

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 Bergakademie 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 Bergakademie in Leoben; Josef **Hörhager**, Hüttenverwalter in Turrach; Adalbert **Kás**, k. k. o. ö. Professor der Bergakademie in Příbram; 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**, Oberberggrat, Vorstand des Montandepartements für Bosnien und die Herzegowina in Wien; Karl von **Webern**, k. k. Ministerialrat im k. k. Ackerbauministerium und Viktor **Wolff**, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat in Wien.

Verlag der Manzchen 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: Untersuchung und Wertberechnung von Goldbergwerken. — Über Rettungsapparate und deren Verwendung im Ostrau-Karwiner Reviere und über den Sauerstoffapparat System Wanz. (Fortsetzung.) — Bergrechtliche Entscheidungen. — Der Bergwerksbetrieb Österreichs im Jahre 1903. — Die Rauchverzehrende Feuerung der Firma Ganz & Ko. in Leobersdorf. — Notizen. — Amtliches. — Ankündigungen.

Untersuchung und Wertberechnung von Goldbergwerken.

Von **S. Michaelis**, dipl. Bergingenieur.

Die Untersuchung und Wertberechnung eines Goldbergwerkes kann sich zunächst nur mit dem durch Sohlstrecken und Überhaue vorgerichteten Teile eines solchen befassen und hat demgemäß zum Zwecke:

1. Die Ermittlung der zum Abbau vorgerichteten Erzmengen;
2. die Ermittlung von deren Durchschnittsgehalt. Sie stützt sich daher:
 1. auf die markscheiderische Aufnahme der Grubenbaue und
 2. auf systematische Probenahme aus den Lagerstätten, soweit diese durch die Vorrichtungsbaue bloßgelegt sind.

Nur mit letzterer haben wir uns hier zu beschäftigen.

I. Probenahme.

Diese bildet auf englischen und amerikanischen Gruben einen förmlich organisierten Betriebszweig. Auf kleineren Betrieben liegt sie häufig dem Markscheider ob, manchmal auch dem Probierer; auf größeren Gruben sind hierfür nach Bedürfnis auch mehrere Probenehmer (sampler) angestellt, welche auch die auf die Probenahme bezüglichen Bücher und Pläne zu führen und die Berechnungen zu veranstalten haben. Man stellt zu diesem Zwecke gern angehende Bergingenieure an, welche auf diese Weise zugleich einen guten Einblick in die Betriebs- und Lagerungsverhältnisse einer Goldgrube gewinnen.

Die Entnahme geschieht, indem aus der Lagerstätte vom Hangenden zum Liegenden ein möglichst zylinderförmiges Stück (sample) herausgelöst wird.

Als passendes Werkzeug hierfür benützt man einen Spitzhammer, nach Art der geologischen Hämmer; in härterem Gestein dagegen besser Schlägel und Eisen, resp. Fäustel und Spitzbohrer; bei ganz hartem Mittel muss man selbst die Arbeit zweimännisch ausführen lassen.

Die Probenahme hat streng systematisch längs der Strecken- und Überhaustöße zu geschehen; die Punkte, an denen die Entnahme stattfindet, sollen womöglich in gleichen Abständen voneinander liegen. Man bestimmt letztere mittels des Messbandes und benützt zur Orientierung eine Markscheiderstufe oder einen sonstigen Grubenfixpunkt (z. B. Querschlag). Man reinigt nötigenfalls an der betreffenden Stelle den Stoß mittels Bürste oder Wasserstrahles vom Grubenschmutz, so dass die Lagerstätte deutlich erkennbar hervortritt. Jede Probe wird in ein besonderes Säckchen verpackt und numeriert, entweder auf dem Sacke selbst oder besser durch eingelegte Zettel, Blechmarken u. dgl.

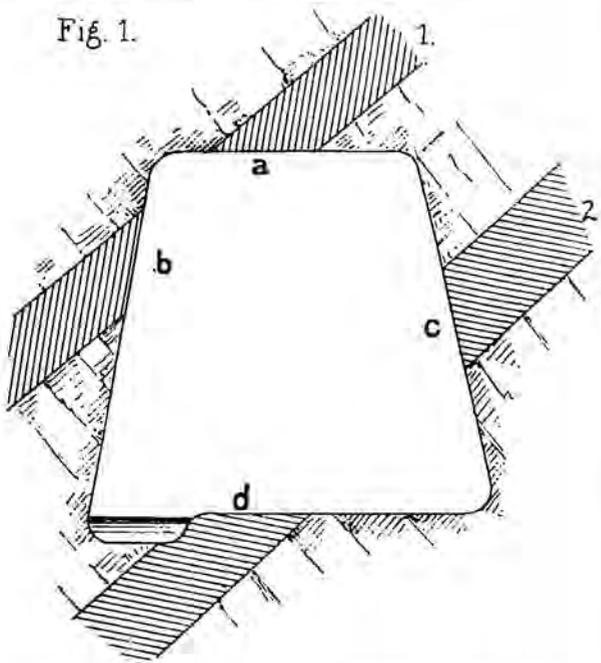
Die Abstände zwischen den einzelnen Entnahmepunkten sollten nicht zu groß sein, wenn man richtige Resultate erhalten will. Sie können natürlich um so größer sein, je gleichmäßiger der Goldgehalt der Lagerstätte ist. Aber selbst auf den in dieser Hinsicht einzig dastehenden Witwatersrand-Lagerstätten nimmt man die Proben nie in größeren Abständen als 10' (3 m) und wenn man größere Genauigkeit erzielen will, selbst nicht in größeren Abständen als 5' (1,50 m). Wenn dagegen der Goldgehalt häufigem und schrägem Wechsel unterworfen ist, insbesondere wenn es sich um die Fest-

stellung von scharf abschneidenden Erzfällen handelt, sollte man mit den Abständen noch weiter heruntergehen, selbst bis auf 0,25 m.

Können die Proben an irgend einer der auf diese Weise vorbezeichneten Stellen nicht genommen werden (z. B. wegen allzugroßer Festigkeit des Gesteins), so nimmt man so nahe wie möglich dabei rechts und links in gleicher Entfernung je eine Probe; das aus diesen nach dem später anzugebenden Verfahren ermittelte Durchschnittsergebnis substituiert man dann für die ursprünglich zu nehmende Probe.

Im allgemeinen wird man die Proben an demjenigen Ortsstoß nehmen, wo dies am leichtesten zu erreichen ist, z. B. in Fig. 1 von Lagerstätte 1 bei *b* und nicht

Fig. 1.



bei *a*. Dagegen sollte man es vermeiden, Proben aus der gewöhnlich verunreinigten Sohle zu nehmen, also von Lagerstätte 2 (Fig. 1) bei *c* und nicht bei *d*. Ist dagegen eine Lagerstätte durch den Streckenstoß nur teilweise entblößt, so legt man sie wohl an geeigneter Stelle z. B. bei *m* (in der später folgenden Fig. 2) durch einen Sprengschuss bloß.

Als Minimalquantum einer Probe sollte man so viel nehmen, dass man die später unter II angegebenen Operationen vornehmen kann, also Waschproben und Analysen, ferner dass man genügend übrig behält, um beides zur Kontrolle wiederholen zu können. Man sollte also mindestens 1 bis 1½ kg nehmen. Je umfangreicher die einzelnen Proben sind, um so genauer repräsentieren sie natürlich den wirklichen Gehalt der Lagerstätte, insbesondere je reicher eine Lagerstätte namentlich an Freigold und je grobkörniger, je ungleichmäßiger verteilt letzteres ist, um so größere Proben sollte man nehmen.

Bei Lagerstätten von mittlerer Stärke (0,10 bis 0,80 m) und einheitlicher Beschaffenheit nimmt man gewöhnlich eine Probe über die ganze Mächtigkeit vom Hangenden zum Liegenden; sind die Salbänder nicht deutlich ausgeprägt, so nimmt man, um sicher zu gehen, noch einen schmalen Streifen (etwa 1 cm) beiderseits vom Nebengestein mit.

Bei sehr mächtigen Lagerstätten zerlegt man sich diese in eine Anzahl paralleler Streifen (sections) von je 0,50 bis 0,60 m Breite und nimmt von jedem besondere Proben. Auf diese Weise lernt man die Goldführung der Lagerstätte gründlich kennen und stellt oft in einer unbauwürdigen Gesamtmächtigkeit bauwürdige Trümer (leaders) fest.

Bei sehr schmalen (etwa bis 10 cm mächtigen) Lagerstätten ist die Gefahr eines Irrtums namentlich beim Messen besonders groß und man sollte deshalb verhältnismäßig große Proben nehmen. Sind die Verhältnisse derart, dass die Lagerstätte nicht unterschrämt werden und daher auch später nicht rein, d. h. ohne Beimischung von Bergen gefördert werden kann, so sollte noch so viel vom Nebengestein mitgenommen werden, dass die Probe über eine Gesteinsschicht von mindestens 10 cm Gesamtmächtigkeit sich erstreckt. Hierdurch wird der Irrtum, der durch ungenaues Messen entsteht, sehr verringert. Ist z. B. die Lagerstätte 1 cm stark und besitzt einen Gehalt von 500 g pro Tonne und werden beim Abbau im ganzen 80 cm hereingewonnen, also 79 cm Nebengestein, später jedoch über Tage die Berge zur Hälfte ausgeklaut, so ist offenbar das Resultat dasselbe,

als wenn 1 cm + $\frac{79 \text{ cm}}{2}$ abgebaut würden und ohne weiteres zum Verpochen gelangten. Der Gehalt des Pocherzes würde demnach betragen:

$$500 \times \frac{1}{40\frac{1}{2}} = 12,35 \text{ g pro Tonne.}$$

Hätte, wie dies bei der geringen Mächtigkeit und undeutlichen Begrenzung der Lagerstätte sehr leicht passieren kann, der Probenehmer irrtümlicherweise über 1½ cm genommen, d. h. noch über ½ cm des Nebengesteins, so würde die Analyse ergeben:

$$500 \times \frac{1}{1\frac{1}{2}} = 333 \text{ g pro Tonne.}$$

Der Gehalt des Pocherzes würde demgemäß von dem Probenehmer, der glaubt, er habe nur über 1 cm genommen, berechnet werden zu

$$333,33 \cdot \frac{1}{1 + \frac{80-1}{2}} = \frac{333,33}{40\frac{1}{2}} = 8,23 \text{ g pro Tonne,}$$

also 33⅓% zu niedrig. Wären statt diesen von vornherein 9 cm des Nebengesteins mitgenommen worden, so würde — richtiges Messen vorausgesetzt — die Analyse des Probegutes ergeben haben:

$$500 \times \frac{1}{10} = 50 \text{ g pro Tonne,}$$

woraus sich der Durchschnittsgehalt des Pocherzes berechnet zu

$$50 \times \frac{10}{10 + \frac{80-10}{2}} = 50 \times \frac{10}{45} = 11,11 \text{ g pro Tonne,}$$

also nur zirka 10% zu wenig, oder wenn man weiter annimmt, dass von den beim Probennehmen mitgenommenen 9 cm Nebengestein, noch weitere 40% ausgeklaut werden, zu

$$50 \times \frac{10}{(10-4) + \frac{80-10}{2}} = 50 \times \frac{10}{41} = 12,19 \text{ g pro Tonne,}$$

oder nur 1 bis 1½% zu wenig.

Hätte der Probenehmer sich auch diesmal bei der Messung um ½ cm geirrt, d. h. (statt über 10 cm) über 10½ cm Gesteinsschicht genommen, so würde die Analyse ergeben:

$$500 \times \frac{1}{10^{1,2}} = 47,62 \text{ g pro Tonne,}$$

woraus dann der Probenehmer, in dem Glauben, er habe die Probe richtig über 10 cm genommen, den Pochgehalt berechnen wird zu

$$47,62 \times \frac{10}{10 + \frac{80-10}{2}} = 47,62 \times \frac{10}{45} = 10,58 \text{ g pro Tonne,}$$

also nur 14,36% zu niedrig, oder — wenn man annimmt, es würden von den 10 cm noch weitere 40% ausgeklaut — zu

$$47,62 \times \frac{10}{(10-4) + \frac{80-10}{2}} = 47,62 \times \frac{10}{41} = 11,61 \text{ g pro Tonne,}$$

also nur 6% zu niedrig.

Der Fehler, der durch ungenaues Messen entsteht, wird also dadurch, dass man auch bei dünnen Lagerstätten die Probe über eine Gesteinsschicht von wenigstens 10 cm nimmt, ganz erheblich reduziert.

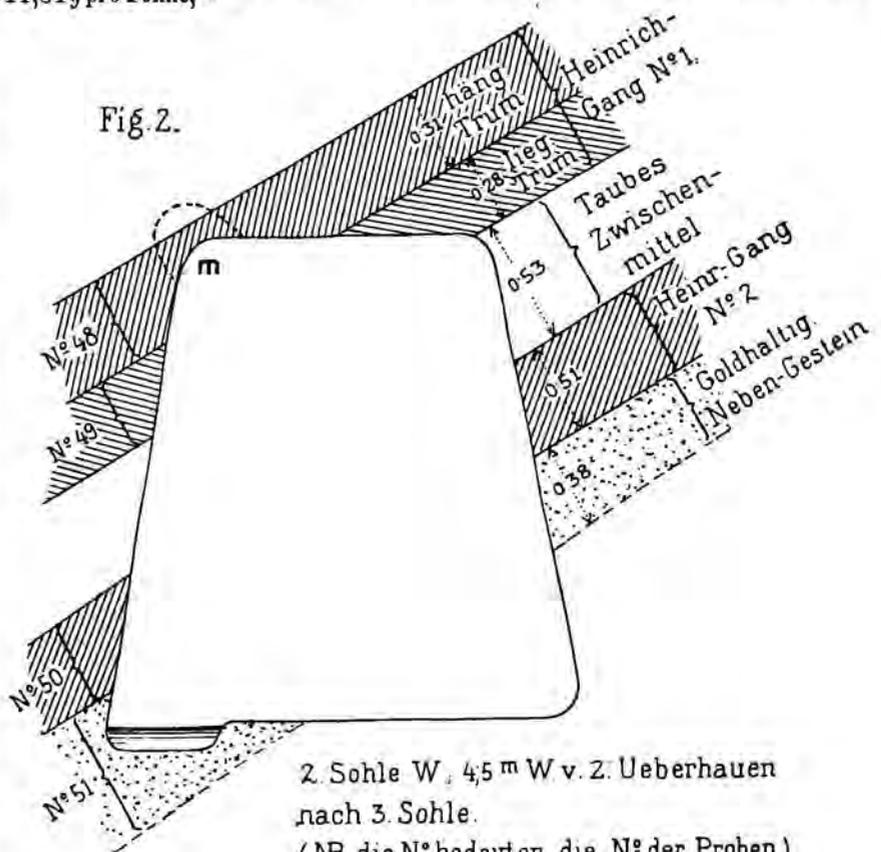
Befindet sich dagegen an beiden Salbändern einesolch geringmächtigen Lagerstätte eine Kluft, so muss man freilich hier, wie auch bei mächtigeren Lagerstätten, mit der Probenahme an dieser absetzen. Um in diesem Falle ein genügendes Erzquantum und genügende Genauigkeit zu erhalten (dünne Lagerstätten müssen, um bauwürdig zu sein, reich sein), tut man gut, die Probe fortlaufend längs des gesamten Gesteinsstoßes von einem Probepunkt zum andern über die ganze Mächtigkeit zu nehmen. Befinden sich in der Lagerstätte mehrere der mineralogischen Zusammensetzung (Formation) oder dem Goldgehalte nach deutlich unterscheidbare Paralleltrümer, so nimmt man von jedem gesonderte Proben.

Von goldhaltigem Nebengestein sind ebenfalls besondere Proben zu nehmen, soweit die Goldführung erkennbar ist oder erfahrungsgemäß feststeht. Ist überhaupt kein deutlich definierter Lagerstättenkörper vorhanden, sondern etwa ein deutlich zusammengesetzter Gangzug, Stock, Trümerzone u. dgl., so wird der Probenehmer das Vorkommen wie eine einzige mächtige Lagerstätte behandeln, d. h. Proben über Streifen von 0,50 bis 0,60 m Breite nehmen.

Der Probenehmer, der überhaupt bei seiner Arbeit ständig daran denken soll, wie die Lagerstätte abgebaut wird, soll stets die Proben so zu nehmen suchen, dass sie den Gehalt des später zur Verpochung gelangenden Erzes wirklich repräsentieren. Finden sich daher, z. B. in wenigen Zentimetern Entfernung vom Hangenden oder Liegenden Schlechte im Nebengestein, so soll er die Proben bis auf diese nehmen, da das zwischenliegende taube Gestein später doch zweifelsohne bei der Schießarbeit mit hereingewonnen wird und seiner Kleinheit wegen nicht ausgeklaut werden kann.

Der Probenehmer wird über seine Aufnahmen Notizen machen müssen, insbesondere wird er sich bei jedem Probepunkte merken müssen:

1. Datum der Probenahme; 2. Nummer der Probe (resp. der Proben); 3. Bezeichnung der Lagerstätte; 4. Bezeichnung des Probepunktes, d. h. Angabe des Grubenbaues, in welchem derselbe sich befindet



und Entfernung von irgend einem Grubenfixpunkte; 5. Mächtigkeit der Gesteinsbank, über welche die Probenahme sich erstreckt und 6. Bemerkungen geologischer Art und über alle Verhältnisse, die für den Abbau von Wichtigkeit sind, wie Art des Nebengesteins, Auftreten von Schichten, Verwerfungen, Gesteinsgängen u. dgl.

Am zweckmäßigsten geschieht die Eintragung mittels einer kleinen Profilskizze, wovon Fig. 2 ein Beispiel gibt. Dieses stellt kompliziertere Verhältnisse dar, es sind zwei Lagerstätten vorhanden und im Liegenden des liegenden Trumes (Heinr. Gang 2) kommt noch goldhaltiges Nebengestein vor: das Hangende zerfällt der Formation und der Goldführung nach, also auch für die Probenahme, in zwei Trümer.

In gutgeleiteten Gruben folgt die Probenahme ebenso wie die markscheiderische Aufnahme der Vorrichtung möglichst auf dem Fuße. Häufig beschränkt man sich auf die erfahrungsmäßig bauwürdigen Lagerstätten und nimmt von den übrigen nur Proben in größeren Abständen, um sich zu überzeugen, ob deren Goldgehalt sich nicht zum Besseren wendet.

Zu Betriebszwecken nimmt man auch häufig periodisch Proben vor Ort, um festzustellen, ob die Vorrichtung der richtigen Lagerstätte folgt; doch sollten derartige Proben zur Wertberechnung nur mit Vorsicht benützt werden, da der Ortsstoß in der Regel verunreinigt ist. Zum gleichen Zwecke nimmt man in regelmäßigen Abständen auch entlang den Abbaustößen Proben. Auch entnimmt man solche wohl jedem aus den Vorrichtungsbauen zutage kommenden Förderwagen. Der auf diese Weise für eine bestimmte Periode, z. B. einen Monat, festgestellte Durchschnittsgehalt des vorgerichteten Erzes sollte mit dem aus der regelmäßigen Probenahme längs der Stöße berechneten übereinstimmen; doch hat letzterer jedenfalls größeren Anspruch auf Zuverlässigkeit.

Sind die Verhältnisse der Lagerstätte dem Untersuchenden unbekannt, handelt es sich insbesondere um eine einmalige Untersuchung zum Zwecke der Besitzübernahme u. dgl., so wird der Sachverständige zweckmäßigerweise zunächst eine provisorische Probenahme veranstalten, bei der die Proben in größeren Abständen zu nehmen sind. Nach dem hierbei gewonnenen Ergebnis wird er sich sein bei der eigentlichen Untersuchung einzuschlagendes genaueres Verfahren festlegen; die provisorisch genommenen Proben können dann doch meistens mitbenützt werden.

Dass ein solcher Sachverständiger sich vor Fälschungen und Täuschungen seitens interessierter Personen in acht nehmen muss, versteht sich von selbst. Derartige Machenschaften richten sich manchmal darauf, den Wert der gewonnenen Proben durch Beimischung von Gold oder von reichen Substanzen zu erhöhen („salting the samples“) oder auch diese Verbesserung an den Grubenstößen selbst vorzunehmen („salting the mine“), manchmal auch arme Mittel zu verbergen durch Zimmerung, Versaufenlassen einzelner Grubenteile u. dgl. („dressing the mine“). Auf die Einzelheiten derartiger

Kunstgriffe, in deren Handhabung auf Goldfeldern oft eine Virtuosität erreicht ist, die den Neid eines hartgesottenen Rosstäuschers erregen würde, soll hier nicht eingegangen werden.

II. Behandlung der Proben über Tage.

Nachdem die Proben über Tage getrocknet worden, werden sie zerkleinert. Sind sie für die folgenden Operationen zu umfangreich, so zerkleinert man wohl in zwei Stufen, d. h. zunächst nur soweit, dass das Probeget durch ein weitmaschiges Sieb (zirka 144 Maschen pro Quadratdezimeter) hindurchgeht. Man mengt es dann gehörig, reduziert es durch Vierteln auf den erforderlichen Umfang und bringt es dann auf die für die Analyse nötige Feinheit. Das Zerkleinern kann von Hand in eisernen Mörsern geschehen: doch gibt es auch viel leistungsfähigere mechanische Apparate hierfür, wie Kugelmühlen, Blakesche oder Gatessche Brecher für die grobe, Glockenmühlen für die feine Zerkleinerung. Jedesmal wenn ein Posten durch einen dieser Apparate durchgegangen ist, muss dieser durch Luftstrahl rein geblasen werden. Das Mengens und Vierteln geschieht am zweckmäßigsten auf Leinwand oder Glanzpapier. Mit dem feingemachten Gute nimmt man gewöhnlich eine Waschprobe mittels der Goldwäscherpfanne, des Sichertroges und dergl. vor. Man verwendet hierzu wohl ein Pfund englisch oder $\frac{1}{2}$ kg. Ist das Gold als Freigold vorhanden, so kann man bei einiger Übung schon annähernd den Gehalt bestimmen, jedenfalls erleichtert man durch letzteres sowie durch Feststellung des Gehaltes an Pyriten dem Probierer seine Aufgabe sehr, kann auch wohl ganz arme und wertlose Proben aussondern und so eine Menge Analysen ersparen. Vom Übrigbleibenden geht ein Teil zur Feuerprobe, ein anderer wird zu Kontrollanalysen aufbewahrt.

Liegen sehr viele Proben vor, etwa wenn man aus dem eingangs erwähnten Grunde diese in sehr geringen Abständen der Lagerstätte entnommen hat, so kann man die Anzahl der Analysen wohl vermindern, indem man die über eine größere Entfernung (etwa 3,0 m) genommenen Proben zu einer einzigen zusammenschlägt. Hierbei gilt natürlich auch das weiter unten für die Berechnung aufgestellte Prinzip, d. h. die einzelnen Proben müssen nach dem Verhältnis der zugehörigen Mächtigkeiten gemischt werden.

Wenn grobkörniges Freigold vorhanden ist, so wird dies beim Feinpochen breitgeschlagen und geht dann nicht mehr durch das Feinsieb; das zur Feuerprobe verwandte Probiergewicht würde dann nicht mehr den Gehalt der ursprünglichen Probe richtig repräsentieren. Man wiegt dann zweckmäßigerweise das zum Feinpochen bestimmte Quantum vorher ab, sammelt sorgfältig die beim Feinpochen auf dem Sieb zurückbleibenden Metallspäne („Metallics“), wiegt und kupelliert sie und wiegt dann das erhaltene Korn ab; vom Siebfeinen, welches man gut mengt, bestimmt man den Durchschnittsgehalt mittels zweier Analysen. Durch Kombination der sämtlichen Resultate berechnet man den Durch-

schnittsgehalt des ursprünglichen Probegutes. Ist letzteres sehr reich, so verpocht man zweckmäßigerweise von vornherein das gesamte (vorher natürlich genau abgewogene) Probequantum (welches in diesem Falle mindestens 5 kg betragen sollte) fein, sammelt die „Metallics“ (Blättchen) und nimmt mit dem gesamten Siebfeinen eine Waschprobe vor; den hierbei erhaltenen „Gold-

schweif“ („Tail“) schlägt man mit den „Metallics“ zusammen, wiegt und untersucht durch die Ansiedeprobe. Die Waschabgänge (Tailings) werden nach dem Trocknen ebenfalls gewogen und dann ihr Durchschnittsgehalt durch zwei Analysen bestimmt. Sämtliche Resultate werden wie früher kombiniert, wodurch man ein genaues Endergebnis erhält.

(Fortsetzung folgt.)

Über Rettungsapparate und deren Verwendung im Ostrau-Karwiner Reviere und über den Sauerstoffapparat System Wanz.

Von k. k. Bergrat J. Mayer.

(Hierzu Tafel XIII, Figur 1—10.)

(Fortsetzung von S. 364.)

In Tafel XIII, Fig. 1 ist dieses Reduzierventil mit dem noch später zu besprechenden Drägerschen Absperrventile der Sauerstoffflasche dargestellt. Das Ventil wird an das Absperrventil mittels der Mutter *B* angeschlossen; der komprimierte Sauerstoff gelangt durch die Kanälchen und Aushöhlungen *r q x* und durch die Bohrung *a* in das Innere des Ventilgehäuses *V*, von welchem er durch die Hartgummiplatte *b* abgeschlossen ist; diese ist in dem kurzen Arme *c* eines zweiarmigen Hebels eingelassen, an dessen längerem Hebelarme eine Spiralfeder *d* die Bewegung im Sinne des Abschlusses bei *a* bewirkt. Andererseits wirkt entgegen der Spiralfeder *d* im Angriffspunkte *e* (einem im zweiarmigen Hebel eingelassenen Bolzen) ein einarmiger Hebel, dessen Drehpunkt im Kugelgelenke *f* liegt. Das Ende dieses einarmigen Hebels lehnt sich an die Gummipatte (Membrane) *g* an. Das Niederdrücken des einarmigen Hebels durch die Membrane bewirkt ein Niederdrücken des längeren Hebelarmes des zweiarmigen Hebels entgegen der Schließfeder *d*, bezw. ein Öffnen des Ventilabschlusses bei *a*. Durch die Stellschraube *h* kann nun die Membrane durch Vermittlung der Stahlspirale *i* und der Metallplatte *k* mehr oder weniger niedergedrückt werden. Nach erfolgter Einstellung der Stellschraube *h* für eine bestimmte Sauerstoffzuströmung kann sie durch eine eingeschraubte Hülse geschützt und in unverrückbarer Stellung erhalten werden. Die Bohrung *l* führt den Sauerstoff dem Atmungsapparate zu. Der Innenraum des Reduzierventiles ist außerdem noch durch vier im Kreise angeordnete Löcher *m m* mit dem Nebengehäuse *S* verbunden, welches eine Art Sicherheitsventil bildet. Dieses besteht aus einer Gummipatte *n*, dem Sitze *o*, sowie einer Spiralfeder *p*, welche mittels des Aufsatzstückes *r* und der Gegenmutter *s* festgehalten wird. Das Aufsatzstück *r* ist durchbohrt und gestattet die Kommunikation mit der Atmosphäre.

Um die Wirkungsweise des Ventiles zu erklären, sei angenommen, dass die Stellschraube *h* angezogen wird. In diesem Falle wird die Membrane *g* herabgedrückt, es kommt die Spiralfeder zur Wirkung und

öffnet den Ventilabschluss bei *b*. Der zum Reduzierventil austretende Sauerstoff bewirkt eine Druckerhöhung und infolgedessen ein Zurückdrücken der Membrane *g*, bezw. eine Entlastung des einarmigen Hebels und in weiterer Folge ein Schließen bei *b*. Die Membrane kommt in Schwingungen und bewirkt intermittierend ein Öffnen und Schließen bei *b*, ins solange der Sauerstoff aus dem Innern des Ventilgehäuses abgeführt wird. Die Spannung des reduzierten Druckes entspricht der zur Wirkung gelangenden Spannkraft der Spiralfeder *i*. Wird die Spannung vermindert, so ändert sich der reduzierte Druck im Innern des Ventilgehäuses und dementsprechend auch die Menge des abströmenden Sauerstoffes. Sollte der Druck im Gehäuse aus irgend einem Grunde (bei plötzlichem Öffnen u. dgl.) übermäßig steigen, so tritt das Sicherheitsventil in Wirksamkeit. Es ist nötig, bei jedem Reduzierventile ein solches Sicherheitsventil anzubringen.

Die mit dem hier beschriebenen Reduzierventile bei den Gruben der Kaiser Ferdinands-Nordbahn durchgeführten Versuche ergaben bei Einstellungen der Stellschraube für eine Sauerstoffentnahme von 0,5, bezw. 1,0 l pro Minute innerhalb der Druckgrenzen von 105 at bis zu 1 at Variationen in den maximalen und minimalen Ausströmungen von 25 bis 33 0/0, wie aus nachstehender Tabelle ersehen werden möge:

Druck in Atmosphären		Ausgeströmte Menge O in Litern		Anmerkung
am Anfang des Versuches	am Ende des Versuches	während des Versuches	pro eine Minute	
a) Bei der Markeneinstellung für 0,5 l:				
104	92	12	0,80	Flasche Nr. 1 mit 1 l Inhalt; es entspricht 1 at gleich 1 l.
92	80	12	0,80	
80	69	11	0,73	
—	—	—	—	
49	39	10	0,67	
39	28	11	0,73	
—	—	—	—	
19	10	9	0,60	
10	—	10	0,60	

Im Mittel: 0,686 l.

Fast alle haben ausgestellt was sie vom mineralogischen und geologischen Standpunkte aus Interessantes besitzen, so dass man des ungeheuren, größtenteils wenig berührten Mineralreichtums Nordamerikas inne wird. In einer der letzten diesjährigen Kongressitzungen wurde ein Demokrat, der verlangte, dass man wenigstens für jene Artikel keine Prohibitivzölle einstellen möge, welche in den Vereinigten Staaten nicht erzeugt werden, mit der Anfrage niedergeschmettert, er möge doch einen Artikel anführen, der in den Vereinigten Staaten nicht erzeugt würde? Mit dem gleichen Stolz kann ein Bergmann der nordamerikanischen Union fragen, ob es überhaupt Mineralien gibt, die in den Vereinigten Staaten nicht vorkommen. Und dazu treten sie gewöhnlich in vorzüglicher Qualität und in einer Menge auf, die eine sparsame Behandlung der Lagerstätten und Produkte unnötig macht. Das kann wohl als die Ursache betrachtet werden, dass die Bergbauindustrie in den Vereinigten Staaten so großartig entwickelt ist, die Technik aber nur in besonderen Spezialfällen über die europäische Praxis gestellt werden kann. Ökonomische Abbaumethoden, Sparsamkeit an Materialien werden wenig in Betracht genommen. Das Verhältnis der Kosten zwischen der Maschinenarbeit und der Handarbeit ist jedoch grundverschieden von jenem in Europa und daher sind alle Bestrebungen darauf gerichtet, die letztere womöglich durch die erste zu ersetzen. In den bergbaureibenden

Bezirken verdient ein Handlanger nicht weniger als \$ 1,25 (etwa K 6,—), ein Häuer nicht weniger als \$ 2,— (K 10,—) und bis \$ 4,50 (K 22,50) pro Schicht, während die Kohle mindestens nicht teurer als in Europa ist. Man verbrennt daher lieber mehr Kohle unter den Kesseln, als dass man mehr Arbeitslöhne zahlt. Daher der Drang zur Massenförderung mit mechanischer Bewegung der Massen, mit den großartigen Verlade- und Haldensturzvorrichtungen, der Schrämmaschinenbetrieb u. s. w. Außer dem Reichtum der Lagerstätten sind es auch die vorzüglichen Kommunikationsverhältnisse, die zum Niederhalten der Materialpreise beitragen. Wenn man nur die im Osten der Rocky Mountains liegenden Staaten berücksichtigt (die anderen haben fast keine Industrie), verfügen sie alle über Wasserstraßen. Die unschätzbaren Inlandseen mit ihren Minnesota-Eisenerzen, Michigan-Kupfererzen, ihrer Pennsylvania-Kohle und noch der Niagara-Wasserkraft dazu, gestalten das Land zu einem Feenreiche der Bergbau- und Hüttenindustrie. Trotzdem kann man sich des Gedankens nicht erwehren, dass der „Triumph des Menschengesistes“, die Blüte der Technik, doch noch immer im „alten Lande“, nicht im „neuen“ zu suchen wäre. Die Einzelprüfung bestätigt es, und so scheint es uns auch die Besichtigung der Louisiana Purchase Exposition zu tun.

(Fortsetzung folgt.)

Untersuchung und Wertberechnung von Goldbergwerken.

Von S. Michaelis, dipl. Bergingenieur.

(Fortsetzung von S. 379.)

III. Festlegung und Ermittlung der Resultate des Probenehmens.

Sind längs eines bestimmten Grubenbaues n Proben in gleichen Abständen einer Lagerstätte oder Gesteinsschicht entnommen, ist d_1, d_2, \dots, d_n die Mächtigkeit der letztern an den betreffenden Probepunkten, sind v_1, v_2, \dots, v_n die zugehörigen Analysegehalte, so ist für die ganze betrachtete Länge des Stoßes die durchschnittliche Mächtigkeit

$$D = \frac{\frac{d_1+d_2}{2} l_{1,2} + \frac{d_2+d_3}{2} l_{2,3} + \dots + \frac{d_{n-1}+d_n}{2} l_{n-1,n}}{l_{1,2} + l_{2,3} + \dots + l_{n-1,n}} = \frac{1}{2} \left(\frac{d_1 l_{1,2} + d_2 l_{1,3} + d_3 l_{2,4} + \dots + d_n l_{n-1,n}}{\Sigma(l)} \right) = \frac{1}{2} \frac{\Sigma(d_x + d_{x+1}) l_{x,x+1}}{\Sigma(l)} \quad (3)$$

und der Durchschnittsgehalt

$$V = \frac{\frac{d_1 v_1 + d_2 v_2}{2} l_{1,2} + \frac{d_2 v_2 + d_3 v_3}{2} l_{2,3} + \dots + \frac{d_{n-1} v_{n-1} + d_n v_n}{2} l_{n-1,n}}{\frac{d_1+d_2}{2} l_{1,2} + \frac{d_2+d_3}{2} l_{2,3} + \dots + \frac{d_{n-1}+d_n}{2} l_{n-1,n}} = \frac{d_1 v_1 l_{1,2} + d_2 v_2 l_{1,3} + \dots + d_{n-1} v_{n-1} l_{n-2,n} + d_n v_n l_{n-1,n}}{2 D \Sigma(l)} = \frac{\Sigma[(d_x v_x + d_{x+1} v_{x+1}) l_{x,x+1}]}{2 D \Sigma(l)} \quad (4)$$

Statt der Formel 3 kann man, ohne einen großen Fehler zu begehen, auch setzen:

$$D = \frac{1}{2} \frac{d_1 l_{1,2} + d_2 (l_{1,2} + l_{2,3}) + \dots + d_{n-1} (l_{n-2,n-1} + l_{n-1,n}) + d_n l_{n-1,n}}{\Sigma(l)} = \frac{1}{2} \frac{d_1 l_{1,2} + \Sigma[d_x (l_{x-1,x} + l_{x,x+1})] + d_n l_{n-1,n}}{\Sigma(l)} \quad (5)$$

*

wobei $1 < x < n$, und statt Formel 4

$$V = \frac{d_1 v_1 l_{1,2} + d_n v_n l_{n-1,n} + \sum [d_{x+1} (l_{x+1,x} + l_{x+2,x+1}) v_{x+1}]}{2 D \sum (l)} \quad \text{wobei } x < n - 1. \quad (6)^1$$

¹⁾ Im folgenden soll jedoch angenommen werden — was, wenn möglich, auch immer geschieht — es seien die Proben in gleichen Abständen genommen.

Oft ist die eigentliche Mächtigkeit der Lagerstätte („Clean width“) für den Abbau nicht ausreichend, es muss dann noch taubes Nebengestein mitgenommen werden. Der Gehalt des Fördergutes verschlechtert sich dadurch natürlich. Ist an einem bestimmten Probepunkte die eigentliche Mächtigkeit d , der zugehörige Probegehalt v , die Mächtigkeit der mitgenommenen Nebengesteinsbank w ²⁾, so ist die Abbaubreite („Stoping width“)

$$d_a = d + w \quad (7)$$

und der Gehalt des Fördergutes an der Hängebank (Abbaugehalt, „Stoping value“)

$$v_a = v \frac{d}{d_a} = v \frac{d}{d + w} \quad (8)$$

Über Tage können dann häufig noch die groben Berge ausgeklaut werden, so dass von dem Tauben nur $\frac{1}{m}$ in das Pochwerk gelangt. Der Durchschnittsgehalt

²⁾ Das Nebengestein, welches aus den früher angegebenen Gründen beim Probenehmen selbst mit zu den Proben geschlagen wird, betrachtet man hier als Erz, ist also in der Größe d miteinbegriffen.

des Pochgutes³⁾ verbessert sich dadurch auf

$$V_p = v \frac{d}{d + \frac{w}{m}} = v \frac{d}{d + \frac{d_a - d}{m}} \quad (10)$$

ist also derselbe, als wenn die Abbaubreite gleich

$$d_p = d + \frac{w}{m} = d + \frac{d_a - d}{m} \quad (9)$$

wäre und alles ohne Ausklauben ins Pochwerk gelangte; der letztgenannte Ausdruck (9) wird daher auch wohl als „Pochmächtigkeit“ („Milling width“) bezeichnet, Ausdruck (10) als „Pochgehalt“ („Milling value“).

Die Resultate der Probenahme nebst Analysen und Berechnungen werden wie Markscheideraufnahmen in Büchern und Plänen niedergelegt, die wie jene die Bedeutung von Grubenakten haben.

Für die Buchung einfacher Verhältnisse, d. h. wo nur eine Lagerstätte vorhanden und deren Mächtigkeit für eine einzige Probe vom Hangenden zum Liegenden nicht zu groß ist, eignet sich das nachstehende Schema I.

³⁾ Es soll der gewöhnliche Fall angenommen werden, nämlich dass sonst vor der Übergabe an das Pochwerk keine weitere Aufbereitung stattfindet.

Schema I.

1	2	3	4	5	6	7
Laufende Nummer des Punktes	Entfernung vom Fixpunkt	gesteinsmächtigkeith. über die Probe genommen d	Waschprobegehalt	Analysengehalt (fein) v	$v \times d^1$	Bemerkungen ²⁾
	Meter	Meter	Gramm pro Tonne	Gramm pro Tonne	Gramm mal Meter	
2. Sohle West. Fixpunkt: 1.						
1	3,0	0,41	50	72,6	29,766	Überhauen nach 3. Sohle. Nebengestein: Bituminöser Thonschiefer. Gang tritt in Porphyrgang. Gang tritt wieder in Thonschiefer.
2	6,0	0,37	50	55,4	20,498	
3	9,0	0,42	50	69,7	29,274	
4	12,0	0,35	50	68,3	23,905	
9	27,0	0,32	12	18,3	5,856	
10	30,0	0,44	60	95,4	41,976	
11	33,0	0,56	15	23,8	13,328	
12	36,0	0,65	15	17,6	11,440	
13	39,0	0,74	3	6,2	4,588	
14	42,0	0,72	2	3,5	2,520	
19	57,0	0,78	4	6,7	5,226	
20	60,0	0,76	3	5,8	4,408	
21	63,0	0,73	5	9,0	6,570	
22	66,0	0,62	10	12,1	7,502	
23	69,0	0,59	20	22,2	13,098	
3. Sohle West. Fixpunkt: 1.						
7	21,0	0,10 ³⁾	50	73,9	7,390	Überhauen nach 2. Sohle. Gang tritt aus Thonschiefer in Porphyrgang.
8	24,0	0,10 ³⁾	50	61,3	6,130	
9	27,0	0,12	40	48,2	5,784	
10	30,0	0,17	20	35,8	6,086	
11	33,0	0,21	8	12,6	2,646	
12	36,0	0,28	3	5,3	1,484	
13	39,0	0,37	5	9,2	3,404	

¹⁾ Die Bedeutung dieses Produktes ergibt sich aus Formel 2. ²⁾ Bes. geolog. Natur (Gangformation, Art des Nebengesteins, Auftreten von Klüften, Gesteinsgängen u. dgl.) ³⁾ Die eigentliche Mächtigkeit der Lagerstätte ist hier geringer, es ist aber auch Nebengestein mitgenommen nach dem eingangs erklärten Prinzip.

Falls Nebengestein mit hereingewonnen werden muss, ist es nicht nötig, für jeden einzelnen Punkt die Größen d_p und p (nach Formeln 9 und 10) zu berechnen, es ist vielmehr für n Punkte die durchschnittliche Pochmächtigkeit

$$D_p = \frac{\Sigma(d) + \frac{1}{m} (n_o d_a - \Sigma_o(d))}{n} \quad (11)$$

und der durchschnittliche Pochgehalt

$$V_p = \frac{\Sigma(v d)}{\Sigma(d) + \frac{n_o d_a - \Sigma_o(d)}{m}} = \frac{\Sigma(v d)}{n D_p} \quad (12);$$

hierbei ist d_a die minimale Abbauweite, n_o die Anzahl Probestpunkte, an denen wegen ungenügender Mächtigkeit beim Abbau noch Nebengestein mitgenommen werden muss, $\Sigma_o(d)$ die Summe der Mächtigkeiten an diesen n_o Punkten, die Bedeutung der übrigen Buchstaben die gleiche wie früher.

Sind durch einen und denselben Grubenbau verschiedene Lagerstätten vorgerichtet, die aber alle in einem Abbau hereingewonnen werden, oder muss man eine Lagerstätte infolge großer Mächtigkeit für die Untersuchung in parallele Trümer zerlegen, so gestaltet sich die Buchung komplizierter, wovon das Schema II ein Beispiel gibt.

Schema II.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Laufende Nummerierung der Punkte	Entfernung vom Fixpunkte	Mächtigkeit der Gesteinskruste, über die Probe genommen (d)	Waschprobengehalt	Analysegehalt (fein) v	$d \times v$ der abbauwürdigen Trümer	Abbauwürdige Gesamt-mächtigkeit d_a	Mächtigkeit des über Tage ausgeklauten Nebengesteins $K = w - \frac{v}{m}$	Pochmächtigkeit $d_p = \frac{d_a - K}{m}$	$\Sigma(d \times v)$	Pochgehalt $V_p = \frac{\Sigma(d \times v)}{D_p}$	Bemerkungen
			2. Sohle West.				Fixpunkt:	2. Überhauen	nach 3. Sohle.		
1	1,50	0,21 0,36 0,31 0,53 0,37	5,0 13,0 10,0 6,0	5,2 14,2 10,0 6,3	1,092 5,112 5,300 2,331	1,78	0,15	1,63	14,835	9,140	H. G. Nr. 1 H. Heinr. Gang Nr. 1 hang. Trüm H. G. Nr. 1 L. Heinr. Gang Nr. 1 lieg. Trüm T taubes Zwischenmittel H. G. Nr. 2 Heinr. Gang Nr. 2 N Goldhaltiges Liegende
2	3,0	0,26 0,34 0,46 0,43 0,41	4 10 9 5	6,1 16,1 11,2 5,2	1,586 5,474 4,816 2,132						1,90
3	4,5	0,31 0,28 0,53 0,51 0,38	2 15 11 5	4,2 17,3 13,6 6,7	4,844 6,936 2,546	1,70	0,26	1,44	14,326	9,95	
12	18,0	0,11 0,10 0,38 0,31 0,28	Spur 4 30 3	1,4 7,3 37,3 5,4	0,730 11,563 1,512						1,07
15	22,5	0,19 0,10 0,54 0,54 0,25	3 12 13 Spur	4,3 15,3 16,3 2,1	1,530 8,802	1,18	0,27	0,91	10,332	11,352	
16	24,0	0,24 0,10 0,61 0,48 0,37	4 15 40 1	6,8 20,4 47,5 3,2	1,632 2,040 22,800						1,43
5	7,5	0,19 0,17 0,31 0,27 0,67	Spur Spur 20 3	2,1 2,4 25,3 5,2	6,831 3,484	0,94	—	0,94	10,315	10,973	

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Laufende Nummerierung der Punkte	Entfernung vom Fixpunkte	Mächtigkeit der Gesteinsbrust, über die Probe genommen (d)	Waschprobengehalt	Analysengehalt (fein) v	d × v der abbauwürdigen Trümmer	Abbauwürdige Gesamtmächtigkeit d _a	Mächtigkeit des über Tage ausgeklambten Nebengesteins K = w — m	Pochmächtigkeit d _p = d _a — K	Σ (d × v)	Pochgehalt Σ (d · v) fein V _p = — d _p	Bemerkungen
	Meter	Meter	Gramm pro Tonne	Gramm mal Mtr.			Meter		Gramm mal Mtr.	Gramm pr. Ton.	
3. Sohle West. Fixpunkt: 2. Überhauen nach 2. Sohle.											
6	9,0	0,17 0,18 0,43 0,29 0,58	Spur Spur 20 3	2,0 2,2 27,2 5,8	7,888 3,364	} 0,90	—	0,90	11,252	12,504	H. G. Nr. 1 H. Im Hangenden Lettenkluft H. G. Nr. 1 L T. H. G. Nr. 2 N.
17	25,5	0,20 0,19 0,82 0,35 0,63	4 3 15 6	6,3 5,7 21,3 7,3	7,455 4,599		} 0,98	—	0,98	12,054	12,300
18	27,0	0,27 0,18 0,95 0,30 0,42	5 3 15 5	7,2 4,9 22,6 7,0	6,780 2,940	} 0,72 (0,90)		0,09	0,81	9,720	12,000
29	43,5	0,10 0,23 0,21 0,10 0,56	20 2 20 1	21,2 3,9 22,0 3,2	2,120 0,897 2,200 1,792		} 1,20	0,10	1,10	7,009	6,455

(Fortsetzung folgt.)

Über Rettungsapparate und deren Verwendung im Ostrau-Karwiner Reviere und über den Sauerstoffapparat System Wanz.

Von k. k. Bergrat **J. Mayer.**

(Hierzu Tafel XIII, Figur 1—10.)

(Fortsetzung von S. 383.)

Ich habe schon früher der Verwendung des Dräger'schen Absperrventiles der Sauerstoffflaschen gedacht. Bekanntlich wurden die ersten im Ostrau-Karwiner Reviere verwendeten Sauerstoffflaschen von Dr. Elkan in Berlin geliefert und hatten Ventile, bei welchen noch brennbares Dichtungsmaterial zur Abdichtung benützt wurde. Da aus diesem Anlasse bei der Erprobung des Druckes einige Explosionen im Reviere vorgekommen sind,¹⁴⁾ die leicht von verhängnisvollen Folgen hätten begleitet sein können, habe ich bei unseren Grubenbetrieben die sofortige Beseitigung solcher Ventile und deren Ersatz durch Ventile, bei welchen Asbest als Dichtungsmaterial verwendet wurde und die durch die Firma O. Neuperts Nachfolger geliefert wurden, angeordnet. In den letzten Jahren wurden uns Dräger-Absperrventile angetragen, die sich vorzüglich bewährt haben und mit welchen nach und nach alle Sauerstoffflaschen versehen werden sollen.

Wie aus der Fig. 1, Tafel XIII, zu ersehen ist, wird die Abdichtung und der Abschluss der Flasche mittels der Hartgummiplatte (Vulkan-Fibre) *L* bewirkt, welche mittels einer Schraubenspindel *b* auf eine Ringfläche *KK* angepresst wird. Der Abschluss geschieht durch das Handrad *E* und wird mit Hilfe einer in den Schlitz der Schraubenspindel *b* reichenden Stahlzunge, welche die Drehbewegung der Spindel vermittelt, bewirkt. Diese Konstruktion gestattet bei voller geschlossener Flasche die Abnahme des Handrades und der oberen Kopfschraube. Bei der Erprobung des Absperrventils auf die Dichtigkeit und leichte Handhabung wurden ganz befriedigende Resultate erzielt.

Es kann wohl nicht angenommen werden, dass bei Verwendung dieses Absperrventiles bei der Druckprobe Explosionen sich ereignen könnten. Da jedoch zur Zeit dieser Ereignisse noch zahlreiche Ventile mit entzündlichem Dichtungsmaterial in Verwendung standen, war bei der Erprobung eine besondere Vorsicht geboten und sind aus diesem Grunde bei anderen und auch bei unseren

¹⁴⁾ „Österr. Zeitschrift“ v. J. 1899, Nr. 33 und 34.

Prozess Co.“ die aus ihren Werken in Syracuse, N. Y., und Detroit stammen.

In der gleichen Abteilung 11 befinden sich die Ausstellungen der Staaten Wisconsin, Vermont, teilweise Indiana, die hauptsächlich verschiedene Bausteingattungen, Blei- und Zinkerze, auch Eisen vorführen. Die nächstangrenzende Abteilung 21 beherbergt außer der schon besprochenen Worth Broth., die Ausstellungen der Staaten New-Jersey und New-York, welche beiden von den betreffenden geologischen Anstalten (Surveys) der Staaten veranstaltet wurden und sich durch fachmännische, planmäßige Zusammenstellung auszeichnen. New-Jersey besitzt als Hauptstück das restaurierte Skelett eines Dinosaurus (*Hydrosaurus Floukii*), etwa 3 m hoch. Ringsherum sind die anderen Objekte gruppiert. Das Modell der Küste New-Jerseys zeigt die Bildung von Sanddünen; verschiedene geologische Reliefkarten der einzelnen Teile sowie eine des ganzen Staates (2,40 m × 1,2 m), das Modell einer Seesaline, geologische und andere Mappen, darunter eine vom Jahre 1777, bieten viel Lehrreiches und Interessantes. Eine Sammlung von Fossilien und Gesteinen des Staates, ein Mikroskop mit Dünnschliffen, ein Stereoskop mit geologisch interessanten Landschaften des Staates, vervollständigen diese Ausstellung. Rein geologisch, ohne die bergbauliche Industrie und Technik zu berücksichtigen, ist auch die vom Staate New-York veranstaltete Ausstellung. Hier ist das Hauptstück eine große Sandsteinsplatte der Potsdamsandsteine aus der Clifton County, N. Y., die mit rätselhaften, schlangenartig gerippten Klimaktichniten (Abdrücken) bedeckt ist. Der Sandstein gehört der kambrischen Formation an.

Die einzige zulässige Erklärung der Furchen ist, dass sie durch Kriechen der Trylobiten auf dem feuchten Ufersande entstanden sind. Den Rest des für New-York bestimmten Platzes füllen geologische Karten (darunter eine Reliefkarte der Niagarafälle), Profile, ein Album mit Photographien von Fossilien und eine Kollektion von Bausteinen aus.

Ohio, Illinois, Michigan und Minnesota sind zusammen mit der schon erwähnten „Pioneer Iron Co.“ in der Abteilung Nr. 31 untergebracht. Ohio hat Karten, die das Vorkommen wichtiger Mineralien im Staate zeigen, Kohlenblöcke, Erzproben, Bausteine, eine große Muffel für Glasöfen, Illinois so ziemlich das gleiche. Interessanter ist die Ausstellung des Kupferstaates Michigan, die mit einer Reihe von gut ausgeführten und anschaulichen Modellen der Grubeneinrichtungen beginnt, u. zw. ein Modell des Schacht- und Aufbereitungsgebäudes der Tamarackmine am Lake Superior und Modelle der Schachanlage und der Aufbereitungsanstalt der Calumet- und Heclagrube; in den letzteren sind ein Pochwerksatz, Setzmaschinen und konische Rundherde zu sehen. Große Blöcke gediegenen Kupfers, einer davon 2888 kg schwer, zeigen die Reichhaltigkeit der Lagerstätte der Hecla- und der Calumetgrube und zusammen mit anderen Erzproben, des ganzen Lake Superior Kupfer-Distriktes. Es sind hier auch Hämatite und Limonite aus den Marquette-, Menominee- und Gogebicrevieren, sowie die Photographien der Gruben zu sehen. Die ganze Ausstellung, die auch eine hübsche Mineraliensammlung enthält, ist von einem Geländer aus Beton der „Great Northern Cement Co.“ umschlossen.

(Fortsetzung folgt.)

Untersuchung und Wertberechnung von Goldbergwerken.

Von S. Michaelis, dipl. Bergingenieur.

(Fortsetzung von S. 394.)

Die in diesem Schema dargestellten Lagerstättenverhältnisse sind gleich jenen, welche Fig. 2 im Profil darstellt. Es ist ein hangender Gang (Heinrichgang Nr. 1) und ein liegender Gang (Heinrichgang Nr. 2) vorhanden, zwischen beiden ein taubes Mittel. Der Heinrichgang Nr. 1 zerfällt deutlich in ein hangendes und ein liegendes Trum von verschiedenem Gehalt und verschiedener Formation; das Liegende von Heinrichgang Nr. 2 ist auch noch goldhaltig und es wird daher von ihm an jedem Punkte eine Probe genommen. Im ganzen entfallen auf jeden Probepunkt also mindestens vier Proben.

Von dem tauben Zwischenmittel werde über Tage die Hälfte ausgeklaut, nur wo es weniger als 10 cm mächtig ist, soll kein Ausklauben möglich sein. Die hieraus für jeden einzelnen Probepunkt sich ergebende „Mächtigkeit des ausgeklauten Nebengesteins“ („Width of waste sorted out“) $K = w - \frac{w}{m} =$ (in diesem Falle) $\frac{w}{2}$ findet sich in Kolonne 8 von Schema 2 eingetragen.

Ferner ist angenommen, das Erz sei bei 0,90 m Abbauweite noch mit 6 g, bei 1,40 m Abbauweite noch

mit 5 g Tonnengoldgehalt abbauwürdig. Es sind daher für jeden Probepunkt möglichst viele der verschiedenen abbauwürdigen Sektionen (Trümer) in der Weise zu kombinieren, dass noch eine abbauwürdige Gesamtmächtigkeit d_a (Kolonne 7) herauskommt; die Probe hierauf gibt Kolonne 11. Die kleinste Abbauweite ist 0,90 m; wenn man diese durch Kombination der abbauwürdigen Trümer nicht erreichen kann, so wird man das goldhaltige Liegende lieber mitnehmen als das taube Zwischenmittel, wenn der gewinnbare Tonnengoldgehalt des ersteren größer ist als die halben Pochkosten pro Tonne minus der halben Ausklaubekosten pro Tonne; im entgegengesetzten Falle verfährt man umgekehrt. Der Grund hierfür leuchtet ohne weiteres ein; nach diesem Prinzip musste z. B. in Probepunkten 5 und 6, 3, Sohle West, das goldhaltige Liegende mitgenommen werden.

Für n Punkte ist daher die durchschnittliche „Pochmächtigkeit“

$$D_p = \frac{\sum (d_a - \sum (K))}{n} \quad (13)$$

Fig. 3. Grundriß.

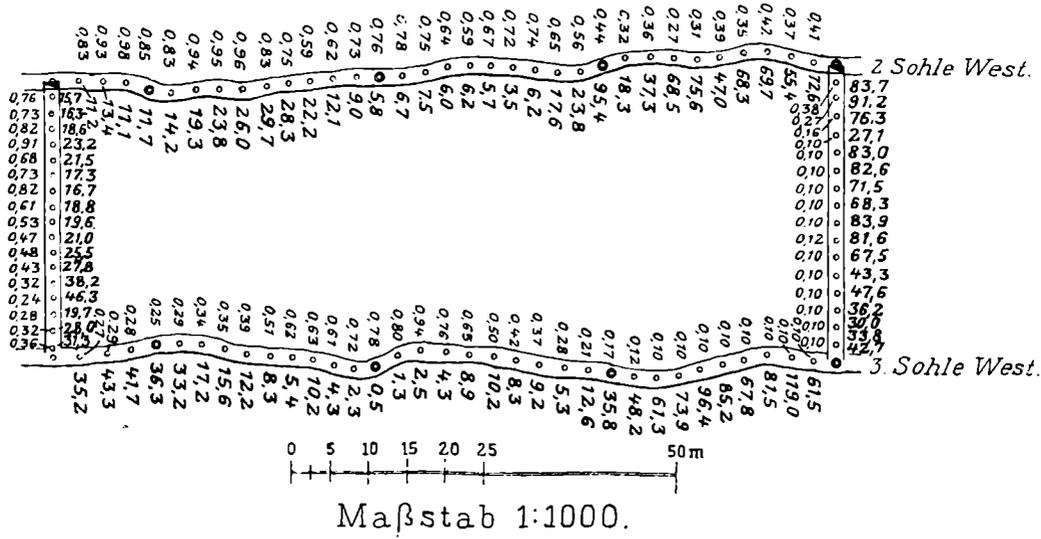


Fig. 5. Grundriß.

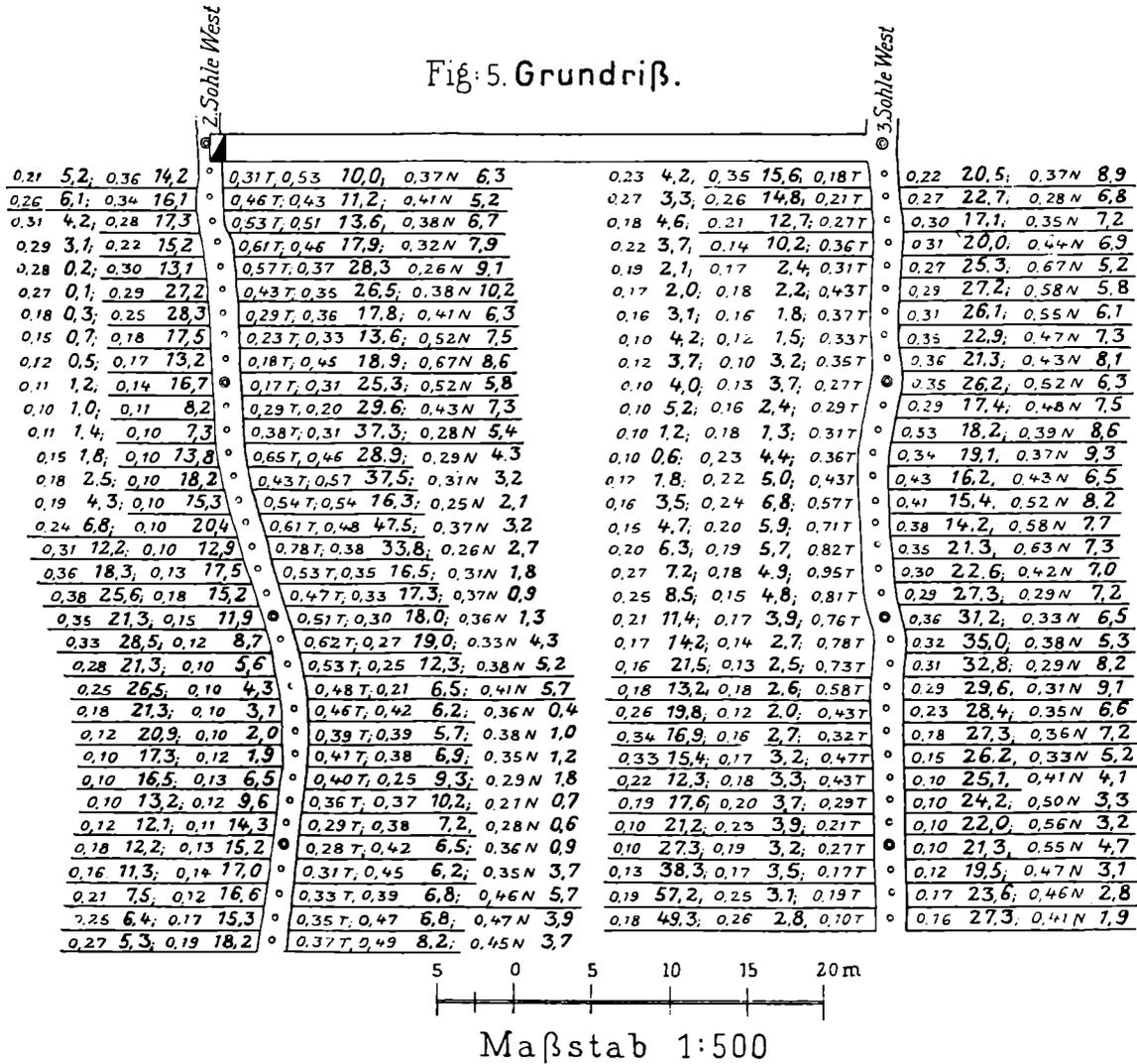
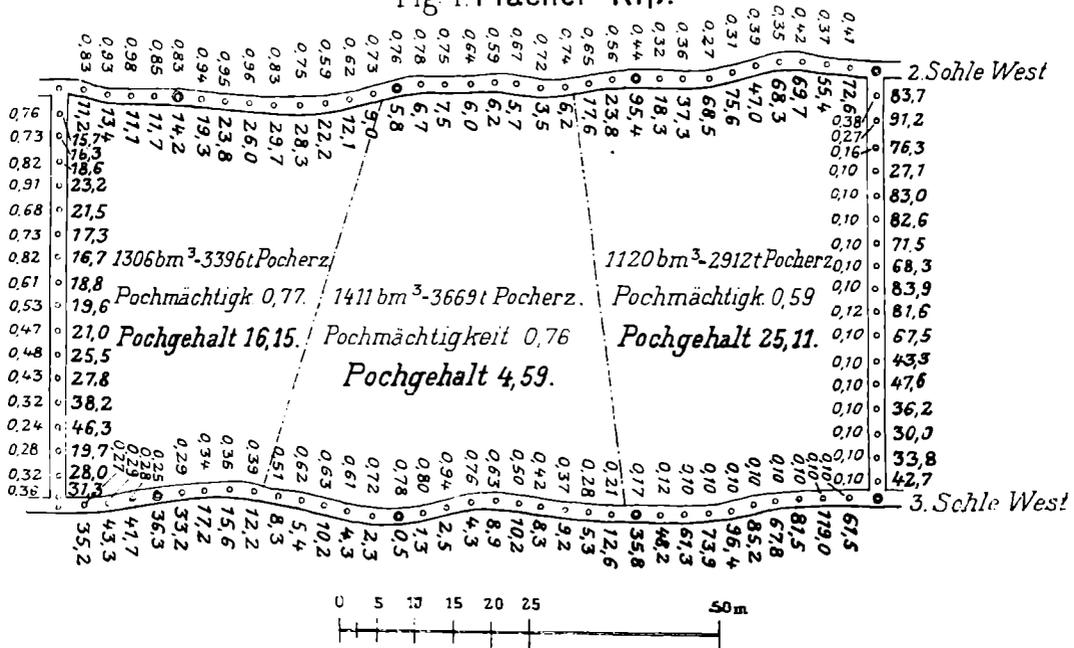
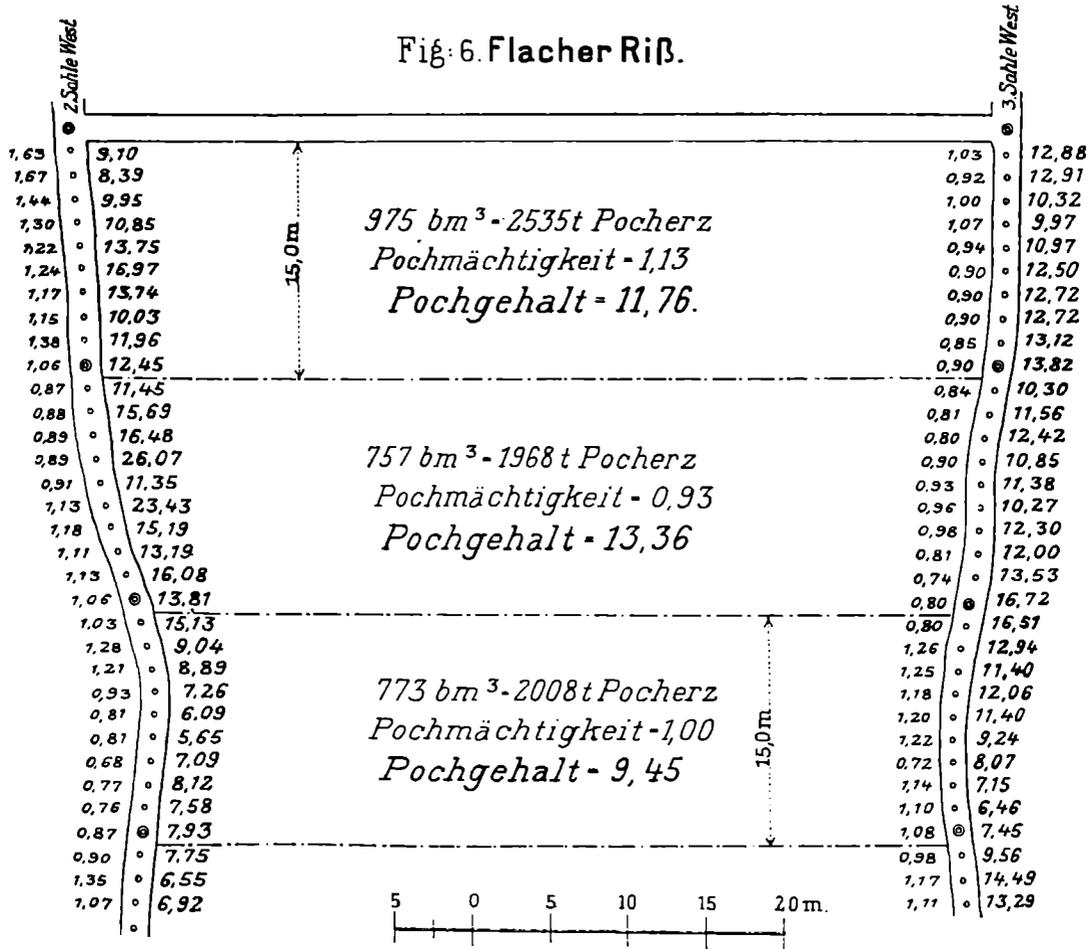


Fig. 4. Flacher Riß.



Maßstab 1:1000.

Fig. 6. Flacher Riß.



Maßstab 1:500.

und der durchschnittliche Pochgehalt

$$V_p = \frac{\sum(d \cdot v)}{\sum(d_a) - \sum(K)} = \frac{n \sum(d \cdot v)}{D_p} \quad (14).$$

Hierbei ergibt sich:

- $\sum(d_a)$ aus Kolumne 7 des Schema 2
- $\sum(K)$ aus Kolumne 8 des Schema 2
- $\sum(dv)$ aus Kolumne 10 des Schema 2

Außer in Bücher trägt man die Resultate der Probenahme nebst den zugehörigen Analysen in besondere Grubenbilder (Assay plans) ein; man benützt dazu den Grundriss; wenn aber das Einfallen sehr steil und die Lagerstätte im Streichen ziemlich gradlinig ist, den Aufriss, oder man stellt sich in diesem Falle von jeder Sohle einen besonderen Grundriss her. Manchmal trägt man auch wohl alles in einen flachen Riss ein.

Einen Teil eines solchen Grundrisses für einfache Verhältnisse, d. h. wo nur eine Lagerstätte von geringer bis mittlerer Mächtigkeit vorliegt, stellt Fig. 3 dar, welche das in Schema 1 gegebene Beispiel enthält. Die verschiedenen Punkte sind im Originale durch Nullen, die Mächtigkeiten durch schwarze, die Gehalte durch rote Schrift¹⁾ wiedergegeben. Kompliziertere Verhältnisse stellt Fig. 5 im Grundriss dar; sie enthält das in Schema 2 gegebene Beispiel. Die Mächtigkeiten sind auch hier wieder in schwarzer, die Gehalte in roter Schrift (hier mit größeren Lettern) eingetragen. Wie im genannten Schema durch eine aufrechte Klammer, ist hier die gesamte Abbaumächtigkeit d_a jedesmal durch Unterstreichen zusammengefasst. T bedeutet taubes Mittel, N „goldhaltiges Nebengestein.“

Ein solches Grubenbild („Expanded“ assay plan) leidet aber sehr an Unübersichtlichkeit; man ergänzt es daher gewöhnlich noch durch ein besonderes Grubenbild, welches die in Kolumne 9 und 11 von Schema 2 ermittelten Endwerte eingetragen enthält („Condensed“ assay plan). Man benützt hierzu aber zweckmäßigerweise gleich den flachen Riss (Fig. 6), der wie weiter unten erklärt werden soll, auch sonst noch gebraucht wird.

Die in den Überhauen genommenen Proben sind ebenfalls in Fig. 3 eingetragen. Wo jedoch die Schrift zu gedrängt würde, z. B. in Fig. 5, trägt man sie lieber in besondere Pläne ein,

¹⁾ Bei der Wiedergabe der Figuren wurden die bei der Probenahme mit roter Schrift gemachten Eintragungen mit größeren Lettern bezeichnet.

Werden auf einer und derselben Grube mehrere Lagerstätten getrennt abgebaut, so hält man für jede zweckmäßigerweise besondere Pläne.

Für die Quantitäts- und Wertberechnung des gesamten vorgerichteten Erzes („Ore in sight“) benützt man am besten flache Risse, in die man die verschiedenen Grubenbaue möglichst in ihrer wahren Länge einträgt. Fig. 4 stellt den zu Fig. 3, Fig. 6 den zu Fig. 5 gehörigen flachen Riss dar.

Die kubische Quantität Pocherz eines bestimmten Teiles der Lagerstätte ergibt sich natürlich durch Multiplikation des flachen Areal mit der durchschnittlichen Pochmächtigkeit. Zur Berechnung der Gewichtsmenge aus der kubischen sind nötigenfalls Bestimmungen des spezifischen Gewichtes vorzunehmen.

Man zerlege sich jedes zwischen zwei Sohlstrecken und zwei Überhauen gelegene viereckige Feld wieder in kleinere Stücke (blocks) von verschiedenem Goldgehalt und verfähre bei der Einteilung so, dass man möglichst gleichhaltige Proben nebeneinander zusammenfasst.

In Fig. 4 z. B. ist unter der Annahme, dass bei $7\frac{1}{2} g$ pro Tonne Pochgehalt das Erz noch abbauwürdig sei, die Abgrenzung sehr leicht zu treffen; die Veränderung des Erzgehaltes hängt hier, wie sich aus Schema 1 ergibt, mit dem Wechsel des Nebengesteins zusammen; man erhält so zwei Erzmittel und dazwischen eine unabbauwürdige Partie.

In Fig. 6 ist die Grenze zwischen bauwürdigen und unbauwürdigen Partien weniger auffällig; man zerlegt dann das Feld durch im Einfallen gezogene Linien in Stücke von gleicher streichender Länge, in Fig. 6 z. B. von $15,0 m$. Man erhält so reichere und ärmere Stücke. Für die Berechnung eines einzelnen solchen Stückes benützt man die sämtlichen an seinen Außenrändern genommenen Proben, indem man Formeln 1 und 2 oder nötigenfalls (z. B. für Fig. 4) die erweiterten Formeln 11 und 12, resp. (z. B. für Fig. 6) Formeln 13 und 14 anwendet. Manchmal, z. B. in Fig. 4 und 6, benützt man nur die in den Strecken genommenen Proben und kontrolliert das Resultat mittels der in den Überhauen genommenen. In jedes einzelne Stück trägt man wieder die Quantität Pocherz und die durchschnittliche „Pochmächtigkeit“ in schwarzer, den durchschnittlichen „Pochgehalt“ in roter Schrift ein. (Die rote Schrift ist hier durch größere Lettern ersetzt.) (Schluss folgt.)

Über Rettungsapparate und deren Verwendung im Ostrau-Karwiner Reviere und über den Sauerstoffapparat System Wanz.

Von k. k. Bergat J. Mayer.

(Hierzu Tafel XIII, Figur 1—10.)

(Fortsetzung von S. 383.)

Ich habe in meinen eingangs bezeichneten Abhandlungen wiederholt ausgeführt, dass das Vorhandensein selbst der besten Rettungsapparate keine gesicherte Rettungsaktion gewährleistet; sie kann nur durch einen gut organisierten Rettungsdienst erreicht werden. Ich

berufe mich hier auf meine diesfälligen Ausführungen¹⁶⁾ und will nur wiederholen, dass ich da für die Ausbildung einer eigenen Grubenwehr, analog der obertags organi-

¹⁶⁾ „Österr. Ztschr.“ v. J. 1898. Nr. 34 und 35.

iridium- und radiumhaltige Mineralien (Karnotit) sind vorhanden, sowie schöne große Gipskristalle. Eine im großen Maßstabe ausgeführte Aufbereitung, bestehend aus einem Walzenbrecher, Trommelsieb, Setzmaschinent, Spitzkasten, einem Wilfley- und einem Overstromkon-

zentrator, kann etwa 2t Erz täglich verarbeiten. Utah ist ein Staat, der ein sehr reiches Feld für bergmännische Tätigkeit bietet, die jedoch durch mangelhafte Transportverhältnisse gehemmt wird.

(Fortsetzung folgt.)

Untersuchung und Wertberechnung von Goldbergwerken.

Von S. Michaelis, dipl. Bergingenieur.

(Schluss von S. 410.)

Durch Addition der so festgestellten Pocherzquantitäten $q_1, q_2, q_3 \dots q_n$ erhält man das gesamte aufgeschlossene Quantum

$$Q = q_1 + q_2 + q_3 + \dots + q_n = \Sigma(q) \quad (15)$$

und wenn $h_1, h_2, h_3 \dots h_n$ die zugehörigen durchschnittlichen „Pochgehalte“ sind, als Durchschnittsgehalt

$$H = \frac{q_1 h_1 + q_2 h_2 + \dots + q_n h_n}{q_1 + q_2 + \dots + q_n} = \frac{\Sigma(q h)}{\Sigma(q)} \quad (16)$$

Ist F das flache Areal des vorgerichteten Teiles der Lagerstätte, so ist deren durchschnittliche Pochmächtigkeit

$$\delta = \frac{Q}{F} \quad (17)$$

Besondere Behandlung erfordern vereinzelt auftretende, auffallend hohe oder auffallend niedrige Probegehalte. Ein solcher Fall kann, wenn er isoliert inmitten einer Reihe anderer Proben mit von ihm sehr abweichendem Gehalt vorkommt, den Wert eines Erzkomplexes total verändern, sogar in das Gegenteil dessen verwandeln, was er ohne ihn sein würde. Folgendes Beispiel soll dies zeigen. (Das Schema ist das gleiche wie Schema 1.)

1	2	3	4	5	6	7
1	3,0	0,65	7	9,6	6,24	
2	6,0	0,83	5	8,2	6,81	
3	9,0	0,72	4	6,7	4,82	
4	12,0	0,56	4	7,4	4,14	
5	15,0	0,92	35	57,2	52,62	
6	18,0	0,67	3	6,0	4,02	
7	21,0	0,83	3	5,8	4,81	
8	24,0	0,75	5	9,3	6,98	
9	27,0	0,79	9	10,5	8,30	
10	30,0	0,86	10	11,2	9,63	

Summe 7,58 108,37

Der Durchschnittsgehalt sämtlicher Proben^{b)} ist nach Formel 2:

$$\frac{108,37}{7,58} = 14,30 \text{ g pro Tonne.}$$

Lässt man die hochhaltige Probe 5 unberücksichtigt, so ist der entsprechende Quotient

$$\frac{55,75}{6,66} = 8,37 \text{ g.}$$

Die eine Probe verändert also den Wert des ganzen Erzkomplexes total, man wird daher Bedenken tragen, sie ohne weiteres mit in die Berechnung zu ziehen, zumal ein solch isoliertes Auftreten etwas Auf-

^{b)} Von einer Berechnung des eigentlichen Pochgehaltes (d. h. unter Berücksichtigung des Nebengesteins an den Probenpunkten, wo die Mächtigkeit zum Abbau nicht hinreicht) ist hier der Einfachheit halber abgesehen.

fälliges hat und die Möglichkeit eines Irrtums nicht ausgeschlossen ist. Aber selbst wenn man von letzterer absieht, so braucht der hohe Gehalt durchaus nicht auf ein reiches Mittel hinzudeuten, es kann sich um eine ganz begrenzte unerhebliche Ausscheidung von Freigold auf einer Kreuzkluft handeln, die zufälligerweise in die Probe geraten ist. Das beste Verfahren in diesem Falle ist, die betreffende Probe noch einmal zu nehmen, und zwar soll man sich nicht auf den ursprünglichen Probenpunkt beschränken, sondern beiderseits davon in engen Abständen (etwa 0,25 bis 0,50 m) weitere Proben bis zu den beiden angrenzenden Probenpunkten (in diesem Falle also 4 und 6) nehmen; aus diesen ermittelt man dann den Durchschnittsgehalt nach den früher angegebenen Formeln und substituiert ihn statt der angefochtenen Probe (hier 5). Hiernach richtet sich dann die Entscheidung der Frage, ob wirklich ein Erzmittel vorliegt.

Oft freilich muss der Gutachter seine Analysen fern vom Grubenfelde vornehmen und hat gar keine Gelegenheit, die Probenahme zu wiederholen. Schon hieraus ergibt sich, wie wichtig es ist, an Ort und Stelle wenigstens Waschproben zu machen, durch welche man mindestens die auffallend hohen Gehalte an Freigold ermitteln kann.^{c)} Fehlt es aber auch an solchen Hilfsmitteln, so muss der Untersuchende sich von allgemeinen Erwägungen leiten lassen. Es kommt darauf an, ob die fragliche Erscheinung bei dem betreffenden Erzvorkommen häufiger auftritt, ob tatsächlich eine lokale Veredlung aus geologischen Gründen, z. B. Durchsetzen eines anderen Ganges, einer Lettenkluft, Veränderung des Nebengesteins u. dgl. wahrscheinlich ist. Fehlt es auch an solchen Anhaltspunkten, so werden wohl die meisten Sachverständigen vorsichtshalber die hohe Analyse unberücksichtigt lassen.

Mit auffallend geringhaltigen Proben ist entsprechend zu verfahren.

IV. Genauigkeit der beschriebenen Methoden.

Wie eingangs erwähnt, ist die Probe ein zylinderförmiges Stück, das aus dem Lagerstättenkörper vom Hangenden zum Liegenden genommen wurde. Diese Bedingung kann in der Praxis nur sehr annähernd erfüllt werden, deshalb kann das Verfahren niemals eine so wissenschaftlich exakte Methode werden, wie z. B. das

^{c)} Ist das Gold chemisch gebunden, so kann man mit den bei der Waschprobe erhaltenen Schlichen eine quantitative Lötrohrprobe vornehmen.

Markscheiden. Trotzdem hat man dort, wo die Verhältnisse günstig liegen, oft ganz überraschend genaue Ergebnisse erzielt, z. B. auf den schichtigen Lagerstätten des Witwatersrand, wo die Methode ganz besonders ausgebildet ist. Diese Flöze, und zwar insbesondere die sog. Main Reef Series, eignen sich für die beschriebene Art der Untersuchung ganz vorzüglich; das Gold kommt höchst selten in groben Ausscheidungen, sondern fast stets fein verteilt vor, es fehlen scharf abgeschnittene Erzmittel und gänzlich taube Partien; es findet überhaupt kein jäher Wechsel zwischen armen und reichen Mitteln statt, sondern immer ein stetiger Übergang. Infolgedessen ist die Methode hier ganz besonders angebracht und oft genug haben Ingenieure beim Beginne des Pochbetriebes einer Grube das Ergebnis auf 10^{0/100}, ja auf 5^{0/100} richtig vorausgesagt. Weniger ist dies der Fall, wo die genannten Lagerstätten sehr geringmächtig sind, z. B. auf den sog. Randpoort-Gruben, noch weniger auf dem der Main Reef Series parallelen Du Preez Reef; dies ist sehr dünn und enthält mehrfach ausgeprägte Erzmittel. Auf Gängen, besonders wenn sie schmal sind und viel Freigold enthalten, kann noch weniger ein ganz genaues Ergebnis erwartet werden.

Das Resultat wird natürlich um so richtiger sein, in je engeren Abständen die Grubenbaue angelegt sind; denn um so größer ist ja die Anzahl der Probepunkte. Von der Geschicklichkeit und dem richtigen Urteil des Untersuchenden hängt natürlich sehr viel ab.

Ist bereits ein Teil der Lagerstätte abgebaut, so kann man aus der Vergleichung von dessen Ausbeute mit den daselbst genommenen Proben auf die Beweiskraft der letzteren schließen, vorausgesetzt, diese sind von kompetenter Seite genommen. Dem gleichen Zwecke dienen Probeverpochungen, die man mit dem aus den Vorrichtungsbauden kommenden Erz unternimmt.

V. Schlussfolgerungen.

Die nach dem vorstehenden ermittelten Größen — Quantum und Gehalt des vorgerichteten Pocherzes — bilden die einzig sichere Basis für eine Berechnung und werden von ganz vorsichtigen Beurteilern oft als der allein sicher nachgewiesene Wert des Bergwerkes angesetzt. Dies wird namentlich dann geschehen müssen, wenn das Vorkommen das einzige in seiner Art aufgeschlossene in einer geologisch wenig bekannten Gegend ist und, soweit die Vorrichtung reicht, sich als sehr unregelmäßig zu erkennen gibt. Nur wo besondere Verhältnisse dies rechtfertigen, können die gewonnenen Resultate auch auf die unaufgeschlossenen Partien des Vorkommens oder doch wenigstens auf die der aufgeschlossenen zunächst liegenden ausgedehnt werden. Dies ist insbesondere dann zulässig, wenn die Vor-

richtung bereits einen erheblichen Teil des Grubenfeldes umfasst, die Gegend geologisch gut untersucht und besonders wenn das allgemeine Verhalten der dortigen gleichartigen Lagerstätten aus anderen Vorkommen gut bekannt ist. Man fertigt zu diesem Zwecke einen geologischen Plan des Grubenfeldes und auch wohl von dessen näherer Umgebung (nebst zugehörigen Profilen etc.) an, indem man auch die Grubenbaue mit den nach dem in dem Abschnitte über die Quantitäts- und Wertberechnung (des gesamten vorgerichteten Erzes, Ore in sight) Gesagten festgestellten Gehalten der einzelnen Erzkörper einträgt, so dass man den generellen Verlauf der reicheren Mittel erkennt, ferner überall das Nebengestein, Klüfte, Verwerfungen, Gesteinsgänge u. dgl. Hiernach und nach den allgemeinen Prinzipien der Lagerstättenlehre und den lokalen Erfahrungen muss man sich ein Urteil zu bilden suchen, ob in den vorgerichteten Teilen nur eine lokale Anreicherung (infolge Durchsetzens durch bestimmte Gesteine, von Gangkreuzen u. dgl.) vorliegt und nicht vielleicht im Streichen, resp. Fallen eine Änderung des Gehaltes infolge veränderter Lagerungsverhältnisse zu erwarten ist (anderes Nebengestein, Aufhören der Oxydationszone u. dgl.)

Solche Schlussfolgerungen sind natürlich immer sehr vage und Berechnungen lassen sich nicht darauf aufbauen. Nur wo Erfahrung gezeigt hat, dass ein Vorkommen seinen Gehalt im großen und ganzen wenig ändert, ist man berechtigt, den Wert des unaufgeschlossenen Feldesteiles danach zu taxieren. So z. B. kann man bei den flözartigen Lagerstätten des Witwatersrand bei nicht allzugroßen Grubenfeldern, falls ein erheblicher Teil davon bereits vorgerichtet ist, hieraus und aus den Ergebnissen der Nachbarbetriebe auf den Wert des unverritzten Feldesteiles schließen. Überraschungen sind aber auch dort nicht ausgeblieben; der dortige Bergmann spricht von „reichen und armen Zonen“. Die Chimes-Grube z. B. war in den obersten sechs oder sieben Sohlen bauwürdig, unterhalb der letzteren aber nicht mehr. In der Bonanza-Grube hatte man vor einigen Jahren, als das sehr kleine Grubenfeld (11 Claims = 60 000 m²) etwa zur Hälfte vorgerichtet war, den Wert der Erzmittel für die ganze Grube auf zirka M 100,— pro Tonne veranschlagt; jetzt, nachdem das Grubenfeld überall bis an die Feldegrenzen aufgeschlossen ist, hat sich herausgestellt, dass der Wert des anstehenden Erzes nur noch zirka M 60,— pro Tonne beträgt.

An die Berechnung von Quantum und Gehalt des Erzes schließt sich die Frage von dessen metallurgischer Verarbeitung, d. h. der Ausbeute pro Tonne. Wie man hieraus und aus den Selbstkosten den Wert des Bergwerkseigentums berechnet, soll, als allgemein bekannt, hier nicht weiter erörtert werden.