

# Berg- und Hüttenwesen.

Gustav Kroupa,

k. k. Bergrat in Brixlegg.

Redaktion:

C. v. Ernst,

k. k. Hofrat und Kommerzialrat in Wien.

Unter besonderer Mitwirkung der Herren: Karl **Balling**, k. k. Bergrat, Oberbergverwalter der Dux-Bodenbacher Eisenbahn i. R. in Prag; Eduard **Donath**, Professor an der technischen Hochschule in Brünn; Willibald **Foltz**, k. k. Kommerzialrat und Direktor der k. k. Bergwerks-Prod.-Verschl.-Direktion in Wien; Karl **Habermann**, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule Leoben; Julius Ritter v. **Hauer**, k. k. Hofrat und Bergakademie-Professor i. R. in Leoben; Hans **Höfer**, k. k. Hofrat und o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Josef **Hörhager**, Hüttenverwalter in Turrach; Adalbert **Káš**, k. k. o. ö. Professor der Montanistischen Hochschule in Píbram; Ludwig **Litschauer**, königl. ungar. Oberingenieur, Leiter der königl. ungar. Bergschule in Selmeczbánya; Johann **Mayer**, k. k. Bergrat und Zentralinspektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn; Franz **Poech**, Oberbergrat, Vorstand des Montandepartements für Bosnien und die Herzegowina in Wien; Dr. Karl A. **Redlich**, a. o. Professor der Montanistischen Hochschule in Leoben; Karl von **Webern**, k. k. Ministerialrat im k. k. Ackerbau-ministerium und Viktor **Wolff**, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat in Wien.

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

Diese Zeitschrift erscheint wöchentlich einen bis zwei Bogen stark und mit jährlich mindestens zwanzig artistischen Beilagen. **Pränumerationspreis:** jährlich für **Österreich-Ungarn** K 24,—, halbjährig K 12,—; für **Deutschland** M 21,—, resp. M 10,50. Reklamationen, wenn unversiegelt portofrei, können nur 14 Tage nach Expedition der jeweiligen Nummer berücksichtigt werden.

**INHALT:** Der Golderzbergbau am Roudny in Böhmen. — Japans Bergbau. — Bergrechtliche Entscheidungen. — Statistik des Naphthabetriebes in Galizien für das Jahr 1903. — Ungarns Berg- und Hüttenwesen 1903. (Schluss.) — Notizen. — Literatur. — Amtliches. — Ankündigungen.

## Der Golderzbergbau am Roudny in Böhmen.

Von k. k. Bergkommissär **Dr. Oskar Eypert**, Leiter des Revierbergamtes in Kuttenberg.

Am 10. September 1904 fand nach vorhergehendem längerem probeweisem Betriebe unter feierlichem Gepränge die Inbetriebsetzung der neuerrichteten Förder- und Aufbereitungsanlage des Golderzbergbaues am Roudny statt, ein Ereignis, welches insofern registriert zu werden verdient, als hiermit der erste Golderzbergbau in Österreich in Betrieb gesetzt wurde, welcher nach dem Vorbilde der südafrikanischen Golderzaufbereitungen mit den neuesten maschinellen Aufbereitungseinrichtungen ausgestattet, unter Anwendung des Cyanidlaugungsverfahrens die Ausbeutung nahezu vergessener Goldlagerstätten unternimmt, wodurch eine neue Periode des in Böhmen altberühmten Golderzbergbaues angebrochen zu sein scheint.

Roudny, ein 498 m hoher, flacher, den Blanikbergen vorliegender Höhenrücken in der Gemeinde Bojkowitz (Poststation Zwěstow), im politischen Bezirke Beneschau, ist von der Bahnstation Wotitz 16 km entfernt. Wie zahllose Pingen, alte Tagverhaue und Seifenhalden, welche längs des Blanitzflüsschens sich hinziehen, zeigen, scheint hier bereits in alter Zeit ein reger Bergbau umgegangen zu sein. Bedauerlicherweise fließen die Geschichtsquellen hierüber derart spärlich, dass sich ein annäherndes Bild der historischen Entwicklung des Bergbaues am Berge Roudny kaum wiedergeben lässt.

Behauptet wird, dass das Kirchlein in dem dem Roudny zunächst gelegenen Dorfe Libouň, dessen Reste romanischen Baustiles auf eine Errichtung noch vor dem

12. Jahrhundert hindeuten, von Bergleuten erbaut worden sein soll, woraus auf eine gewisse Ertragsfähigkeit und Ausdehnung des Bergbaues geschlossen werden kann, welcher im Gebiete der heute nächst dem Roudny gelegenen Ortschaften Libouň, Laby und Kamberg umging. Eine Verpfändungsurkunde des Peter Vok von Rosenberg an König Johann von Luxemburg vom 21. Juni 1338, sowie ein Zehentverzeichnis aus dem Jahre 1384, welche Urkunden die Kamberger Bergbaue betreffen, scheinen indirekt die Existenz des Bergbaues am Roudny zu bestätigen. Jedenfalls wurde in jener Zeit, den alten Seifenhalden nach zu schließen, kein unterirdischer Bergbau betrieben, sondern nur die verwitterte Gangführung längs der Blanitz und am Teiche Strašik verwaschen. Infolge der Hussitenkriege scheint der Bergbau am Roudny vollständig verlassen und vergessen worden zu sein, bis erst um die Mitte des 18. Jahrhunderts nach Übergang des Gutes Libouň in den Besitz der Grafen v. Auersperg der Bergbau wieder aufblühte; so wurde im Jahre 1794 in Louňowitz ein Pochwerk errichtet und wird im Jahre 1798 eines zweiten Maria-Pochwerkes Erwähnung getan, welches wohl die Erze des Maria Josef-Stollens verarbeitet haben dürfte. Aus jener Zeit ist auch die Einlösungsliste des Libouň (Roudnyer) Golderzbergbaues in der Prager Münze erhalten, welche von dem Goldgehalt ein anschauliches Bild liefert.

**Einlösung des Libouner Goldbergbaues in der Prager Münze.**

Jahr	Mark Rohgold	Halt	Mark Feingold	Dezennalsummen		
				Mark Rohgold	Halt	Mark Feingold
1769	0,410	0,671	0,275	0,410	0,671	0,275
1771	1,516	0,676	1,025			
1772	0,687	0,675	0,464			
1773	0,676	0,667	0,451			
1776	2,543	0,703	1,788			
1777	12,094	0,675	8,171			
1778	3,016	0,666	2,010			
1779	5,687	0,690	3,927			
1780	4,770	0,679	3,139	30,989	0,677	20,975
1781	5,762	0,671	3,868			
1782	5,820	0,591	3,342			
1783	4,707	0,688	3,240			
1784	5,160	0,669	3,456			
1785	5,480	0,691	3,787			
1786	3,906	0,698	2,720			
1787	2,703	0,688	1,861			
1788	4,375	0,666	2,916			
1789	8,235	0,660	5,438			
1790	7,500	0,660	4,934	53,648	0,663	35,562
1791	8,839	0,665	5,879			
1792	6,109	0,660	4,035			
1793	4,738	0,577	2,734			
1794	3,094	0,676	2,090			
1795	1,801	0,670	1,207			
1796	4,988	0,674	3,363			
1797	3,063	0,646	1,987			
1798	2,235	0,693	1,551			
1799	2,648	0,678	1,797			
1800	1,641	0,675	1,109	39,156	0,657	25,752
1801	1,031	0,695	0,674			
1802	0,965	0,664	0,641			
1803	—	—	—			
1804	0,269	0,630	0,175	2,265	0,658	1,490

Der durchschnittliche Goldhalt beträgt mithin im Maximum 0,703, im Minimum 0,577, im Mittel 0,668.

Mit Beginn des 19. Jahrhunderts geht der Bergbau am Roudny allmählich nieder, bis er im Jahre 1826 gänzlich zum Erliegen kommt. Erst im Jahre 1892 nahm die Firma Stantien & Becker in Berlin den Schurfbetrieb am Roudnyberge wieder auf und erhielt im Jahre 1896 auf Grund der erzielten Aufschlüsse acht einfache Grubenmaßen verliehen, ohne jedoch den Betrieb auf die gewünschte Höhe bringen zu können, bis endlich im Jahre 1903 der ganze Montanbesitz in die Hände einer englischen Finanzgruppe, welche durch die Herren Dr. Albert Fischer und Herbert Stanley Sugden in London repräsentiert wird, übergang.

Das Erzvorkommen zeigt eine ausgesprochene Gangbildung; die Gänge setzen in Gneisen (gemeiner Biotit- und Muskovitgneis von meist verworrener Struktur, Granitgneis, Amphibolgneis, Pyroxengneis, Chloritgneis, Protogyngneis u. s. w.) auf, welche der archaischen Formation des böhmischen Gebirgsmassivs, u. zw. dem bojischen Laurentin angehören. Die Erzgänge, von welchen vielfach Seitentrümmer sich abziehen, besitzen ein nahezu paralleles Streichen nach zirka  $5^h + 8^0$  bei einem Einfallen von  $60^0$  bis  $80^0$  gegen Mitternacht,

doch fallen auch diese Parallelgänge oft aus der Richtung. Dieses Gangsystem, bestehend aus dem Waltergang (nun mit Nr. 1 bezeichnet), Michaelis- (Nr. 3) und Christianen- (Nr. 4) -Gang, wird von zwei Kreuzklüften verquert, u. zw. von der Paulinenkluft (Nr. 2), mit einem Streichen nach  $24^h$  und einem westlichen Einfallen von  $80^0$ , sowie von der Josefinekluft (Nr. 5) mit einem Streichen nach  $8^h$  und einem südlichen Einfallen von  $77^0$ . Soweit die bisher vorgenommenen Ausrichtungsarbeiten erkennen ließen, haben die beiden Verwerfungsclüfte Dislokationen der Lagerstätte hervorgerufen, welche für die Fortsetzung der Erzführung hinter den Verwerfungen von Bedeutung sein dürften.

Die Erzgänge zeigen zumeist ausgesprochene Salbänder und Bestege, welche selbst bei Gangstörungen meist noch zu erkennen sind. Die Gangmasse, meist derb und ohne kavernöse Bildung, setzt sich zum Teil aus glimmerarmem Gneis, Aplit, derbem Quarz, Dolomit, Orthoklas, Plagioklas, Amphibol, Muskovit, Biotit u. a., zum Teil aus verändertem Nebengestein und anderen Verwitterungsprodukten der Gangart zusammen. Der Pyrit, welcher in der Gangfüllung als einziges Erz auftritt, hat neben dem Gold keine anderen Mineralspezies zum Begleiter.

Die Gangart führt das Gold entweder als fein eingesprengtes Freigold, u. zw. den Angaben zufolge zumeist dort, wo rötliche Dolomite in Quarz porphyrtartig gruppiert, fein eingesprengten Pyrit führen, oder aber an Pyrit gebunden, als sog. rebellisches Gold, welches letzteres Vorkommen das regelmäßige ist. Die Gangmächtigkeit ist äußerst schwankend; mit 10 cm beginnend, erweitert sie sich bis auf 6 bis 8 m und erreicht an Gangkreuzen noch größere Mächtigkeiten, so an einer Stelle, der sog. schwarzen Küche, wo die Gänge Nr. 3 und 4 sich scharen, nahezu 20 m. Der Adel dieser Gänge ist im Streichen und Verfläachen ziemlich ungleich; nach dem gegenwärtigen Stande der Anschlussarbeiten ist noch nicht genügend bekannt, wie sich die Geschiecke der Teufe zu, bzw. bei der weiteren Ausrichtung des unverhauten Feldes im Streichen verhalten werden.

Der Goldhalt ist, soweit auf Grund der Werksanalysen und des bisherigen Betriebes der Aufbereitung heute eine Beurteilung möglich ist und die vorgeschilderten Gangverhältnisse erkennen lassen, ziemlich veränderlich und schwankt zwischen 3 bis 30 g pro Tonne. Beispielsweise sei angeführt, dass am Gange Nr. 1 bei einer Mächtigkeit von 1 bis 2 m eine Goldführung von 1 bis 5 g pro Tonne, am Gange Nr. 2 bei einer Mächtigkeit von 2 bis 5 m 2 bis 11 g pro Tonne, am Gange Nr. 3 von 1 bis 4 m Mächtigkeit 3 bis 14 g und am Gange Nr. 4 von 1,5 bis 3 m Mächtigkeit 4 bis 9 g Gold pro Tonne konstatiert wurden, woraus annähernd ein Durchschnittsgehalt von 10 g Gold pro Tonne Pochzeug sich ergibt. Zur weiteren Illustrierung der Haltigkeit der Erze am Roudny sei eine Übersicht von Ertragsnachweisungen aus der vorhergehenden Betriebsperiode mitgeteilt, wobei jedoch hervorgehoben sei, dass diese Ertragsergebnisse bei einer durchaus mangelhaften und veralteten

Aufbereitung, ohne jede besondere technische Einrichtung erzielt wurden, daher größere Erzverluste bei dem Aufbereitungsprozesse unvermeidlich waren.

Im Jahre	Verpochte Erze	Hieraus erzeugtes Krudogold
1895 vom 16. Nov. bis 24. Nov.	229 g	114 g
1896 " 20. März " 16. Dez.	10 979 "	6 892 "
1897 " 4. März " 24. Dez.	17 039 "	15 353 "
1898 " 7. März " 31. Dez.	22 884 "	12 264 "
1899 " 2. Jänner " 31. Dez.	39 664 "	40 756 "
1900 " 18. April " 31. Dez.	41 038 "	38 544 "
1901 " 1. Jänner " 15. Juni	19 740 "	31 311 "

Der mittlere Goldgehalt der verarbeiteten Erze dieser Betriebsperiode beträgt sonach 9,58 g Krudogold mit etwa 40% Silberhalt pro Tonne Pocherze.

Die Erschließung der Goldlagerstätte erfolgte durch eine Reihe von Schächten und Stollen, von denen nur der Paulinen-, Michaeli-, Christian-, Karl- und Josef-Schacht sowie der Maria-, Josefi- und Moritzstollen, welche Einbaue nunmehr durchwegs verbrochen und unfahrbar sind, erwähnt sein mögen. Gegenwärtig dienen als Haupteinbaue der Henrietten- und der Wenzel-Schacht, die durch einen 180 m langen Querschlag verbunden sind. Der dreitrümmige Henrietten-Schacht auf 72 m saigere Teufe bei einem Profil von 4000 mm Länge und 2000 mm Breite niedergebracht, versehen mit einem Dampfhaspel von 17 PS und einer am II. Laufe aufgestellten Wasserhebmachine von 50 m<sup>3</sup> stündlicher Leistung, war bisher der Haupteinbau, welcher ausschließlic der Fahrung, Förderung, Wasser- und Wetterlosung diente und von welchem aus mittels zweier Läufe in 42 m und 70 m Tiefe unter dem Tagkranz die Ausrichtung der Lagerstätte erfolgte, während dem Wenzel-Schachte, von 106 m saigerer Teufe und einem Profil von 3260 mm Länge und 1170 mm Breite, mit Rücksicht auf seine von der alten, am Henrietten-Schachte befindlichen Aufbereitung entfernte Lage, nur eine untergeordnete Bedeutung zukam.

Die gegenwärtige Unternehmung entschloss sich aber angesichts des Umstandes, dass der Wenzel-Schacht auf dem Rücken des Roudny-Berges gelegen ist und die Terrainverhältnisse sich ganz besonders dazu eigneten, die neue Aufbereitungsanlage stufenförmig am Südostgehänge des Höhenzuges anzuordnen, den Hauptbetrieb auf den Wenzel-Schacht zu verlegen, wobei der Henrietten-Schacht nur als zweiter Einbau für die Wetterführung und für untergeordnete Zwecke fahrbar erhalten bleiben soll. Zu diesem Behufe wurde gleichzeitig mit der Inangriffnahme der Tagbauten, bei welchen der erste Spatenstich am 10. August 1903 erfolgte, der Wenzel-Schacht von seinem bisherigen Profil auf 4900 mm Länge und 2200 mm Breite im Lichten nachgenommen und unterhalb des Tagkranzes auf 10 000 mm in Segment-Ziegelmauerwerk gestellt, während der übrige Schachtausbau in Bolzenschrot aus gesäumtem Kantholz mit voller Verpfählung erfolgte. In dem Maße, als die Nachnahme und der Ausbau des Schachtes erfolgte, wurde der Wenzel-Schacht weiter abgeteuft, welche Arbeiten bis auf 170 m Teufe fortgesetzt werden sollen, wobei der

erste Lauf in 112 m Tiefe unter dem Tage mit dem oben erwähnten zweiten Lauf des Henrietten-Schachtes querschlägig verbunden ist.

Die Schachtscheibe ist in vier Trümmer geteilt, wobei im Lichten gemessen bei 1950 mm Länge die beiden Fördertrümmer je 1240 mm, das Fahrtrumm 940 mm, das Pumpentrumm, in welches auch das elektrische Leitungskabel verlegt ist, 700 mm breit gehalten sind. Der Tagkranz liegt im Terrainniveau; das Fördergerüst ruht auf zwei genieteten, mit den parallel zu den langen Schachtstößen angeordneten Mauerfundamenten durch Fundamentschrauben verankerten Blechträgern. Das Fördergerüst, in verstreuter Winkeleisenkonstruktion ausgeführt, ist bis zu den Seilscheibenachsen 20 000 mm hoch und wird von einem Wellblechdach überdeckt. Das noch fehlende Schachthaus wird später errichtet werden. In einer Höhe von 11 800 mm über dem Fundamentmauerwerk ist auf eisernen Konsolen eine mit Riffelblech abgedeckte Plattform mit Holzverschalung angebracht, in welcher die aus Fassoneisen konstruierte Strebe zur Aufnahme der Reaktion des Seilzuges verankert ist, welche außerdem mit der Konstruktion des Fördergerüsts verspannt wird. An die Plattform schließt sich eine hölzerne, 16 m lange gedeckte doppelgleisige Laufbrücke aus verstreubtem Balkenwerk an, welche den Förderturm mit dem Steinbrechergebäude verbindet.

Da bei der Förderung das Fördergut bis zur Plattform gehoben und vom Tagkranz aus nur Holz und anderes Material eingetrieben wird, ist neben dem hölzernen Schachtdeckel die Tagsole mit einer 1280 mm hohen Drahtgittertür abgesperrt. Die hier eingebauten Schachtkaps sind von der üblichen Ausführung und so eingerichtet, dass bei eventueller Unterlassung der Ausrückung des Stellhebels die aufgehende Förderschale selbsttätig die Aufsatzvorrichtung ausschaltet. Auf der Hängebank hingegen ist eine Asphaleia-Aufsatzvorrichtung angebracht, welche den Vorteil besitzt, dass beim Eintreiben der Förderschale ein besonderes Anheben der Schale nicht erforderlich ist, da bei der Betätigung des Ausrückhebels infolge einer seitlichen Ausschlebung der Aufsatzriegel in horizontaler Ebene und mit Hilfe ihrer keilförmigen Abschrägung die Förderschale ohne weiteres eingetrieben werden kann. Als Schachtverschluss dienen 1280 mm hohe Stahldrahtfallgitter, welche selbsttätig von der Schale mitgenommen werden. Um einem Seilbruch sowie einer Beschädigung der Seilscheiben bei allfälligem Übertreiben der Förderschale vorzubeugen, wird die bekannte Seillösevorrichtung Patent Haniel und Lueg angewendet, welche aus einer mit dem Seilgehänge verbundenen scherenartigen Greifvorrichtung, die durch eine Kupferhülse in gespanntem Zustande erhalten wird sowie einem glockenförmigen, unterhalb der Seilscheiben aufmontierten Eisenhut, durch welchen das Förderseil geführt ist, besteht. Wird die Förderschale übertrieben, so gelangt durch Abscheren der Kupferhülse die Greifvorrichtung in der Fangglocke zum Eingriff und hält die Förderschale an der Königsstange fest, während gleichzeitig die Seilverbindung selbsttätig gelöst wird.

Die verwendeten einetägigen Förderschalen aus Winkeleisenkonstruktion mit Riffelblechbodenbelag und aufklappbarem Blechdach sind an den Langseiten in vollem Blech ausgeführt, an den Stirnseiten aber mit doppeltgeführten, aushängbaren Drahtgittertüren von 1180 mm Höhe versehen, welche jedoch erst durch Ausrücken eines Klappverschlusses an der Tür sowie durch Aufheben eines gabelförmigen Verschlussstückes geöffnet werden können. Das Gewicht der armierten Förderschale beträgt 900 kg. Da der Wenzel-Schacht zur Mannschaftsführung am Seile dienen wird, so ist die Förderschale mit einer Exzenterfangvorrichtung aus drei gezahnten Lamellen, welche durch ein Blattfedersystem betätigt wird, ausgestattet.

Das zylindrische Förderseil aus Tiegelgussstahl mit Hanfseele von 1,2 kg Gewicht pro Meter ist sechslitzig mit je 14 Drähten von 1,3 mm Stärke und einer maximalen Bruchbelastung von 160 kg pro Quadratmillimeter. Die gusseisernen Seilscheiben haben einen Durchmesser von 1600 mm bei einer Fleischstärke des Scheibenkranzes von 115 mm; sie sind auf einer dreifach gelagerten Achse von 110 mm Stärke und 1655 mm Länge in 1400 mm Entfernung voneinander aufgekeilt.

Die Fördermaschine ist ein Compoundförderhaspel von Breitfeld und Danèk von 260 mm Bohrung des Hochdruckzylinders, 420 mm Bohrung des Niederdruckzylinders und 500 mm Hubhöhe, welcher bei 84 Touren 80 indizierte Pferdestärken besitzt. Die beiden Dampfzylinder sind mit Flachschiebern ausgestattet, die Umsteuerung erfolgt mittels einer Stephenson'schen Kulissee mit außenliegenden Exzenter. Die Übersetzung von der Kurbel auf die Treibkorbwelle erfolgt durch ein Vorgelege mit Winkelzähnen mit einem Übersetzungsverhältnis von 1:4. Die Admissionsspannung beträgt 8 at, bei welcher eine Bruttolast von 2150 kg aus einer Teufe von 150 m gehoben und mit 2,5 m Sekundengeschwindigkeit gefördert werden kann. Von den beiden eisernen Seiltrommeln von 1600 mm Durchmesser, 650 mm Breite mit abgedrehtem Eichenholzbelag ist, um die Seillänge für die Förderung aus verschiedenen Schachttufen regulieren zu können, die eine lose angeordnet, die andere auf der Treibkorbwelle aufgekeilt. Der Teufenzeiger mit automatischem Glockenindikator wird gleichfalls von der Treibkorbwelle betätigt.

Als Bremsvorrichtungen dienen zwei Bandbremsen, welche auf besondere Bremscheiben wirken, von denen eine in starrer Verbindung mit dem einen Treibkorbe steht, während die andere mittels einer Klauenkuppelung mit der anderen beweglichen Seiltrommel in Eingriff gebracht werden kann. Die letztere Bremse wird manuell betätigt und hat beim Überlegen des Förderseiles auf verschiedene Schachthorizonte in Anwendung zu kommen; die erstere hingegen ist als Fußbremse ausgeführt, kann aber gleichfalls von Hand aus arretiert werden. Beide Bremsen hängen an Spiralfedern, um ein selbsttätiges Anpressen der Bremsbänder hintanzuhalten.

Der Dampfeinlass erfolgt mittels eines Ventiles, Patent Strnad, dessen Effekt darin besteht, dass das

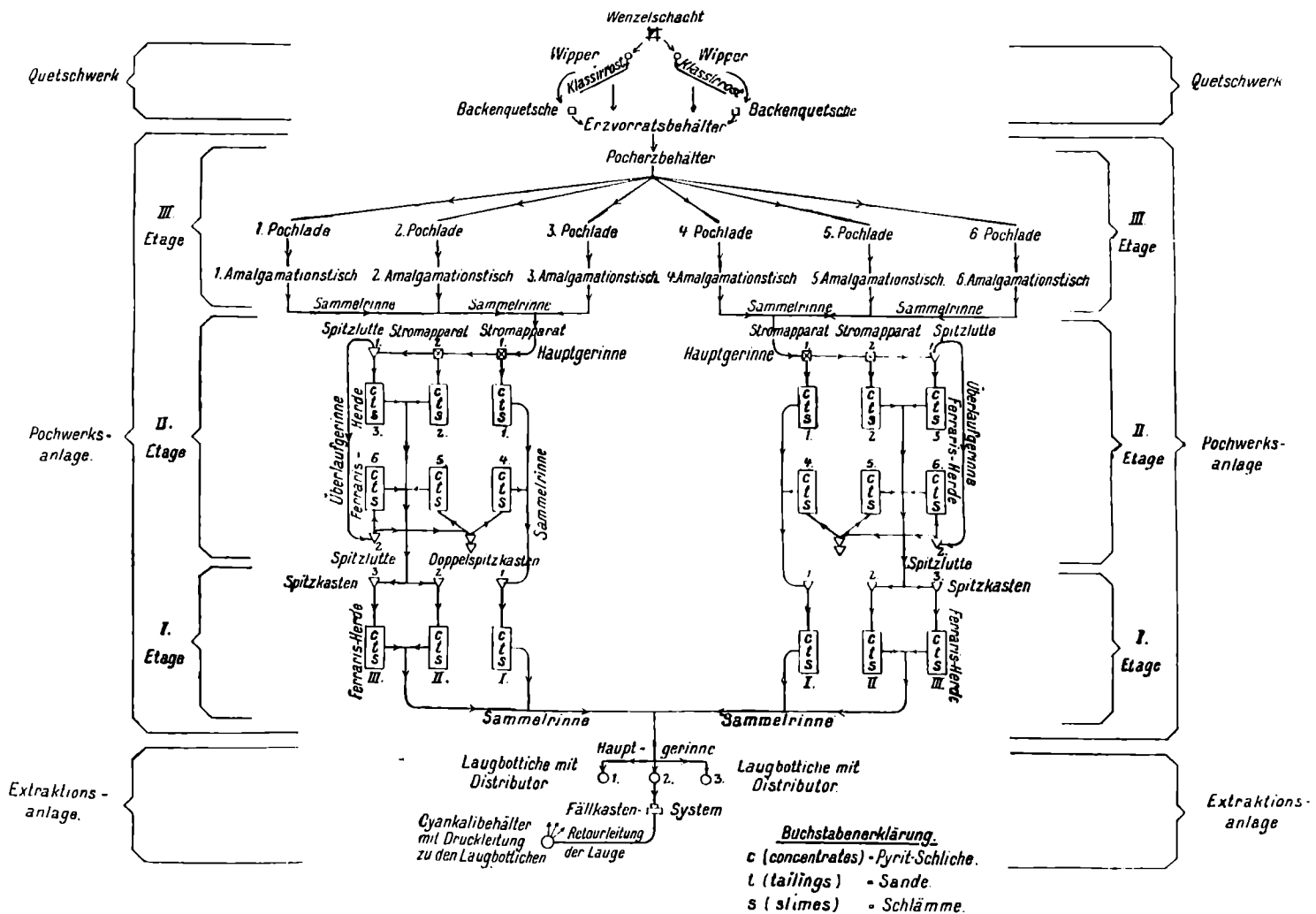
Eintrittsventil durch eine Kurbeldrehung in horizontaler Ebene auf einer Keilbahn gehoben und in jeder Hubhöhe durch Stellung eines Handschraubenrades erhalten werden kann, wodurch eine genaue Regulierung des Dampfzulasses möglich ist. Die Dampfspeisung erfolgt von der Zentralkesselanlage aus mittels einer auf 150 m obertags geführten Leitung aus Mannesmannröhren von 80 mm lichter Weite mit Thermalisolation; die Röhrentouren sind, um die durch die Temperaturunterschiede bedingten Längenveränderungen auszugleichen, an auf Holzträgern befestigten Eisenschellen aufgehängt. Der Ausführung der Fördermaschine als Verbundmaschine entsprechend ist mit dem Niederdruckzylinder noch ein zweites Ventil in der allgemein üblichen Ausführung auf dem Receiver angebracht, welches Frischdampf direkt in den Receiver einlässt; um aber hierbei einer Steigerung der Receiverspannung über 3 at vorzubeugen, ist der Receiver mit einem Sicherheitsventil adjustiert. Vor der Dampfeintrittsöffnung zum Fahrventil ist ein Wasserabscheider von etwa der doppelten Kapazität des Hochdruckzylinders angebracht, welcher durch einen selbsttätigen Kondensstopf und direkte Ablasshähne entleert werden kann. Die Betätigung der Zylinderablasshähne erfolgt durch eine Hebelvorrichtung in unmittelbarer Nähe des Reversierhebels.

Die Wasserhaltung des Wenzel-Schachtes besorgen drei auf einer gemeinsamen Welle gekuppelte, vertikale, einfach wirkende Plungerpumpen von je 120 mm Plungerdurchmesser, 110 mm Hub, welche bei 75 Touren 200 Min./l auf 150 m zu heben vermögen. Die unterirdisch montierte Wasserhaltungsmaschine ist mit einem Induktions-Drehstrommotor mit Schleifringanker, Type J. N., von 500 V Spannung, 20 A Stromstärke, 50 Frequenz und 10 PS Leistung direkt gekuppelt.

Da bei den fein eingesprengten Geschicken das Fördergut für die weitere Aufbereitung auf ein entsprechendes Korn gebracht werden muss, so wird das Hauwerk mittels einer Hundebahn zu einem Quetschwerk transportiert. Die innere Anordnung des Quetschwerkes ist, wie aus der umstehend angedeuteten schematischen Darstellung der ganzen Aufbereitung, deren Projekt in Anlage und Einrichtung von Ing. Rudolf Ruos auf Grund seiner in Transvaal und Chile gesammelten Erfahrungen ausgearbeitet wurde, zu ersehen ist, eine paarweise, so dass jederzeit eine Garnitur ausgeschaltet werden kann. Das zugeführte Hauwerk wird mittels zweier Wipper auf aus Eisenflachstäben bestehende, in einem Eisenrahmen montierte fixe Klassierroste von 1750 mm Breite, 3000 mm Länge und 40° Neigung gestürzt, wobei Zeuge unter 4 cm Korngröße in die unterhalb befindlichen Erzvorratsbehälter fallen, während das gröbere Pochgut von dem Roste auf eine geneigte Bühne gleitet, damit unter das Erz geratene Fremdkörper manuell entfernt und die Quetschen gleichmäßig beschickt werden können. Die Erze gelangen sodann durch eine Eintragsöffnung auf die in Zementmauerwerk fundierten Backenquetschen, Type Nr. 5, in der üblichen Ausführung von einer Maximalleistung von 5,6 t pro Stunde, bei welchen durch die Bewegung eines Exzenter die Lenkstange ein Kniehebel-

werk betätigt, welches auf zwei Arme einwirkt, von denen einer fix, der andere beweglich in dem gerippten, beweglichen Eisenbacken liegt. Zur Erzielung der gewünschten Korngröße kann die Austragsöffnung der Backenquetsche durch einen Keil, welcher auf die fixe Brechbacke einwirkt, entsprechend eingestellt werden. Die Breite des Brechmaules beträgt 400 mm, die maximale Rachenöffnung 250 mm. Den bisher gemachten Erfahrungen nach hat sich eine Rachenweite von 60 mm am besten bewährt. Der Antrieb der beiden Backenquetschen erfolgt mittels Riementriebes auf eine gemeinsame Transmissionswelle von einem Induktions-Drehstrommotor mit

mögen, mittels vier Austragsgossen mit Plattenverschluss in Förderwagen abgefüllt und auf einer eingeleisigen, horizontalen 80 m langen Bahn über eine Laufbrücke zum Pochwerke, welches stufenförmig in drei Etagen geteilt ist, gefördert. Hier wird, nachdem jeder fünfte Wagen gewogen und von jedem Wagen eine Probe entnommen worden ist, das Erz in einen großen Erzbehälter gestürzt, welcher sechs Austragsöffnungen mit einer Verschlussvorrichtung an der Vorderseite besitzt, deren Öffnungsweite mittels einer Zahnstange reguliert werden kann. Die Zeuge gelangen von hier auf eine Challenge-Aufgabevorrichtung, welche hinter der Mitte



Schleifringanker, Type J. N., von 500 V Spannung und 27 A Stromstärke, 50 Frequenz und 25 PS Leistung bei 965 Touren. Die Stromzuführung erfolgt von der Zentrale mittels einer Blankleitung; die Motorenstube ist mit der Kraftzentrale durch ein Lätewerk für Hin- und Rücksignalisierung verbunden.

Das klassierte, bezw. zerkleinerte Erzgut wird nach Bedarf aus den im Steinbrechergebäude gelegenen Vorratsbehältern, welche annähernd 200 t zu fassen ver-

jeder Pochlade angebracht ist und im wesentlichen aus einer schräg gestellten Eisenscheibe von 600 mm Durchmesser besteht, welche vom mittleren Pochstempel aus mittels einer Zahnrad- und Hebelübersetzung in Umlauf gebracht wird.

Die Pochgarnituren sind nach Art der kalifornischen Pochwerke eingerichtet; jede arbeitet mit einem Satz von fünf Pochschießern. Die Pochlade, mit vertikal gestelltem bronzenem Siebsatz mit 900 Maschen

auf einen Quadratzoll von 1260 mm Länge und 280 mm Breite besteht aus Gusseisen und ist innen mit kupfernen Amalgamationsplatten ausgefüttert. Quecksilber für sich wird vorläufig in die Pochlade nicht eingetragen. Die 50 g schwere Stahlschabatte besteht aus fünf zylindrischen Pochsohlen und ruht auf einem Fundament aus Eichenholz. Die Pochschleifer jeder Pochlade sind zweihüblig, in Holzfutter geführt und spielen in der Reihenfolge 1, 3, 5, 2, 4 bei einer regulierbaren Hubhöhe von 15 cm. Die Pochköpfe und Pochstangen, beide von kreisförmigem Querschnitt, die Heblinge, wie auch die Hebetatzen der Antriebswelle bestehen aus Gussstahl; der armierte Pochstempel wiegt 450 kg. Der Antrieb der gesamten Pochanlage erfolgt mittels Riemetriebes von der hinter den Pochladen parallel zur Längsachse des Gebäudes gelagerten Haupttransmissionswelle, von welcher aus auch die Sortierapparate, wie auch die elektrische Zentrale angetrieben werden. Die Riemenscheiben für die Daumenwellen der Pochgarnituren sind der starken Erschütterungen wegen aus Eschenholz, die übrigen aus

Gusseisen. Jede Pochgarnitur hat einen separaten Riemenspanner und eine Ausrückvorrichtung, weshalb sie beliebig aus dem Betriebe ausgeschaltet werden sowie auch durch eine Hebevorrichtung jeder Pochschleifer für sich arretiert werden kann.

Das Ladewasser, dessen Zulauf durch ein Ventil mit Handrad reguliert werden kann, tritt für jede Garnitur separat in fünf Strahlen durch eine Rohrleitung, welche durch ein Kautschukrohr an die Zentralwasserleitung angeschlossen worden ist, von oben in die Pochlade; es werden in 24 Stunden pro Tonne Pocherze 10 m<sup>3</sup> Wasser benötigt, um eine schlammgerechte, lichte Trübe (mill pulp) zu erzeugen. Das Betriebswasser wird zwei Zentralreservoirien von je 60 m<sup>3</sup> Fassungsraum entnommen, welche teils mit Frischwasser aus einem Stauwerke, dessen später noch Erwähnung getan werden wird, teils mit Grubenwasser aus dem Wenzel-Schachte, teils mit dem Retourwasser aus der Extraktionsanlage gespeist werden.

(Schluss folgt.)

## Japans Bergbau.\*)

A. Die Montanindustrie, jetzt einer der wichtigsten Erwerbszweige Japans, war in den ersten Jahren von Meiji noch sehr im Rückstande. Marco Polo, der erste Entdecker des „goldreichen Zipangu“, (nach dem chinesischen: Dschippankus, Land des Sonnenaufgangs) hatte schon im 13. Jahrhundert von dem fabelhaften Goldreichtume des Landes berichtet. Die Portugiesen und Holländer sollen trotz des nur beschränkten Verkehrs in der Zeit von 1550 bis 1671 Edelmetalle, u. zw. vorwiegend Gold, im Werte von 2500 Millionen Kronen, ausgeführt haben. Nach den jetzigen Kenntnissen darf man hieraus nicht schließen, dass der Bergbaubetrieb Japans in den früheren Zeitaltern ausgebreiteter oder ergiebiger gewesen wäre; es hatten sich vielmehr, wie auch in der vorkolumbischen Zeit in Mittel- und Südamerika, die Metallmengen während der Jahrhunderte angehäuft.

In der bergmännischen Literatur ist die Technik des altjapanischen Bergbaues und Hüttenwesens zum Teile sehr eingehend behandelt worden. Bedeutsam sind hierbei auch die großen gedruckten chinesischen Werke, da die hüttenmännischen Arbeiten aus China nach Japan eingeführt sein dürften. Besonders wäre hinzuweisen auf den „Agricola“ der Chinesen: „Sung, des verehrten, Schrift: Kunstvoller Arbeiten erklärte Behandlung“. Mit 150 Bildern, 1630. Die Technik jener Zeit ist uns jetzt sehr anschaulich geworden durch die Herausgabe der in der Bibliothek der Bergakademie zu Freiberg verwahrten Rollbilder, die den Montanbetrieb darstellen, wie er bis gegen das Ende der Fünfzigerjahre des 19. Jahrhunderts üblich war.<sup>1)</sup> Sie stammen also aus einer Zeit, ehe

dieses ostasiatische Kulturland zum zweiten Male mit Westeuropa in Beziehungen trat.

Das erste Rollbild stellt den Grubenbetrieb am ausführlichsten dar. Es dürfte einen allgemeinen wirtschaftsgeschichtlichen Wert haben, da diese Art des Betriebes nicht nur seit ältester Zeit in China und Japan, sondern auch in Europa seit der römischen und griechischen Zeit bis weit ins Mittelalter hinein annähernd die gleiche gewesen sein wird. Die Darstellung ist bis in alle Einzelheiten liebevoll ausgeführt. Die Wärme scheint in den Gebäuden eine sehr hohe zu sein: bis auf einen Lendenschurz und (statt des bei uns üblichen Fahrleders) eine geflochtene Matte, sind die Arbeiter nackt, mehrere wischen sich den Schweiß von der Stirne, auch die Trinkwasserfässchen scheinen darauf hinzudeuten. Zur Beleuchtung dienen Leuchtstäbe aus geklopftem Bambus. Bei der Keilarbeit werden die Keile mit ebensolchen Zangen gehalten, wie sich deren der Schmied bei ihrer Herstellung bedient. In den Nebenbauen wird lediglich auf den eingelegten Hölzern gefahren; um beide Hände gebrauchen zu können, nimmt der Mann seinen Leuchtstab in den Mund. Auch Fahrbäume kommen vor. Doch gibt es japanische Stollen von mehreren 1000 m Länge. Auch die Aufbereitung ist ebenso detailliert dargestellt. Eine in ganz Ostasien weit verbreitete Zerkleinerungsvorrichtung ist der Schwanzhammer, den man bekanntlich auch zum Schälen des Reises verwendet. Er wird durch Treten bedient, wie der Blasebalg einer Orgel. Merkwürdig ist die Verwendung nur einer einzigen Ofentype für alle Erzschnmelzprozesse, außer der Eisen- und Stahlerzeugung. Der Wind wird in atmosphärischer Pressung durch doppeltwirkende Kastengebläse zugeführt.

Kurz die Rollbilder geben uns eine Fülle bemerkenswerter Einzelheiten und gestatten uns einen lehrreichen Einblick in die eigenartige Kultur dieses Inselvolkes,

\*) Vgl. Nr. 39, 1904, S. 533.

<sup>1)</sup> Treptow, Der altjapanische Bergbau und Hüttenbetrieb, Sonderabzug. Craz und Gerlach in Freiberg i. S., 1904, 12 Seiten, 6 Bilder und 3 farbige Tafeln. Preis M 3,—.

5.  $\varphi_q$  wird mit der Vergrößerung der Schachtteufe H kleiner, d. h. der Abbau unmittelbar auf größerer Teufe verursacht eine verhältnismäßig geringere Amortisation pro 1 Pud.

Die Tabelle Nr. 1, die das eben Gesagte illustriert, ist berechnet worden in der Annahme, dass K = 1000 Rubel,  $K_1 = 200$  Rubel,  $K_2 = 600$  Rubel, S = 1000 Faden,  $\Sigma p = 1650$  Pud,  $\Sigma a = 10$  Fd — 50 Fd — 100 Fd und H = 125 Fd — 200 Fd.

Außerdem wurde zur Erzielung von größeren Zahlen das Resultat 1 000 000 mal vergrößert, d. h. Tab. Nr. 1 zeigt in Rubeln die Amortisationsquote für die angenommenen Größen pro 1 000 000 Pud.

Tabelle I.

$\alpha^0$	H = 125						H = 200					
	$\Sigma a = 10$		$\Sigma a = 50$		$\Sigma a = 100$		$\Sigma a = 10$		$\Sigma a = 50$		$\Sigma a = 100$	
	$\varphi'_q$	$\varphi_q$	$\varphi'_q$	$\varphi_q$	$\varphi'_q$	$\varphi_q$	$\varphi'_q$	$\varphi_q$	$\varphi'_q$	$\varphi_q$	$\varphi'_q$	$\varphi_q$
5	62	94	101	133	150	181	59	90	83	115	113	145
10	115	178	154	218	203	266	112	175	136	200	166	230
15	167	261	205	300	254	348	163	257	187	281	218	312
20	217	341	256	376	304	428	214	338	238	362	267	391
25	266	420	305	460	353	508	263	416	287	440	317	471
30	313	495	351	533	400	582	309	491	333	515	366	545
35	356	567	396	605	445	654	354	563	378	587	409	617
40	400	633	438	672	487	721	396	630	420	654	450	684
45	436	694	477	733	526	782	435	691	460	716	490	746

(Fortsetzung folgt.)

## Der Golderzbergbau am Roudny in Böhmen.

Von k. k. Bergkommissär **Dr. Oskar Eypert**, Leiter des Revierbergamtes in Kuttenberg.

(Schluss von S. 88.)

Die aus dem Siebsatz der Pochlade austretende Trübe gelangt schleierartig auf die unterhalb mit einer Neigung von 1:12 angeordneten Amalgamationstische von 3500 mm Länge und 1500 mm Breite. Diese sind mit versilberten Kupferplatten belegt, auf welchen das Quecksilber vorher mit Bürsten verrieben wird. Nachdem der Effekt des Amalgamierungsprozesses von der Bewegung der aufgegebenen Trübe abhängt, welche ihrerseits wieder durch die Eintrittsgeschwindigkeit des Ladewassers bedingt ist, muss bei der Bestimmung der Laufgeschwindigkeit der Trübe auf die Art und Güte des Pochganges besonders Rücksicht genommen werden. Das Amalgam bleibt so lange auf den Tischen, bis sich ungefähr eine 1 mm hohe Schicht gebildet hat, worauf es mit Lederschabern abgezogen wird und die Tische neu mit Quecksilber beschickt werden. Die Gewinnung des Goldes aus dem Amalgam erfolgt sodann in den bekannten Retortenöfen. Den bisherigen Erfahrungen zufolge werden beim Amalgamationsprozess etwa 50 bis 60% der in den Erzen enthaltenen Edelmetalle gewonnen.

Da durch die Bewegung der Trübe nicht nur Quecksilber, sondern auch Amalgam mit fortgerissen wird, sind zu ihrem Auffangen gusseiserne Amalgamfänger am Fuße eines jeden solchen Tisches angeordnet, in welche durch ein Vertikalrohr die Trübe nahe dem Boden eintritt, im Troge aufsteigt und sodann durch ein Abfallrohr, sowie durch eine Sammelrinne zu einem Hauptgerinne, welches die von je drei Amalgamationstischen abfließende Trübe aufnimmt, geleitet wird. Jedes der beiden Hauptgerinne bedient zwei Stromapparate, welche zur Anreicherung der Trübe dienen, und eine Spitzlutte. Diese Stromapparate bestehen darin, dass Bronzesiebe von 900 Maschen auf den Quadratzoll im Boden der Hauptgerinne eingelassen sind, durch welche die spezifisch schwereren Teile der Trübe in die unterhalb angebrachten Spitzkasten und von hier direkt auf die Schüttelherde 1 und 2 gelangen, während die leichteren

Teile vom Wasserschwalle zur Spitzlutte 1 weiter fortgeführt werden, deren Konzentrat auf dem Schüttelherde 3 weiter verarbeitet wird.

Die von der Spitzlutte 1 überfließende Trübe fließt, um sich anzureichern, durch ein Gerinne der Spitzlutte 2 gleicher Größe zu, deren Konzentrationsprodukt direkt auf den Schüttelherd 6 gelangt, während die von dieser Spitzlutte überfließende Trübe in einen Doppelspitzkasten mit zwei Konzentrationsdüsen gelangt, dessen Konzentrat auf die Herde 4 und 5 geführt wird.

Die vorerwähnten Schüttelherde (System Ferraris<sup>1)</sup>) sind mit Linoleum belegt, 3500 mm lang, 1500 mm breit, besitzen eine regulierbare Neigung nach der Längenseite sowie einen regulierbaren Ausschub von 36 bis 38 mm und benötigen pro Minute 0,5 PS Betriebskraft. Der Antrieb erfolgt mittels Riementriebes durch Einschaltung von Zwischentransmissionen von der bereits erwähnten Haupttransmission. Die zum Teil entgoldete Trübe gelangt durch eine seitlich am Kopfe des Herdes angeordnete Gosse auf den Herd und wird beim Eintritt durch ein daselbst angebrachtes Brauserohr längs des Herdes verteilt, wobei durch den Aufschlag des Wassers, die Neigung und die Vibrationen des Herdes die scharfe Trennung der Trübe nach dem spezifischen Gewichte erfolgt. Durch die Einwirkung von drei Brauserohren, welche am unteren Ende des Herdes diagonal angeordnet sind, werden sodann die gewonnenen Produkte, u. zw.: Pyrit-Schliche (concentrates) mit einer Goldführung bis zu etwa 27%, Sande (tailings) mit einer solchen bis zu etwa 13% und Schlämme (slimes) mit einem Goldhalt bis zu etwa 6%, durch Abfallrinnen abgeführt, wobei die Schlämme, für eine weitere Verarbeitung unverwendbar, in die wilde Flut gehen. Die Schliche gelangen in vorgelegte Sammelkasten, wo sie als marktfertiges Produkt ausgehoben werden, während die Sande (tailings) sämt-

<sup>1)</sup> Siehe „Österr. Ztschr. f. B.- u. Hüttenw.“, 1904, S. 159.

licher Herde, welche noch etwas Schlämme enthalten, zur weiteren Überarbeitung (Nachwäsche) auf die Sortierapparate der ersten Etage überführt werden.

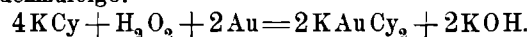
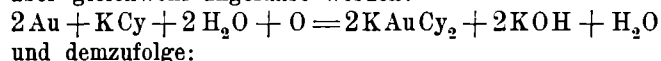
Zu diesem Behufe werden von den Herden 1 und 4 die Sande zu dem Spitzkasten 1 geleitet, dessen Konzentrat auf dem Ferrarisherde I verarbeitet wird, während die Sande der Herde 2, 3, 5 und 6 durch ein gemeinsames Gerinne zu den Spitzkasten 2 und 3 gelangen, deren Konzentrate auf den Herden II und III sortiert werden. Von den gewonnenen Produkten werden durch Abfallrinnen die Schliche als fertiges Produkt in Sammelkasten aufgefangen, die Schlämme sowie der Überlauf der drei Spitzkasten in die wilde Flut geführt, während die Sande der drei Ferrarisherde durch ein offenes hölzernes Gerinne in die Extraktionsanlage gelangen.

Die wilde Flut wird, nachdem sie, um den Klärungsprozess zu beschleunigen, mit gelöschtem Kalk versetzt worden ist, in einen Klärteich geleitet, welcher 120 m lang und 10 m breit gehalten ist, so dass an dem der Eintrittsöffnung entgegengesetzten Ende völlig klares Wasser abfließt, welches im Pumpensumpf der Extraktionsanlage gesammelt und von hier zu den erwähnten Zentralreservoirs, welche das Betriebswasser für das Pochwerk liefern, gedrückt wird.

Die Extraktionsanlage ist nach dem System von Mac Arthur Forest eingerichtet, nach welcher Methode die Goldextraktion lediglich durch die Perkolations der Sande mit verdünnter Cyankalilösung ohne vorhergehende oxydierende Röstprozesse der Zwischenprodukte und allfällige Filterpressung der Sande oder Einwirkung des elektrischen Stromes vor sich geht. Die zufließenden Sande von etwa gleicher Konsistenz wie die Trübe, werden auf Mischapparate, Distributoren, Patent Butters, aufgegeben, welche in der Weise arbeiten, dass die Sande (tailings) durch ein Vertikalrohr, welches zentral über dem Behälter angeordnet ist, auf ein Sieb zum Fernhalten von Fremdkörpern fallen und durch deren Aufschlag in die hohle Achse des Distributors, mit welcher am oberen Ende speichenartig angeordnete hohle, gekrümmte Arme verschiedener Länge mit breit gekniffener Austrittsöffnung verbunden sind, der Apparat nach Art einer Radialturbine in rotierende Bewegung gelangt, wodurch die austretenden Sande gleichmäßig auf der Oberfläche im Behälter verteilt werden.

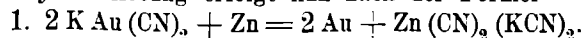
Diese aus Eisenblech hergestellten Laugbottiche von 2500 mm Höhe und 6000 mm Durchmesser sind oben mit zwei diametral gegenüberliegenden Überläufen versehen, durch welche das klare Wasser zum Pumpensumpf der Extraktionsanlage abläuft und von da zu den Hauptreservoirs gedrückt wird. Die Laugbottiche besitzen einen Kokos- und Juttesfilterboden, welcher über einen Holzrost gespannt ist, auf welchem die Sande sich ablagern. Ist ein Behälter chargiert, so wird der Distributor des nächsten Laugbottichs angelassen, während mit der Laugung des ersten begonnen wird. Zu diesem Behufe wird mittels einer in der Extraktionsanlage aufmontierten elektrisch angetriebenen Zentrifugalpumpe

von 2<sup>1</sup>/<sub>4</sub> Zoll (engl.) Saugrohrlichte aus einem an der tiefsten Stelle des Gebäudes angeordneten Eisenblechbehälter von gleicher Größe wie die Laugbottiche 0,5%ige Cyankalilösung auf den chargierten Behälter gedrückt, wobei die Cyankalilösung allmählich durch die abgelagerten Sande perkoliert und die letzten Reste der noch vorhandenen Edelmetalle extrahiert. Die chemischen Gleichungen, nach welchen die Laugung verläuft, sind zwar aus der Literatur hinlänglich bekannt, sollen hier aber gleichwohl angeführt werden:

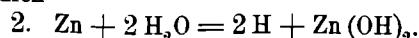


Benötigt werden den Werksangaben zufolge 500 g Cyankali pro Tonne Sand (tailings). Nach völliger Extraktion, welche, da die Sande nicht zusammensacken, in längstens sechs Tagen beendet ist, wird das Goldkaliumcyanür, das sich unter dem Filterboden angesammelt hat, mittels eines Hahnes abgezogen, während durch zwei Mannlöcher im Bottichboden, welche durch Klappen mit Schraubenverschluss gesperrt sind, die ausgelaugten, völlig entgoldeten Sande abgezogen und auf die Halde geführt werden.

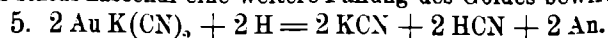
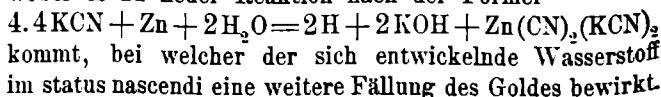
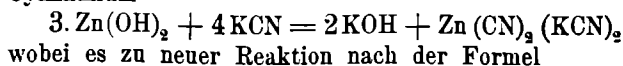
Das Goldkaliumcyanür durchläuft sodann ein treppenförmig angeordnetes System von fünf gleichartig ausgestatteten Fällkasten aus emailliertem Eisenblech von 430 mm Höhe, 380 mm Länge und Breite, in welchem die Goldlösung durch einen abwärts gestellten Kanal an der Rückwand des obersten Kastens eintritt und von unten im Fällkasten aufsteigt, in welchem ein mit Zinkspänen auf 30 cm Höhe beschicktes Eisensieb, das mit zwei Handhaben und Füßen versehen ist, eingelegt ist. Erwähnenswert ist, dass für die Beschickung bleihaltiges Zink (Marktzink) sich besser eignet, als chemisch reines Zink, weil dann erfahrungsgemäß die Ausfällung des Goldes viel energischer vor sich geht, aus welchem Grunde in Transvaal vielfach auch Bleinitrat in die Fällungskasten mit eingetragen wird. Um den Auftrieb der Zinkspäne durch den Eintritt der Goldlaugung hintanzuhalten, werden diese mit einem Holzgitter in ihrer Lage zurückgehalten. Die Ausfällung des Goldes aus der Cyankalilösung erfolgt nun nach der Formel



Hierbei vollzieht sich eine elektrolytische Aktion, bei welcher das Zink die positive Elektrode und die dem (unreinen) Zink beigemengten Metalle, wie Blei u. s. w., wahrscheinlich die negative Elektrode darstellen. Bei diesem Vorgange wird zunächst eine Wasserzersetzung hervorgerufen

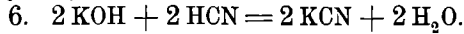


Das gebildete Zinkhydroxyd wirkt dann weiter auf das Cyankalium

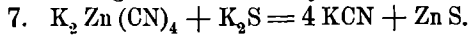




Der Cyanwasserstoff, welcher sich bei dieser Reaktion bildet, setzt sich mit dem nach Formel 3. gebildeten Kaliumhydroxyd um



Nach diesen Gleichungen sollten die Laugen schließlich an Zinkverbindungen derart sich anreichern, dass sie schließlich unverwendbar würden, doch ist dies in der Praxis nicht der Fall, weil kleine Mengen von Alkalisulfiden das Zink als unlösliches Sulfid niederschlagen, während eine Regeneration des Cyankaliums stattfindet.



Infolge dieser chemischen Reaktionen wird das Gold in Form eines dunklen Schlammes, welches in der Cyankalilösung nicht weiter löslich ist, ausgefällt, während die entgoldete Kaliumcyanidlösung von dem untersten Fällkasten in den Laugenbehälter zurückfließt und nach Ergänzung auf die frühere Konzentration weiter benützt werden kann. Beendet ist die Fällung, sobald das Aufsteigen von Gasbläschen aus dem Fällkasten aufgehört hat. Der betreffende Kasten wird sodann ausgeschaltet, das aufgegebene Zink ausgetragen; welches nach dem Auswaschen wieder verwendet werden kann. Der ausgewaschene Goldschlamm wird sodann mit Schwefelsäure behandelt, um das Zink nach der Formel

$$\text{Au} + \text{Zn} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{ZnSO}_4 + \text{H}_2 + \text{Au}$$

aufzulösen; der Rückstand wird sodann mit Wasser gewaschen, getrocknet und auf metallurgischem Wege weiter verarbeitet.

Der mechanische Antrieb der in der Extraktionsanlage untergebrachten Zentrifugalpumpe sowie der Retourwasserpumpe erfolgt mittels eines Induktions-Drehstrommotors mit Schleifringanker, Type Nd 25, von 500 V Spannung und 27 A Stromstärke, 50 Frequenz und 25 PS Leistung bei 965 Touren. Die Retourwasserpumpe ist eine doppelwirkende Plungerpumpe von 275 mm Plungerdurchmesser und 400 mm Hub, welche bei 48 Touren 1 m<sup>3</sup> pro Minute leistet.

Die Wasserversorgung der Pochwerksanlage sowie der Extraktionsanlage beruht behufs ökonomischer Ausnützung des erforderlichen Betriebswassers, von welchem angeblich 2500 m<sup>3</sup> für die tägliche Verarbeitung von 100 t Pocherze in Zirkulation sein müssen, auf Retourbetrieb. Das Betriebswasser wird, wie bemerkt, von einer besonders errichteten Stauanlage und von der Wasserhaltung am Wenzel-Schachte geliefert. Für die Stauanlage wurde beim Meierhofe Ramena der Ramenabach durch eine Talsperre von 5 m Dammhöhe, 36 m Länge und 5 m Kronenbreite gestaut und dadurch ein Reservoir von 6000 m<sup>3</sup> Fassungsraum geschaffen. Da sich dieses Reservoir bei dem abnormalen Wasserstande des vorigen Jahres als nicht ausreichend erwies, so wurden, um den Betrieb von allen störenden Zufälligkeiten unabhängig zu machen, in der Nähe des Stauwerkes zwei Quellen erbohrt, deren Wasser das Reservoir mitspeist. Von dieser Stauanlage wird das Wasser von einem Pumpwerke mittels zweier stehender Triplexplungerpumpen auf 600 m zu dem bereits bestehenden Frischwasserreservoir hinaufgedrückt. Diese Pumpen besitzen je einen Pistondurch-

messer von 130 mm, 200 mm Hub und leisten bei einer Druckhöhe von 30 m und 60 Touren 25 m<sup>3</sup> pro Minute. Ihr Antrieb erfolgt mittels Riemens von einem Induktions-Drehstrommotor, Type Nd 25, von 500 V Spannung und 27 A Stromstärke, 50 Frequenz und einer Leistung von 25 PS bei 976 Touren. Die Stromzuleitung erfolgt mittels Freileitung, welche auf Holzgestänge geführt ist.

Das eiserne Frischwasserreservoir von 15 m<sup>3</sup> Fassungsraum, welches ausschließlich dazu bestimmt ist, das Kessel Speisewasser sowie das sonstige Nutzwasser zu liefern, ist derart eingerichtet, dass bloß der zentral angeordnete Überlauf dieses Behälters zu den unterhalb angeordneten Zentralreservoirs fällt, welche teils das Betriebswasser für die Aufbereitungs- und Extraktionsanlage abgeben, teils aber auch das mittels Röhren zugeleitete Grubenwasser des Wenzel-Schachtes und das Retourwasser von dem Klärteiche und der Extraktionsanlage wieder aufnehmen.

Den Betrieb der gesamten Pochwerksanlage, wie auch jenen der elektrischen Zentrale besorgt eine Komponddampfmaschine mit Oberflächenkondensation (Patent Balke & Komp.) mit Widmann-Ventilsteuerung von 375 mm Hochdruck- und 625 mm Niederdruckzylinder-Durchmesser, 700 mm Hub, welche bei 110 Touren und einer Admissionsspannung von 10 at 250 PS Leistung besitzt. Das Schwungrad von 4500 mm Durchmesser und 600 mm Radkranzbreite ist als Riemenscheibe ausgeführt. Um bei einer allfälligen Störung der Kondensation die Maschine im Betriebe erhalten zu können, ist die Einrichtung so getroffen, dass durch Öffnen eines Wechselventils die Maschine mit Auspuff arbeiten kann.

Die Dampfzuleitung von der nebenliegenden Kesselanlage erfolgt durch eine im Erdniveau des Maschinenraumes gelegte Mannesmannrohrleitung mit Thermalisolierung, welche mit den erforderlichen Absperrventilen, Wasserabscheidern und Kondenstöpfen ausgestattet ist. Da für den Pochwerksbetrieb im Winter eine entsprechend höhere Temperatur des Betriebswassers notwendig wird, kann das Kühlwasser, welches eine Temperatur von 26° R besitzt, vom erwähnten Oberflächenkondensator durch eine an die Hauptleitung von den Zentralreservoirs angeschlossene Rohrleitung zum Pochwerke geführt und je nach Einstellung eines Absperrventils die Menge des eintretenden Warmwassers und hierdurch die Temperatur des Betriebswassers reguliert werden. Die Möglichkeit, die Temperatur des Betriebswassers entsprechend regulieren zu können, ist insofern von Bedeutung, als bei höherer Temperatur des Pochladewassers die Amalgamation ungünstige Resultate liefert und das übermäßig erwärmte Amalgam durch den Schwall der Trübe von den Tischen mitgerissen wird.

Das Dampfcondensat wird nach erfolgter Reinigung durch einen Ölseparator zum Speisewassersumpfe des Kesselhauses geleitet und durch eine Speisepumpe den Kesseln neuerdings zugeführt.

Die Kraftübertragung von der Dampfmaschine erfolgt mittels Riemetriebes auf die oben erwähnte Haupt-

transmissionswelle im Pochwerke und auf eine zweite Transmissionswelle im Maschinenraume, welche zwei Drehstromgeneratoren betreibt. Der erste Generator, Type WId 85, direkt mit der Erregermaschine, welche mit Serienwicklung versehen ist, gekuppelt, ist für 500 V Spannung,  $3 \times 89,5 A$  Stromstärke gebaut, und besitzt bei 50 Frequenz und 750 Umdrehungen eine Aufnahmefähigkeit von 150 PS. Dieser Generator liefert die erforderliche Betriebskraft für die untertägige Wasserhaltungsmaschine am Wenzel-Schacht, die Zentrifugalpumpe in der Extraktionsanlage die Druckpumpe des Stauwerkes bei Ramena, die beiden Steinbrecher und besorgt mit drei ruhenden Induktionstransformatoren die elektrische Beleuchtung. Der zweite Generator in gleicher Montage wie der vorherbeschriebene, Type WId 32, für die gleiche Spannung und  $3 \times 33,5 A$  Stromstärke gebaut, besitzt bei 50 Frequenz und 750 Umdrehungen eine Aufnahmefähigkeit von 50 PS und dient als Reservemaschine für die elektrische Beleuchtung und den Betrieb der Schachtpumpe sowie der Druckpumpe des Stauwerkes für den Fall, als das Pochwerk steht.

Von den beiden Generatoren führen dreifach verseilte, eisenbandarmierte Kabel zu der gemeinsamen Schalttafel aus Marmor, auf welcher in der bekannten Ausstattung die erforderlichen Schalt- und Messapparate für den Parallelbetrieb sowie für die abzweigenden Stromkreise der Nebenanlagen einschließlich der Verbindungsleitung zwischen den Mess- und Schaltapparaten, den Sammelschienen, Hebelausschaltern, Sicherungen mit Schutzkappe und Schmelzstreifen, Leistungszeiger und Phasenperiodenvergleichler montiert sind.

Weiters ist im Maschinenraum als Reservemaschine eine Dampfmaschine mit Rider-Schiebersteuerung von 400 mm Zylinderbohrung, 530 mm Hub aufmontiert, deren Schwungrad von 2400 mm Durchmesser und 350 mm Kranzbreite als Riemenscheibe ausgeführt ist und welche bei 70 Touren 35 indizierte Pferdestärken besitzt. Da diese Maschine nicht für einen hohen Druck gebaut ist und bereits bei der früheren Anlage in Verwendung stand, so ist, um die Admissionsspannung von 10 auf 8 at herabzudrücken, in die Dampfleitung ein Reduktionsventil eingeschaltet.

Zur Erzeugung des Betriebsdampfes sind in dem an die Maschinenhalle unmittelbar anschließenden Kesselhause zwei mit der üblichen Armatur ausgestattete Wasserrohrkessel mit Oberkessel (System Steinmüller), bei welchen der Überhitzer ausgeschaltet werden kann, eingebaut. Die Heizfläche jedes Kessels beträgt  $121,2 m^2$ , jene des Überhitzers  $29,3 m^2$ , die totale Heizfläche daher  $150,5 m^2$ , während die eingebauten Treppenroste, Patent Strube, 2100 mm lang und 1450 mm breit sind. Die aus Radialziegelmauerwerk hergestellte Esse ist 35 m hoch und besitzt eine obere lichte Weite von 1200 mm. Von den beiden Kesseln wird stets nur einer unter Dampf gehalten; um bei vollem Betriebe der ganzen Anlage die Dampfspannung auf der Höhe von 10 at zu erhalten, werden in 24 Stunden 6 t Kohle benötigt;

es ergibt sich sonach ein Kohlenverbrauch pro Stunde und Quadratmeter Rostfläche von 122,22 kg, bzw. pro Stunde und Quadratmeter Heizfläche von 1,66 kg. Die Kesselspeisung besorgt eine einfach wirkende Speisepumpe von Weise & Monsky von 110 mm Zylinderbohrung, 60 mm Plungerdurchmesser und 100 mm Hub mit einer Leistungsfähigkeit von 4 bis 5  $m^3$  pro Stunde. Als Speisevorrichtung dient ein Restartin-Injektor Nr. 9 mit der gleichen Leistungsfähigkeit.

Die Beleuchtung sämtlicher Betriebsräume, Kanäle und Werksplätze erfolgt elektrisch, u. zw. mittels Glühlampen mit Schutzgläsern von 16 Kerzenstärke und 2 Bogenlampen im Pochwerke von je 1000 Kerzen. Die erforderliche Betriebsspannung beträgt 120 V, daher zur Umsetzung der Stromspannung von 550 V, soweit dies nicht bereits in der Zentrale erfolgt, die erforderlichen Transformatoren in den Betriebsräumen angeordnet sind.

Die Stromführung erfolgt, wie bereits betreffenden Orts hervorgehoben wurde, teils mittels Blankleitung von 50  $mm^2$  Kupferquerschnitt auf Gestängen mit Porzellanisolation, teils mittels dreifach verseilter Kabel von  $3 \times 70 mm^2$  Querschnitt mit Eisenbandarmierung. Alle Leitungen, welche durch Decken geführt sind oder aber in der Passage liegen, sind in Stahlrohre eingelegt, während die Leitungen in feuchten Räumen als Hackethal-Leitungen ausgeführt sind. Geliefert und eingerichtet wurde die elektrische Kraftübertragungs- und Beleuchtungsanlage von den österreichischen Siemens-Schuckertwerken.

Der Vollständigkeit halber sei erwähnt, dass die Unternehmung ein chemisches Laboratorium nebst einem Probiergaden in der bekannten Ausstattung mit einem Schmelz- und Muffelofen für metallurgische Untersuchungen einrichtete.

Die Unternehmung beschäftigt gegenwärtig 380 Arbeiter, wovon 300, darunter 140 Häuer, 35 Zimmerhäuer, 86 Haspler und Förderer untertags, 6 Mann bei den Quetschen, 11 Mann beim Pochwerke, 4 Mann bei der Amalgamation und 30 Mann bei den Sortierapparaten sowie in der Extraktionsanlage angelegt sind. Gefördert werden täglich 140 t Hauwerk, hiervon 40 t Berge.

Leider liegen bisher keine verlässlichen Daten vor, um über das erzielte Ausbringen sowie die Betriebskosten zur Vervollständigung der vorstehenden Beschreibung in großen Zügen ein Bild zu geben, doch dürfte der Fachmann der gegebenen Darstellung folgend vorbehaltslos zugeben, dass die Unternehmung in der kurzen Zeit von kaum einem Jahre, in einer vom Verkehr entlegenen Gegend, durch die technisch hervorragende Einrichtung dieser Bergbau- und Aufbereitungsanlage ein bemerkenswertes Werk geschaffen hat, welches dem Unternehmungsgeiste und der Tatkraft der englischen Unternehmer zu vollem Lobe gereichen kann. Es bleibt im nationalökonomischen und sozialpolitischen Interesse nur zu wünschen, dass dem wieder aufgenommenen Bergbau, welcher auf

eine ferne historische Vergangenheit zurückblicken kann und welcher als einziges großindustrielles Unternehmen in jener Gegend berufen zu sein scheint, zur Hebung des heimischen Volkswohlstandes mit beizutragen, eine reiche Nachblüte beschieden sei und die Hoffnungen sowie das Aufsehen der interessierten Kreise gerecht-

fertigt würden, welche die Wiederaufnahme dieses fast vergessenen Bergbaues allenthalben hervorrief.

Jedenfalls kann die Besichtigung der auch landschaftlich schön gelegenen Anlage, welche von der Station Beneschau der Franz Josefbahn leicht in drei Stunden zu erreichen ist, nur empfohlen werden.

## Die Temperatur des Windes beim Pyritschmelzen.

Beim Pyritschmelzen gehen die Ansichten über die Winderhitzung ziemlich auseinander und ähnlich wie im Eisenhüttenwesen, wird auch hier die Ansicht, dass die Verwendung des erhitzten Windes unter bestimmten Verhältnissen vorteilhaft ist, nur nach und nach anerkannt. Im Eisenhüttenwesen gibt es bis heute noch entschiedene Gegner der Winderhitzung (Truran), während beim Pyritschmelzen der Streit nur dahin geht, ob die Benützung des erhitzten Windes allgemein oder nur bei gewisser Zusammensetzung der zu verschmelzenden Erze am Platze sei. Für die beschränkte Anwendung der Winderhitzung spricht bekanntlich der wohlbekannte amerikanische Metallurge H. Lang<sup>1)</sup> und zu denjenigen, die für alle Fälle den erhitzten Wind empfehlen, kommt in jüngster Zeit auch Walter E. Koch in Santa Maria del Oro, Mexiko hinzu; letzterer geht in der Verteidigung des heißen Windes (in „Eng. and Mining Journ.“, Mai 19, 1904) so weit, dass er die Nichtverwendung der erhitzten Gebläseluft figürlich als Selbstmord (smelter suicide) bezeichnet.

Obwohl Koch in seinem Artikel die Zusammensetzung der verschmolzenen Erze nicht angibt und daher die Beurteilung der ausschließlichen Eignung der erhitzten Luft auf den Hütten Santa Maria del Oro nicht leicht möglich ist, so besitzen seine Angaben rücksichtlich der Vorteile des erhitzten Windes gegenüber dem

<sup>1)</sup> Bericht über den Allgemeinen Bergmannstag in Wien, 1903, S. 291.

kalten Winde große Wichtigkeit, weil sie zwei Öfen betreffen, bei welchen unter gleichen Verhältnissen erhitzter und kalter Wind zur Anwendung gelangte.

Die Öfen, welche den unmittelbaren Vergleich ermöglichten, sind runde Wassermantelöfen mit einem Durchmesser von 48" (1,22 m) und einer Höhe von der Bodenplatte bis zum Gichtniveau von 84" (2,13 m); jeder der beiden Öfen besitzt 12 Stück 3<sup>1</sup>/<sub>2</sub> zöllige Düsen, die gegen die Ofenmitte zufallen. Die Formen sind 27" (68,5 cm) über der Bodenplatte und 57" (144,5 cm) unter dem Gichtboden situiert. Beiden Öfen werden in der Minute 4000 bis 4500 Kubikfuß (113 bis 127 m<sup>3</sup>) Wind mit einer Pressung von 0,5 Pfund (27 mm Hg) zugeführt; beim Ofen B kann, wenn er nur mit kaltem Winde betrieben wird, die Windpressung auf 4 Pfund (214 mm Hg) pro englischen Zoll erhöht werden.

Der Winderhitzer (von Mac Donald) wird mit den Abgasen des Schachtofens geheizt, und die Temperatur der Gebläseluft übersteigt niemals 400° F (204° C). Der Winderhitzer ist gleichzeitig ein wirksamer Flugstaubfänger.

Da die beiden Wassermantelöfen unter gleichen Verhältnissen im Betriebe stehen, so sind ihre Betriebsergebnisse zur Entscheidung der Frage, ob kalter oder erhitzter Wind ökonomischer ist, von großem Werte.

In der folgenden Zusammenstellung sind die wichtigsten Daten vom 1. März bis zu den Osterfeiertagen enthalten.

	Ofen A Erhitzter Wind	Ofen B	
		Kalter Wind	Erhitzter Wind
Anzahl der Betriebstage . . . . .	22	16	18
Durchsetzquantum der Erze in 24 Stunden . . .	41 t	31 t	42 t
Koksverbrauch bezogen auf die Menge der Beschickung . . . . .	6,25 bis 6,5%	8,75 bis 9%	5,75 bis 6%
Koksverbrauch auf Tonne Erze . . . . .	150 Pfund oder 7,5%	220 Pfund oder 11%	140 Pfund oder 7%
Prozente der Erze in der Beschickung . . . . .	84	81	85
Konzentration . . . . .	über 15 : 1 (gut)	unter 10 : 1	über 15 : 1 (gut)
Durchschnittliche Schlackenzusammensetzung: SiO <sub>2</sub> = 45%, FeO = 37%, CaO = 8% und Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 8%.			

Aus den vorstehenden Betriebsergebnissen ersieht man, dass der Koksverbrauch bei kaltem Wind bis 9% (bezogen auf die Beschickung) und bei heißem Wind nur 5,75 bis 6% beträgt, was somit im ersten Falle einem um 50% höheren Brennstoffverbrauche entspricht. Es ist daher bei Benützung des erhitzten Windes eine nicht unbedeutende Ersparnis wahrzunehmen, die insbesondere in entlegenen Gegenden, wo die Kokspreise

eine ungewöhnliche Höhe erreichen, rücksichtlich der Kosten einen wichtigen Faktor bildet. So wird beispielsweise der Kokspreis für die Hütte in Santa Maria del Oro mit 20 \$ pro Tonne (rund K 10,— pro Meterzentner) angegeben.

Die oxydierende Wirkung des kalten Windes ist wesentlich schwächer als bei erhitztem Wind und dies zwar auch dann, wenn — wie erwähnt — die Wind-