

Volumskoeffizient $v_p = \frac{2 l_2 m - (2 l_2'' - B) s}{2 l_2' t}$ ergibt, wenn $l_2' = l_2$ ist, betragen:

$$d = v_o - v_p = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [3 l_1' (2 l_2'' - B) - l_1'' (3 l_2'' - B)] = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [3 l_1' (l_2'' - B) + B l_1'']$$

Im allgemeinen wird der Fehler positiv sein, da $3 l_1' l_2'' + B l_1''$ gewöhnlich größer sein wird als $3 l_1' B$, d. h. die Profilrechnung wird meistens zu kleine Werte für den Volumsvermehrungskoeffizienten ergeben. Damit der Fehler verschwinde, müßte

$$3 l_1' l_2'' + B l_1'' = 3 l_1' B \quad \text{oder} \quad l_2'' = B \frac{3 l_1' - l_1''}{3 l_1'}$$

sein.

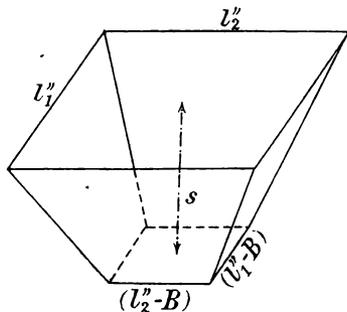


Abb. 10.

Hat schließlich die Mulde die Gestalt eines Obeliskens, so wird ihr Inhalt sein:

$$V = \frac{1}{6} s [l_1'' l_2'' + (2 l_1'' - B)(2 l_2'' - B) + (l_1'' - B)(l_2'' - B)] = \frac{1}{6} s [6 l_1'' l_2'' - 3 B (l_2'' + l_1'') + 2 B^2]$$

Daher der Volumsvermehrungskoeffizient:

$$v_c = \frac{6 l_1 l_2 m - s [6 l_1'' l_2'' - 3 B (l_2'' + l_1'') + 2 B^2]}{6 l_1' l_2 t}$$

und die Differenz gegenüber dem aus der Profilrechnung aus dem Einfallprofile sich ergebenden Werte, unter der bekannten Voraussetzung $l_2' = l_2$,

$$d = v_c - v_p = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [3 l_2 (2 l_1'' - B) - 3 l_1'' (2 l_2'' - B) + B (3 l_2'' - 2 B)]$$

Damit der Fehler verschwinde, müßte der Klammerausdruck $[3 l_2 (2 l_1'' - B) - 3 l_1'' (2 l_2'' - B) + B (3 l_2'' - 2 B)]$ gleich Null sein. Setzt man $l_2'' = l_2 + 2 t' \cotg \gamma$ und $l_1'' = l_1' + 2 t' \cotg \gamma$, so müßte:

$$3 B l_1' - 24 l_1' t' \cotg \gamma - 96 t' \cotg \gamma + 24 B t' \cotg \gamma - 2 B^2 = \Theta$$

also $l_1' = \frac{2 (6 t' \cotg \gamma - B)^2 + 24 t'^2 \cotg^2 \gamma}{3 (B - 8 t' \cotg \gamma)}$ sein.

Auch in diesem Falle kann der Fehler verschiedene Größen annehmen und sowohl positiv als auch negativ sein je nach der Größe der einzelnen Faktoren.

Die Unterschiede, die sich bei der Volumsrechnung gegenüber der Profilrechnung für die einzelnen Muldenformen ergeben, sind daher:

Pyramidenform: $d = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [l_1'' (3 l_2 - 2 l_2'')]$

Dachform:

a) Profil nach l_1 : $d = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [l_1'' [B - 3 (l_2'' - l_2)]]$

b) Profil nach l_2 : $d = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [3 l_1' (l_2'' - B) + B l_1'']$

Obeliskenform: $d = \frac{s}{6 l_1' l_2 t} [3 l_2 (2 l_1'' - B) - 3 l_1'' (2 l_1'' - B) + B (3 l_2'' - 2 B)]$

Man sieht aus dieser Zusammenstellung, daß die Profilrechnung nicht einmal relativ vergleichbare Werte für den Volumsvermehrungskoeffizienten ergibt, sobald die Muldenform der zu vergleichenden Fälle nicht die gleiche ist.

Sollen daher aus einzelnen Senkungsfällen genaue Werte des Volumsvermehrungskoeffizienten ermittelt werden, so soll dies immer auf Grund des Vergleiches zwischen dem Inhalte der Senkungsmulde und jenem des Abbaues geschehen, nicht aber auf Grund des Vergleiches der Inhalte des Mulden- und Abbauprofiles. (Schluß folgt.)

Neue Gesichtspunkte zur Beurteilung der Abbauwürdigkeit einer Lagerstätte.

Von

Ingenieur **Aug. Feuchter**, k. k. Oberbergkommissär.

(Schluß.)

Um nun zur Wertgröße w unter den genannten Gesichtspunkten zu kommen, wird folgender Bewertungsvorgang für das Grubenerz eingeschlagen:

Ist B in q die Gewichtsmenge der aus dem hältigen Hauwerke der Grube gewinnbaren, verhüttungswürdigen Produkte, für deren Bewertung jedes Werk seine Wertformel besitzt, und W der Preis, welchen das Werk für 100 kg Einlöserz bezahlt erhält, so ist das Produkt $B \times W$ der Erlös oder die

Betriebseinnahme, die das Werk erzielt, welche an der Grenze der Bauwürdigkeit einer Lagerstätte gleich sein muß den gesamten Betriebskosten.

Die Betriebsaufwendungen setzen sich neben den Kosten für die Gesteinsleistung auch noch zusammen aus jenen für die Hauwerks- und Bergförderung, die Säuberung, den Bergeversatz und die Grubenerhaltung, für die Aufbereitungsarbeiten und endlich alle Bergbau- und Aufbereitungsregie

Tabelle 2.

Eine Grube (Zinkerzgrube) hat im Betriebe												
a) 5 Feldortsstrecken nach der Lagerstätte							b) 11 Abbauorte					
Post Nr.	Lagerstättenmächtigkeiten	Längen der Lagerstätte im Feldorte	Kosten pro 1 m Ausführung	Lagerstättenverhau in m ³ bei 1 m Streckenauförderung	Hauwerksabfall bei d = 35 q pro Volumseinheit Lagerstätte	Volumsgewichte der ausgefahrenen Streckenvolumseinheiten	Lagerstättenmächtigkeit	Abbaulängen	Lagerstättenverhau bei 1 m Abbauvortrieb	Kosten des Abbaues pro 1 m ³ Abbau	Kosten pro 1 m Abbauvortrieb	Hauwerksabfall bei d = 35 q pro Volumseinheit Lagerstätte
	m	m	K	m ³	q	Dichten	m	m	m ³	K	K	q
1	2·0	2·1	80	4·2	147	3·38	2·0	4·0	8·0	10	80—	
2	1·5	2·1	60	3·2	112	3·14	1·8	4·5	8·1	10	81—	
3	1·0	2·2	50	2·2	77	2·94	1·4	3·8	5·3	9	47·7	
4	1·8	1·8	80	3·2	112	3·14	2·2	5·0	11—	8	88—	
5	1·9	1·7	100	4·9	171·5	3·48	1·6	5·9	9·4	12	112·80	
6	[L] = 9·9		370	177	619·5 =	Mittel	1·9	6·0	11·4	11	125·4	
7		[P]		[m _r l]	= Q'	3·208	2·4	3·4	8·2	10	82—	
8	Die tatsächlich vorhandene Mächtigkeit ist: $m_r = \frac{[m_r l]}{[l]} \cdot 1·788 m$						2·8	7·0	19·6	9	176·4	
9							3·0	10·0	30—	11	330—	
10							3·3	4·7	15·5	7	108·5	
11							4·0	4·2	16·8	13	218·4	
							[l']	[m' _r l']		[P]	= Q''	
	$Q' + Q'' = Q = 5635·0 q$						$m'_{r} = \frac{[m'_{r} l']}{[l']} = 2·45 m$					

Ermittlung der Werte der Roherze (w_t, w_p) und Grenzmächtigkeit.

Bewertungsformel nach Professor Dr. Krusch. (Seite 324):

$\frac{0·95 P (T-S)}{100} - x = W$ Hiebei ist P der Londoner Preis für 100 kg, T = der Prozentgehalt des Erzes, x = der Hüttenkostenabzug. Für je 1 £ pro 1 engl. t entfallen 2·40 K pro 100 kg; für einen Erzpreis von 24 £ pro t ist dann $P = 57·60 K$; Konzentrationsgrad $Z = T = 40\%$; x = Hüttenkostenabzug = 7·20 K.
 $W = 10·31 K$.

a) Bestimmung von w für 100 kg Roherz zur Errechnung der theoretischen Abbauwürdigkeit. Der Metallinhalt der Roherze Q' und $Q'' = x' = 15\%$, $x'' = 18\%$ Zn.

Es werden $Z = 40$ prozentige Einlöserze erzeugt, ohne Metallabgänge.

$$B_t = \frac{(Q' x' + Q'' x'')}{Z} = 2489·29 q = \text{Aufbereitungserze} = \text{gewinnbare Hüttenprodukte.}$$

1) „Die Untersuchung und Bewertung von Erzlagerstätten“, Stuttgart V. v. F. Enke, 2. Aufl. 1911.

Der Erlös E für dieselben ist: $E_t = B_t W = 2489.29 \times 10.31 = 25664.60$ K.

$w_1 = 2.39$ K = Sonstige Betriebserfordernisse pro 1 q Roherz.

$w_t = \frac{B_t W}{Q} - w_1 = 4.55 - 2.39 = 1.16$ K. — Wert 1 q Roherz am Abbau- oder Feldorte.

$$S' + S'' = \frac{[\mathfrak{P}] + [P]}{w} = \frac{P}{w} = 1569.29; M = \frac{S + S'}{d ([L] + [L'])} = \frac{1569.2}{2394} = 0.6555 m.$$

$$M = \frac{1}{d w} \cdot \frac{[\mathfrak{P}] + [P]}{[L] + [L']} = \frac{1820.2}{2777} = 0.6554 m.$$

$$\frac{[\mathfrak{P}] + [P]}{[L] + [L']} = \frac{P}{L} = c = 26.61; \frac{[\mathfrak{P}]}{[L]} = 37.36 = c_1; \frac{[P]}{[L]} = c_2 = 24.79; \frac{c_1}{c} = 1.404.$$

$$\frac{c_2}{c} = 0.9316; m = M \frac{c_1}{c} = 0.92 m; m' = M \frac{c_2}{c} = 0.6107 m.$$

β) Bestimmung von w zur Berechnung der praktischen Bauwürdigkeitsgrenze: Bergbau- und Aufbereitungsverluste 30%, Metallausbringen aus dem Roherze $y = 70\%$, $Z = 40\%$ Zn.

$$Bp = \frac{y}{100Z} (Q' x' + Q'' x'') = 1742.5 q.$$

$$Ep = 1742.5 \times 10.31 = 17965.20$$
 K.

$$wp = \frac{Bp w}{Q} - W_1 = 3.19 - 2.39 = 0.80$$
 K.

$$S' + S'' = \frac{P}{w} = \frac{1820.2}{0.8} = 2276.5 q.$$

$$M = \frac{1}{d} \cdot \frac{S}{L} = 0.9504 m.$$

$$M = \frac{1}{d w} \cdot \frac{P}{L} = \frac{1}{d w} \cdot c = \frac{26.61}{28} = 0.9504 m.$$

$$m = M \frac{c_1}{c} = 1.3344 m.$$

$$m' = M \frac{c_2}{c} = 0.8854 m.$$

Die Lagerstätte ist also abbauwürdig:

Es überragt im Streckenbetriebe die reale Mächtigkeit $m_r = 1.788 m$ die Grenzmächtigkeit $m' = 1.334 m$ um $0.454 m$, während die Differenz im Hauwerksabfalle $Q' - S' = 619.5 q - \frac{[\mathfrak{P}]}{w p} q = 619.5 - 462.5 = 157 q$, das is eine Wertdifferenz von 125.60 K ausmacht ($619.5 \cdot 0.8 - 370 = 125.6$ K). Im Abbaue sind diese Differenzen:

$$m_r - m' = 1.5646 m.$$

$$S'' = \frac{1450.20}{0.8} = 1812.75 q.$$

$$Q'' - S'' = 3202.75 q.$$

$$3202.75 \times 0.8 = 2562.20$$
 K.

$$(5015.5 \times 0.8 - 1450.20 = 2562.20$$
 K.)

einschließlich der Objektsentwertungen, d. i. der Amortisation. Alle diese Faktoren nehmen daher Einfluß auf die Größe von w , womit aber andererseits zum Ausdruck kommt, daß die theoretische und praktische Grenzmächtigkeit für Lagerstätten lokal verschiedener Art, oder Lagerstätten, welche eine betriebstechnisch verschiedene Lösung erheischen, verschieden ein muß.

Sind jedoch alle die genannten Betriebserfordernisse einer Grube bezogen auf den Meterzentner Roherz bekannt, und wird angenommen, daß die Betriebsfortführung einer Grube für einen gegebenen Zeitabschnitt analog bleibt, so zwar, daß die auf den Meterzentner Roherz fallenden anderweitigen Betriebslasten keiner wesentlichen Änderung unterliegen, so kann deren Einfluß auf die Wertgröße von w für die betriebstechnisch zu beantwortende Frage nach der „Abbauwürdigkeit“ als konstant angenommen werden und so lange zur Anwendung kommen, als seine Wertgleichheit besteht.

Wird dieser Wert w_1 genannt und bedeutet B mit dem Index t (B_t) die Menge (q) der Einlöserze, welche aus den im Abbau (Q') und Streckenbetriebe (Q'') gewonnenen Roherzen erzeugt werden, wenn keine Erz- und Metallverluste eintreten, B_p die Anzahl Meterzentner Aufbereitungsprodukte, die die Praxis aus Q' und Q'' Meterzentnern Grubenerz erzeugt, so ergeben sich die Werte w_t und w_p für einen Meterzentner Roherz zur Bestimmung der theoretischen und praktischen Grenzmächtigkeiten aus den Gleichungen:

$$B_t \times W = Q(w_t + w_1), \text{ hierin } Q = Q_1 + Q'' \quad 50.$$

$$w_t = \frac{B_t W}{Q} - w_1 \quad 51.$$

$$w_p = \frac{B_p W}{Q} - w_1 \quad 52.$$

Die Tabelle 2 benützt die aufgestellten Formeln für reelle Zahlenwerte und will durch diese ihre praktische Auswertung dartun.

Das staatliche Uranpecherz-Bergbaurevier bei St. Joachimsthal in Böhmen.

Von

Bergingenieur Dr. phil. Maximilian Kraus.

(Schluß.)

IX. Bergwirtschaftlicher Teil.

1. Die Westgrube.

Dem Betrieb der Westgrube stehen an Schächten der bei der Stadt, d. i. in der Ostgrube gelegene Einigkeitsschacht und der im Eliasbachgebiete, also im eigentlichen Gebiet der Westgrube befindliche Wernerschacht, zur Verfügung. Der erstere ist vom Tage aus bis zum Danielistollen, bis zu welchem die Ostgrube inundiert ist, befahrbar und dient nur zum Einlassen von Material (Grubenholz etc.) sowie zur nicht maschinellen Mannschaftsfahrung (auf Fahrten). Eine Fördermaschine, welche Mannschäfts-, Material- und Hauwerkförderung besorgt, besitzt bloß der Wernerschacht. Früher reichte er bis zu Tage und war hier mit einem Göppel versehen. Später aber wurde er überwölbt und so in einen erst zirka 75 m unter dem ursprünglichen Tagkranze beginnenden Blindschacht umgewandelt, so daß auch derzeit noch die Förderung und Fahrung im Schachte nur bis zu dem rund 82 m unter dem Tagkranze einmündenden Wassereinlaßstollen vor sich geht und von hier an durch den genannten Stollen vollzogen werden muß.

Die nach dem System Ph. Mayer gebaute Wassersäulen-Fördermaschine von einer Bruttoleistung von 25 PS steht am 3. Geisterlaufe und erhält das Kraftwasser vom Heinzenteiche, welches ihr durch den um 38 m höher gelegenen Wassereinlaßstollen zugeführt wird.

Die Wasserhaltung wird von einer unter dem III. Wernerlaufe, beim Wernerschachte eingebauten, elektrisch angetriebenen Kolbenpumpe besorgt, die den Strom von einem am Danielistollen beim Schachtfüllorte aufgestellten Turboaggregat erhält. Als Reserve dient eine mittels Wassersäulenmaschine und Kunstwinkel samt Gestänge angetriebene

Pumpe mit 2 Pumpensätzen, von welchen der eine am III., der andere am II. Wernerlaufe steht. Bruttokraft 25 PS.

Außerdem befindet sich am Danielistollen noch ein kleineres Turboaggregat, welches den Strom zum Betriebe von Bohrmaschinen erzeugt. Leistung 8-8 PS.

Das Kraftwasser für die beiden Aggregate und die Wassersäulen-Wasserhaltungsmaschine liefert ebenfalls der Heinzenteich. Die Ableitung des verbrauchten Kraftwassers erfolgt durch den Danielistollen. Die Gesteungskosten für die Förder- und Wasserhaltungsmaschine ergeben sich aus Tabelle 14.

Bei der Grube sind derzeit beschäftigt 144 Mann, u. zw.:

Häuer	42
Sonstige Grubenarbeiter	87
Tagarbeiter	14
Bei der Aufbereitung (nur zeitweilig).....	1
Aufsicht	3 Steiger.

Im Verlaufe der letzten 14 Jahre, d. i. von inklusive 1900 bis 1913, sind die durchschnittlichen Häuerlöhne, bei konstanter Aufwärtsbewegung, im Einklange mit der zunehmenden allgemeinen Teuerung der Lebensverhältnisse, von 2 K 31 h auf 4 K 62 h gestiegen. Trotzdem ist aber eine ungünstige Rückwirkung auf die Gesteungskosten pro Ausschlagseinheit nicht zu verzeichnen, sondern diese haben sich im Gegenteile sogar merklich erniedrigt, dank der von Erfolg begleiteten Bemühungen der Betriebsleitung, die Leistung pro Mann und Schicht zu erhöhen (siehe Tabelle 15).

(Zu bemerken ist, daß unter der Rubrik „Vorbau“ im großen ganzen die im tauben, ganglosen Gestein getriebenen Verbindungsstrecken, Querschläge, Abteufen und