim“, wie ein Bericht des innösterr. Guberniums vom 28. Jänner 1788 besagt, „in Ärarialverlag übernommen“ und 1798 vom Bergrate *Dillingen*<sup>56)</sup> tot gesprochen worden wäre.

1874 kam eine Tonne ausgekutteter Versatzerze bei der Seebichl-Aufbereitung (2499 *m*) auf 9 fl. 65 kr. (Kutten 2·15, Grubenförderung 2·00, Tagförderung 2·50, Aufsicht 3·00) zu stehen.

Bei der damaligen Hütteneinlösung hätte daher das Aus-

<sup>56)</sup> Schüttes, Reise auf den Glockner, 2. Teil, Wien 1804, S. 48.

bringen an feinem Schlichgolde eben hingereicht, um diese Kosten zu zahlen. Nun waren aber außer den Aufbereitungs- und Gemeinkosten noch die Materialien- und Frachtkosten zu bestreiten, deren Gesamtbetrag allerdings nicht mehr bekannt ist. Da jedoch die Kosten der Fracht von einer Tonne Schlich bis nach Brixlegg schon 35 fl. 30 kr. (Sackzug vom Seebichl zum alten Pocher 1:80, Fracht vom alten Pocher nach Döllach 10:70, von Döllach nach Dölsach 17:80, von Dölsach nach Brixlegg 4:80) ausmachten, 1 *l* Versatzerze daher mit 2 fl. 5 kr. belasteten, war an einen Gewinn nicht zu denken.

Später sind allerdings die Förderungskosten durch zweckentsprechende Neuerungen herabgesetzt und am Hauptgange im Gebiete der Briceius-Zeche, sowie am Liegendgange zufriedensstellende Aufschlüsse erzielt worden; indes die Zerstörung des Pochwerkes am Seebichl brachte den Betrieb neuerdings zum Erliegen.

Mit Hilfe der Zahlen, welche oben für den Hauerwerksfall pro Quadratmeter ermittelt wurden, können wir ungefähr auch die Edelmetallmengen bestimmen, welche bei dem damaligen Stande der Technik aus 1 *m*<sup>2</sup> Gangfläche überhaupt ausbringbar gewesen wären.

Wir wollen eine solche Berechnung nur hinsichtlich des Goldausbringens vornehmen und derselben die Annahme zugrunde legen, daß bei reinem Verrieb des Hauptganges 1 *m*<sup>2</sup> Gangfläche nicht 1.72, sondern nur 1.50 *l* hältiges Hauerwerk geliefert haben würde.

In den Jahren 1749—1753 wurden dann aus 1 *m*<sup>2</sup> 0.76 *l* Hauerwerk ausgebracht und 0.74 *l* versetzt, in den Jahren 1776 und 1777 aber 0.58 *l* ausgebracht und 0.92 *l* versetzt.

Gäben nun die versetzten Teile ein Ausbringen von 10 *g* im Durchschnitte, so sind die Zahlen, welche oben für das faktische Ausbringen pro Quadratmeter verhaute Gangfläche ermittelt wurden, um 7, bezw. 9 *g* zu erhöhen.

Wir erhalten so für 1749—1753 24—29 *g* und für 1776 und 1777 28 *g* Feingold pro Quadratmeter.

Bei Beurteilung dieser Betriebserfolge ist zu berücksichtigen, daß bei der Aufbereitung und um die Mitte des

18. Jahrhunderts auch bei der Verhüttung große Metallverluste nicht zu vermeiden waren.

Einen ziemlich klaren Einblick in den Aufbereitungsprozeß, wie er um 1750 bei den Goldbergbauen der Hohen Tauern üblich war, gewährt ein in dem Graf Lodronsehen Archive zu Gmünd befindliches Manuskript:<sup>57)</sup> „Proceß über das Verpuchen beyrn Gold-Bergwerk in der Peck, die Rathaus Prüch betreffend“, das um die Mitte des 18. Jahrhunderts verfaßt worden sein dürfte, da das Lodronsche Gold- und Silberbergwerk im Katschtale von 1756—1762 (?) in Betrieb stand.

Aus dem Pochtroge, der durch eine „Gatter-Zargen“ (wahrscheinlich ein sogenanntes Stängelgitter) austrug, leitete man die Pochtriibe mittels einer Rinne in mehrere Sümpfe, von welchen die äußersten „Staub-Sumpf“ hießen. Jene Mehle, die sich in der Rinne sammelten, sind „Rinn-Schlich“, jene, die in den Sümpfen fielen, „Letten“ genannt worden. Der „Rinn-Schlich“ wurde nacheinander auf vier „Manns-Häpt“ geschlagen und auf jedem zwei- bis dreimal geschlämmt, dann aber auf dem „Schlich-Häpt“ zu „Kern- oder ganzen Schlich“ gezogen. Den reichsten Freigold haltenden Teil des Kernschliches nannte man „Kepfel-Schlich“, den ärmeren, welcher vermolzen wurde, „Gold-Schlich“.

Die „Häpt“ waren jene als Trübhappe bezeichneten Schlammgräben<sup>58)</sup>, welche sich bei unseren Bleierzbergbauen bis in die neueste Zeit erhalten haben.

Die oberste schlichreichste Abteilung, welche sich am Kopfe des ersten Schlammgrabens ansammelte, wurde wieder verwaschen, die oberste Abteilung dieses ersten Läuterns neuerdings und dieser Vorgang acht- bis zwölfmal wiederholt.

Die tieferen schlichärmeren Abteilungen auf den vier „Manns-Häpten“ sind auf „Weiber- oder Blachen-Häpten“ konzentriert worden, und zwar in der Art, daß man nach jedem Aufsetzen die Plache abnahm und in einem Sumpfe ausschwenkte. Der in dieser Weise gewonnene „Blachen-Schlich“ wurde dann auf einem „Schlich-Häpt“ ausgezogen.

<sup>57)</sup> Nr. 118, Fasc. Nr. 18.

<sup>58)</sup> Niederist, Grundzüge der Bergbaukunde, Prag 1863, S. 244.

Die von den vier „Manns-Häpften“ abfließende Mehlfut ging in einen Sumpf, dessen Vorrat wieder auf einem Häpft angereichert wurde.

Die Mehlfut von der Darstellung des Köpfelschliches aber floß in einen besonderen Sumpf, dessen Vorrat „Zägl“ genannt und auf einem „Blachen-Häpft“ konzentriert worden ist.

In gleicher Weise, wie der „Zägl“, wurde auch der „Letten“ verarbeitet.

Das „verliche Wasser von allen Sümpfen und Häpftern“ floß endlich in einen Sumpf, dessen Vorrat auf einen „Blachen-Häpft“ kam.

Den „Kepfel-Schlich“ zog man auf einem „Kern-Häpft“ acht- bis neunmal aus, schwenkte ihn dann durch ein Sieb und brachte den „gerübten Schlich“ zur Amalgamation; „das Gröb aber wird widrumer pucht“.

Die „Schwenz vom Kern-Häpft“ wurden auf „Kepfel-Schlich“ verarbeitet.

Das Amalgamieren erfolgte auf einer Salzburger Mühle, in der man auf 6—8 „Schaff“ Schlich 8—10 Pfund Quecksilber einsetzte.

Den entgoldeten Schlich, „Sez-Schlich“, zog man auf dem „Kern-Häpft“ aus und teilte ihn wieder dem „Kepfel-Schlich“ zu, der „Mallschlich“ aber, welcher „auf dem Stain im Mallen ausgeworfen“ wurde, ist auf einem „Manns-Häpft“ angereichert und dann zu dem „Kern-Schlich“ gestürzt worden.

Die Absicht dieses weitläufigen Vorganges war hauptsächlich der Gewinnung des Freigoldes wegen, gewisse Schlichsorten möglichst rein zu erhalten, und bei der Verwirklichung dieser Absicht sind große Verluste nicht zu umgehen gewesen.

Bei dem Pocher in der Fleiß aber ist die Aufbereitungsmanipulation wenigstens hinsichtlich der Gewinnung des Freigoldes noch primitiver gewesen, als am Rathausberge.

Nach der Verordnung vom Jahre 1741 soll das „Köpfl“ das erstemal nicht gar zu genau ausgezogen werden, auch sollen beim Ausziehen auf Gold Verweser und Schichtmeister beständig gegenwärtig bleiben und nach der Verordnung von 1752 ist erst damals, „damit das Gold nicht in die Weitschweifigkeit gebracht

werde“, die Einführung von Salzburger Mühlen im Zuge gewesen. Bis dahin erfolgte daher das Goldausziehen mit Hilfe des Scheid- oder Sichertroges<sup>59)</sup>, d. h. in ähnlicher Weise, wie bei der sogenannten „Sicherprobe“. Die Goldverluste waren hierbei beträchtlicher, denn um mit Hilfe der Sicherprobe auf den Gehalt an Mühlgold zu schließen, ist das Ergebnis derselben mit einem Koeffizienten multipliziert worden, welchen man für die in Bückstein und Rauris verpochten Gänge nach einem zwanzigjährigen Durchschnitte mit 1·15, bezw. 1·39 bestimmt hat.<sup>60)</sup>

Schon 1752 bestand zwar die Absicht, an Stelle der „Pöckläßt“ 4 Schlamm- oder 2—3 Stoßherde einzubauen; diese Absicht scheint aber erst 1772 zur Zeit des Ärarialbetriebes durchgeführt worden zu sein. Das von den Gewerken Gregor Komposch 1832 umgebaute Pöckwerk besaß von da an 20 Eisen-, 4 Stoßherde und 3 Salzburger Mühlen, wozu 1870 noch 3 Spitzlutten und 1 Rittinger-Herd kamen. Es ist von zwei 13' hohen obereschlägigen Wasserrädern angetrieben worden und hatte, da es, wie schon oben erwähnt wurde, nur während des Sommers im Umgang stand und das Ausschlagwasser zwischen 6 und 15 Kubikfuß in der Sekunde schwankte, keine große Leistungsfähigkeit.

1871 beschloß man, um die Kosten der Zulieferung des Hauerwerks herabzusetzen und eine größere Betriebskraft zu erhalten, die Aufbereitung auf den Seebiehl (2499 m), am Ausflusse des 30 Joch messenden Zirmsces, zu verlegen. Der „neue“ Pöcher, dessen Bau im Juni 1871 begonnen und unter sehr bedeutenden Schwierigkeiten im August 1873 vollendet wurde, erhielt 18:200 Pfund schwere Pocheisen, welche von einem 3' hohen und 8 Stoßherde, die von zwei je 2' hohen Wasserrädern betrieben wurden, und war imstande, in 8 Stunden 100 Zentner Poehgänge auf 1 mm Korn zu verstampfen.

Der Goldmühlapparat wurde beim „alten“ Pöcher belassen, da man mit Recht annahm, daß am Seebiehl das kältere Wasser zum Anquicken noch weniger geeignet sei.

<sup>59)</sup> Delius, Anleitung zu der Bergbaukunst, Wien 1773, S. 479.

<sup>60)</sup> Öst. Zeitschrift f. Berg- u. Hüttenwesen, 1853, S. 288.

Die neue Anlage kam am 18. August 1873 in Betrieb, ist jedoch schon in der Nacht vom 3. zum 4. März 1876<sup>61)</sup> durch eine Lawine zerstört worden.

Die Einrichtung des neuen Pochers entsprach nicht dem Stande der Entwicklung, welchen der Aufbereitungsprozeß jenseits der Hohen Tauern um diese Zeit erreicht hatte und der bereits an einem anderen Orte<sup>62)</sup> geschildert worden ist, sondern ungefähr jenem der Aufbereitung am Rathausberge um 1786.

Die Kornfeine wurde durch ein einmaliges Pochen erzeugt und hiedurch, sowie durch das sehr kalte Klarwasser<sup>63)</sup> der Aufbereitungsverlust erhöht.

Nach den 1846 von Werkstätten zu Böckstein durchgeführten Aufbereitungsversuchen, über welche Miller<sup>64)</sup> berichtet, betrug damals

	für Goldsilber, Gold	
der Pochverlust . . . . .	12·5%	23·9
der Waschverlust . . . . .	42·7%	29·0

Dagegen ergab ein älterer Versuch, bei dem, wie dies um 1786 geschah, die Kornfeine durch ein einmaliges Pochen erzeugt wurde, den Pochverlust für Goldsilber mit 19% und daher den gesamten Aufbereitungsverlust für Goldsilber mit  $19 + 42·7 = 61·7$ , d. i. rund 62%.

Wäre in demselben Verhältnisse wie für Goldsilber auch der Pochverlust für Gold größer gewesen, so berechnet sich dieser zu 36·3%, so daß der gesamte Aufbereitungsverlust für Gold mit  $36·3 + 29·0 = 65·3$ , d. i. rund 65%, angenommen werden kann.

Diese Verluste mögen abnorm hoch erscheinen, es mag daher hier bemerkt werden, daß noch 1897 bei dem Bergbaue K., welcher kiesige Pochgänge mit einem Gehalt von 1·19, bezw. 1·13% Kupfer verarbeitete, 58, bezw. 68% des dokimastisch bestimmten Gehaltes bei der Aufbereitung verloren gingen.

<sup>61)</sup> Carinthia 1876, S. 83.

<sup>62)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landesmuseums v. Kärnten, 21. Heft, 1897, S. 119; vgl. auch Schroll, Beyträge zur Kunst u. Wirtschaft der Aufbereitung der Erze, Salzburg 1812, und Karsten, Metallurgische Reise, Halle 1821, S. 154.

<sup>63)</sup> Vgl. Schroll, Beyträge, S. 295.

<sup>64)</sup> B. u. H., Jahrb., 6. Bd., 1857, S. 221.

Die Pochgänge, welche nach *Werkstätters* Versuchen dienten, ergaben wahrscheinlich dasselbe Schlichausbringen, wie nach *Miller*<sup>65)</sup> die Pochgänge des Jahres 1813, d. i. 4·1%, und die in K. verarbeiteten Pochgänge lieferten 4·65, bezw. 4·00% Schlich mit einem Kupfergehalt von 10·8, bezw. 9·1%.

Im Vergleiche zu den Goldzecher Brüchen der älteren Zeit waren diese Pochgänge daher sehr schlicharm, ein Umstand, aus dem die Folgerung abgeleitet werden könnte, daß die Aufbereitungsverluste bei den ersteren weit geringere gewesen seien.<sup>66)</sup> Dagegen ist jedoch geltend zu machen, daß bei dem oft wiederholten Schlämmen in den Schlammgräbern große Metallabgänge stattfinden mußten.

Die Tatsache, daß am *Fleißner* Bache in früherer Zeit die ergiebigsten Goldwäschereien betrieben wurden, hat denn auch *Wöllner*<sup>67)</sup> gewiß mit vollem Rechte auf die Abgänge bei der Aufbereitung zurückgeführt.

Die in dem ersten Teile dieser Studie bei Ermittlung des Gewichtes von einem großen Kübel Goldzecher Brüche gemachte Annahme, daß im 17. und 18. Jahrhunderte bei der Aufbereitung dieser Brüche 60% der Sulfide und ungefähr eben so viel an Edelmetall verloren ging, ist demnach nicht unbegründet.

In den Siebzigerjahren des 19. Jahrhunderts waren bei Verarbeitung schlicharmer Gefälle diese Verluste kaum wesentlich kleiner und sie wurden bei jenen Geschichten, die das Freigold als fein verteiltes Staubgold enthielten, noch dadurch erhöht, daß dieses teils bei der Aufbereitung selbst, teils bei der Amalgamation verloren ging.

In den Salzburger Mühlen ist der freigoldführende Köpfelschlich in Quecksilber eingerührt worden. Eine bestimmte Menge Freigold geht hierbei in Lösung und der restliche Teil sinkt als spezifisch schwerere Substanz in dem flüssigen Metalle zu Boden. Hat sich aber einmal eine Lösung von gewisser Konzentration gebildet, so kann nur mehr die Differenz der spezifischen

<sup>65)</sup> a. a. O., S. 227.

<sup>66)</sup> Vgl. v. *Rittinger*, Lehrbuch der Aufbereitungskunde, Berlin 1867, S. 581.

<sup>67)</sup> a. a. O., S. 114.



Gewichte zur Geltung kommen, und da ist dann der Schluß naheliegend, daß in gleicher Weise, wie Erzstaub in Wasser, auch fein verteiltes Gold im goldhaltigen Quecksilber suspendiert bleibt.

Bei dem gewöhnlichen Verfahren, bei dem das abfiltrirte goldhaltige Quecksilber immer wieder in der Goldmühle vorge schlagen wird, geht daher das Staubgold verloren. Dasselbe kann jedoch, wie *Senhofer*<sup>68)</sup> schon in den Fünfzigerjahren des 19. Jahrhunderts durch Versuche dargetan hat, da 1 Zentner Quecksilber nicht mehr als 2½ Loth Gold aufzulösen vermag, durch Verwendung von reinem Quecksilber in Lösung gebracht und aus dieser dann durch Destillation abgeschieden werden.

Herr Kommerzialrat Ingenieur *L. St. Rainer*, der im August 1897 die Goldzeche befuhr, deren tiefster Stollen damals ausgeist worden war, hat bei dieser Befahrung alle Angaben *Rochatas* bestätigt gefunden. Am Anna-Stollen ist in der *Briccius-Zeche* eine 45 *cm* mächtige Erzschwarte zu beleuchten, die 14 *g Au* und 36 *g Ag* pro Tonne hält, und vor dem November-Feldorte auf dem Liegendgange (Glückstollen-Horizont) stehen Erze 5 *cm* mächtig an, die 92·5 *g Au* und 117 *g Ag* pro Tonne geben.

Stauen erregt die Beschaffenheit der Versätze in den oberen Horizonten. Am Lehenschafterlaufe liegt davon eine größere Menge, die wahrscheinlich am Christophilaufe geraubt wurde und nicht mehr zur Ausförderung kam.

„Ich füllte,“ berichtet *Rainer*, „einen Sack hievon ein und erhielt 30 *g Au* und 165 *g Ag* pro Tonne. Wohl zu beachten ist, daß das Gold zum geringsten Teile korporalisch, zur kleineren Hälfte staubfrei, zur größeren vererzt enthalten ist.“

Diese Proben sind ohne vorhergegangenem Schlichziehen durchgeführt worden, gewisse unvermeidliche Verluste, über die ich<sup>69)</sup> auf Grund von Versuchen *L. St. Rainers* bereits berichtete, wurden daher bei denselben vermieden.

Das von *L. St. Rainer* beobachtete Fehlen von korpo-

<sup>68)</sup> Vgl. Chemiker-Zeitung, XI., 1887, S. 444.

<sup>69)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landesmuseums v. Kärnten, 25. Heft, 1899, S. 120.

ralischem Golde ist in Verbindung mit den Erfahrungen Senhoffers geeignet, das auffallend geringe Mühlgoldausbringen bei Verarbeitung der Versatzerze im Jahre 1871 zu erklären.

Hinsichtlich der Verluste beim Verschmelzen der Goldzecher Gefälle im 18. Jahrhunderte liegen nur die Angaben Wöllners<sup>70)</sup> vor, daß die Alten „kaum den halben Gold- und Silbergehalt der kleinen Proben ausbrachten“ und daß im Jahre 1756 beim Verschmelzen der goldreichen Erze der Briceius-Zeche „kaum die Hälfte des wirklichen Goldgehaltes der Erze ausgebracht worden sei“.

Ähnlich zusammengesetzt wie die Erze der Briceius-Zeche waren, wie schon oben erwähnt worden ist, wahrscheinlich jene des Gold- und Silberbergbaues Dechant in der Teuchl, die in der ersten Hälfte des 18. Jahrhunderts zu Dellach im Drautale verhüttet wurden. Man kam da unter einem Schmelzverluste von 9<sup>3</sup>/<sub>4</sub>% an göldischem Silber nicht herab und hatte später bei einem Versuchsschmelzen in der neuerbauten Teuchler Hütte sogar einen Abgang von 29<sup>1</sup>/<sub>4</sub>%.

Für die bedeutenden Schmelzverluste der Alten spricht denn auch der Umstand, daß nach Haecquet<sup>71)</sup> um 1779 zu Döllach nur alte Schlacken verschmolzen wurden, sowie die Angabe v. Marchers<sup>72)</sup>, daß man durch Verschmelzen der „Großkirehheimer Schlacken“ mit rohem Kies und Rohlech deren Kupfer-, Gold- und Silbergehalt gewonnen habe.

In der Literatur wird bei Golderzen die Bezeichnung reich und arm oft in recht verschiedener Weise gebraucht.

Cotta<sup>73)</sup> bemerkt z. B., daß „ein Quarzgang mit nur 1% Goldgehalt als eine sehr reiche und edle Erzlagstätte anzusehen ist“. Einen Gang, der Hanwerk lieferte, aus dem durchschnittlich 10.000 g pro Tonne ausgebracht wurden, oder der ohne Rücksicht auf die Größe des Ausbringens einen solchen Durchschnittsgehalt wirklich besaß, hat es aber wohl nie gegeben.

<sup>70)</sup> a. a. O., S. 111 u. 178.

<sup>71)</sup> a. a. O., S. 55.

<sup>72)</sup> Beiträge zur Eisenhütten-Kunde. 1. Teil, 7. Bd., Klagenfurt 1808, S. 101.

<sup>73)</sup> Die Lehre v. d. Erzlagstätten, Freiberg 1855, S. 3.

Nach Reyer<sup>74)</sup> führten die Goldquarzgänge von Kalifornien nahe der Oberfläche — ausnahmsweise allerdings — mehrere 1000 M. pro Tonne; aber auch einem Gehalte von 10.000 M. (Reichsmark) würden erst 3588 g pro Tonne entsprechen.

Auf einzelnen ostafrikanischen Vorkommen<sup>75)</sup> fand man ferner nach Krusch<sup>76)</sup> in der sogenannten Zementationszone zwar über 4000 g in 1 *l*, aber die primäre Zone enthält nur 10 bis 20 g, und die Gänge des Gympie-Goldfeldes in Australien führen nach Schmeißer<sup>76)</sup> ab und zu ungewöhnlich reiche Erze, von welchen eine Post 2177 g pro Tonne gab, aber derartige Erze treten nur in Nestern auf.

Von Goldkronach im Fichtelgebirge berichtet v. Sandberger<sup>77)</sup>: „Der durchschnittliche Goldgehalt der Kiese wird nur auf  $\frac{1}{4}$  bis  $\frac{1}{3}$  Loth im Zentner angegeben und der Betrieb konnte daher nicht lohnend sein,“ und in der Besprechung einer das Bergbau-Terrain in den Hohen Tauern betreffenden Veröffentlichung findet sich folgende Stelle: „Allein die Probe solcher Vorkommnisse“ — es handelt sich um ein vom Liegendgange der Goldzeche stammendes Gangstück — „ergab nur 0·0050% Au, 0·0382% Ag und 6·5% Cu, wodurch neuerdings die Metallarmut der Tauerngänge konstatiert ist.“

$\frac{1}{4}$  bis  $\frac{1}{3}$  Loth im Zentner würden einem Gehalte von 78 bis 104 g pro Tonne entsprechen; 0·0050% Gold und 0·0382% Silber aber repräsentieren einen Gehalt von 50 g Au und 382 g Ag pro Tonne.

Da nun nach Knochenhauer<sup>78)</sup> in Kalifornien das Durchschnittsausbringen der geförderten Erze 15 bis 20 g pro Tonne und nach einer Zusammenstellung Liebenams<sup>79)</sup> in anderen bedeutenden Golddistrikten 49·5 bis 200·5 Reichsmark, d. i. 17·7 bis 73·6 g pro Tonne beträgt, müssen in Goldkronach

74) Preußische Zeitschrift f. Berg-, Hütten- und Salinenwesen, XXXIV.

75) Zeitsch. d. Deutschen geol. Ges., 58. Bd., 1906, S. 105.

76) Die Goldfelder Australiens, Berlin 1897, S. 81.

77) Sitzungsber. d. mathem. physikal. Klasse d. k. bayer. Akad. d. Wiss., 1894, Bd. XXIV., S. 236.

78) B. u. H. Ztg., 1897, S. 275.

79) Zeitschrift für praktische Geologie, 1903, S. 146.

andere Umstände als die zu armen Kiese mitgespielt haben und kann hinsichtlich der Goldzeche aus der mitgeteilten Probe allein nicht auf eine „Metallarmut“ geschlossen werden.

Zu Boicza in Siebenbürgen liefert nach L. St. Rainer<sup>80)</sup> 1 m<sup>2</sup> Gangfläche rund 1 t hüttiges Hauerwerk. 1895 stellten sich bei einer Förderung von 31.150 t Hauerwerk die Bergbaukosten auf 6 fl. 50 kr., die Drahtseilbahnkosten auf 24 kr., die Aufbereitungskosten auf 2 fl. 26 kr. und die Generalunkosten auf 1 fl. 87 kr. pro Tonne.

Bei einem Ausbringen von 9·63 g erforderten daher die Gesamtkosten nur 6·63 g Feingold pro Tonne.

Ruda-Zdracholz erzeugte ferner 1895 aus 1 t hüttigen Hauerwerks 9·35 g Rohgold, und zwar 3·62 g Freigold, 5·48 g Pochgold und 0·25 g Schlichgold im Werte von 11 fl. 13 kr., wogegen die Bergbaukosten 5 fl., die Aufbereitungskosten 1 fl. 20 kr. und die Regieauslagen 2 fl. 40 kr., d. i. zusammen 8 fl. 60 kr., ausmachten.

Das Gold kommt in den siebenbürgischen Vorkommen allerdings fast ganz als leicht amalгамierbares Freigold (bezw. Pochgold) vor, wogegen in den Gängen der Goldzeche das Schlichgold die Hauptrolle spielt, und zwar gebunden an Sulfide, deren Extraktion auch heute noch mit gewissen Schwierigkeiten verknüpft ist.<sup>81)</sup>

Es weist indes schon ein Vergleich der oben für die Goldzeche mitgeteilten Zahlen mit den von L. St. Rainer angegebenen darauf hin, daß die Verhältnisse ganz andere wären, wenn sich dieser Bau nicht in einer so hohen und schwer zugänglichen Lage befände. Diese Schwierigkeiten aber ließen sich nur durch Anlage tiefer Stollen verringern. In einer Studie über das Bergbauterrain der Hohen Tauern<sup>82)</sup> ist die Anlage eines Stollens vom Mönchsberge im Mölltale aus besprochen worden, mit dem man die ganze Goldzecher Ganggruppe dem Streichen nach

<sup>80)</sup> Zeitschr. d. österr. Ingenieur- u. Architekten-Vereines, 1897, Nr. 4.

<sup>81)</sup> Vgl. v. Uslar u. Erlwein, Cyanid-Prozesse zur Goldgewinnung, Halle a. S. 1903, S. 34. Schmeisser a. a. O., S. 130.

<sup>82)</sup> Jahrb. d. naturhistor. Landesmuseums v. Kärnten, 21. Heft, 1897, S. 112.

aufschließen und alle auf derselben bestandenen alten Bergbaue in ungefähr 2300 *m* Seehöhe unterfahren könnte.

L. St. Rainer<sup>83)</sup>, dem wir eine sehr wertvolle Veröffentlichung über diesen Gegenstand verdanken, hat sich dahin ausgesprochen, „daß dieses Projekt, eben wegen der damit verbundenen Kommunikationsvorteile, mit einem Schlage so ziemlich alle Schwierigkeiten löst, welche dem Bergbau in den Hohen Tauern anhaften, Vorteile, denen gegenüber die notwendige Auf-fahrung von  $5\frac{1}{2}$  *km* bis zum Goldzecher Hauptbau deshalb nicht in die Wagschlage fällt, weil der Unterbau durchaus im Streichen eines der Goldzecher Gänge geführt werden kann und man zugleich mit dessen Vortrieb die Adelsverteilung kennen lernt“.

Es sollen in einer Fortsetzung dieser Studie die geologischen Faktoren besprochen werden, welche bei der Bildung der von den Alten abgebauten Erzmittel der Goldzeche beteiligt waren. Hierbei wird sich dann auch Gelegenheit geben, der Frage näher zu treten, ob der Betrieb eines solchen Unterbaues, bei dem man allerdings die vielen Fehler vermeiden müßte, welche in neuester Zeit bei der versuchten Unterteufung des Hohen Goldberges gemacht wurden<sup>84)</sup>, auch unter Bedachtnahme auf gewisse Eigentümlichkeiten der Lagerstätten selbst, zweckmäßig wäre.

---

## Das Vorkommen von Vanadinit in Bleiberg.

Bis vor wenigen Jahren war in Kärnten nur ein Vorkommen des seltenen Vanadinites bekannt, nämlich jenes am Adolfstollen auf der Schäffleralpe, Obir; es mußte demnach als ein überraschender Fund gelten, als vor einiger Zeit auch in Bleiberg ein Aufschluß dieses Mineralen erzielt worden war. Der Fund war unsomoch von Interesse, als in dem so alten, auf etwa neun Kilometer dem Streichen und bis in große Tiefen aufgeschlossenen, weitverzweigten Bergreviere, welches durch seine zahlreichen Einbaue als mineralogisch vollständig aufgeklärt angesehen werden konnte, ganz unerwartet ein relativ reiches

<sup>83)</sup> B. u. H. Ztg., 1897, Nr. 15, 22 u. 28.

<sup>84)</sup> Vgl. L. St. Rainer, Vereinsmitteilungen, Beilage zur österr. Zeitschrift f. B. u. H., 1900, Nr. 4 u. 5.