

Mahl- und schwimmtechnische Untersuchungen,  
ausgeführt an einem österreichischen Kupferfahlerz  
und einem Siegerländer Blei-Zinkerz

*1. Aufl.*

Dissertation

zur Erlangung der Würde  
eines Doktor-Ingenieurs  
der Technischen Hochschule zu Berlin

vorgelegt am 24. April 1930

von

Eugen Badescu, Dipl.-Ing.  
aus Rumänien

Genehmigt am 11. Juli 1930

Berichter: Prof. Dr.-Ing. K. Glinz  
Mitberichter: Prof. Dr. Fritz Schmidt

SOB. 1. P. 127 DE 1930

Biblioteca  
centrală

Volumul No. 10 2 16  
Dulap 25 Lit. 6



Universitätsverlag von Robert Noske in Borna-Leipzig  
1930

**Meinen Eltern  
in Dankbarkeit gewidmet**

# Inhalt.

	Seite
Vorwort . . . . .	III
I. Mahltechnische Untersuchungen.	
A. Die Feinzerkleinerung und ihre Gesetze . . . . .	1
1. Die Grundbegriffe der Zerkleinerung . . . . .	1
2. Bestimmung der theoretischen (physikalischen) Mahlarbeit . . . . .	2
3. Bestimmung des Mahleffektes . . . . .	4
4. Bestimmung der Mahlgüte . . . . .	11
5. Bestimmung der Mahlbarkeit . . . . .	15
B. Richtlinien zur Durchführung der Mahlversuche . . . . .	17
1. Die Feinzerkleinerungsmühlen . . . . .	17
2. Die Mahlkörper . . . . .	18
3. Die Umdrehungsgeschwindigkeit . . . . .	18
4. Die Absiebvorrichtung . . . . .	19
5. Das Rohgut . . . . .	19
6. Die Verdickung der Mahltrübe . . . . .	20
7. Die Menge des Aufgabegutes . . . . .	21
8. Die Korngrößenzusammensetzung des Fertiggutes . . . . .	22
C. Die praktische Durchführung der Versuche . . . . .	22
D. Berechnung des Mahleffektes und der Mahlgüte . . . . .	29
E. Schlußfolgerungen . . . . .	36

## II. Schwimmtechnische Untersuchungen.

A. Richtlinien zur Durchführung der Schwimmversuche . . . . .	38
B. Schwimmversuche mit dem österreichischen Kupferfahlerz . . . . .	39
1. Das Rohgut . . . . .	39
2. Bestimmung der Zusatzmittel . . . . .	41
3. Änderung der Zerkleinerung . . . . .	42
4. Änderung der Verdickung . . . . .	44
5. Mengenmäßige Änderung der Zusatzmittel . . . . .	44
a) Wasserglas . . . . .	45
b) K-Äthyl-Xanthat . . . . .	47
c) Terpentinöl . . . . .	49
6. Schlußfolgerungen . . . . .	51
C. Schwimmversuche mit dem Siegerländer Blei-Zinkerz . . . . .	51
1. Das Rohgut . . . . .	51
2. Bestimmung der Zusatzmittel . . . . .	53
3. Änderung der Zerkleinerung . . . . .	55
4. Änderung der Verdickung . . . . .	57
5. Mengenmäßige Änderung der Zusatzmittel . . . . .	58

a) Ätzkalk	-	-	-	-	-	-	-	-	-
b) Cyanatrium	-	-	-	-	-	-	-	-	-
c) Aerofloat	-	-	-	-	-	-	-	-	-
d) Schwefelsäure	-	-	-	-	-	-	-	-	-
e) Braunkohlenteeröl	-	-	-	-	-	-	-	-	-
6. Schlussfolgerungen	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Zusammenfassung	-	-	-	-	-	-	-	-	-

---

# I. Mahltechnische Untersuchungen.

## A. Die Feinzerkleinerung und ihre Gesetze.

### 1. Die Grundbegriffe der Zerkleinerung.

Seit mehreren Jahrzehnten sind Bestrebungen im Gange, die einzelnen Vorgänge der Zerkleinerungsarbeit wissenschaftlich zu klären, insbesondere die Beziehungen zwischen der Mahlarbeit und der Mahlfeinheit mathematisch zu erfassen. Die dazu notwendigen Versuchunterlagen fehlten jedoch zum großen Teil, und man mußte sich mit den Erfahrungen der einzelnen Fälle begnügen.

Zunächst eine knappe Definition der Grundbegriffe: Die Mahlarbeit könnte als der von dem Meßinstrument in kWh oder PSh je t Mahlprodukt angezeigte Arbeitsbedarf definiert werden. Unter physikalischer Mahlarbeit ist dagegen derjenige theoretische Arbeitsbedarf zu verstehen, welcher erforderlich ist, um ein Gut von bestimmten physikalischen Beschaffenheiten auf eine bestimmte Mahlfeinheit zu zerkleinern. Mahlarbeit und physikalische Mahlarbeit sind nicht identisch, da erstere Größe noch den Bedarf der leerlaufenden Maschinenteile einschließt.

Rosin<sup>1)</sup> stellt die Grundbegriffe der Vermahlung fest und gibt den Brutto- oder Gesamtarbeitsbedarf  $A_b$  einer Mühle als die Summe der Leerlaufarbeit  $A_l$  und Nutzarbeit  $A_n$  an, gemäß

$$A_b = A_l + A_n$$

Die Leerlaufarbeit entspricht nach Rosin einer maschinellen Konstante, welche unabhängig von Belastung, Mahlfeinheit und Mahlbarkeit des zu vermahlenden Gutes ist und welche den Arbeitsbedarf sämtlicher leerlaufenden Teile umfaßt, die wesentlich zur fortlaufenden Ausführung des Mahlvorganges gehören. Bei den Feinzerkleinerungsmühlen beispielsweise, welche in der Erzaufbereitung Verwendung finden, wird der Arbeitsbedarf im Leerlauf durch zwei Faktoren hervorgerufen:

---

<sup>1)</sup> Archiv für Wärmewirtschaft Bd. 6, 1925, S. 289 ff.

Drehbewegung des Mühlenmantels und  
Hochheben der Mahlkörper (Kugeln, Stäbe).

Die Netto- oder Nutzarbeit ist die zusätzliche Arbeit, welche bei Belastung der Mühle mit Mahlgut der Leerlaufarbeit hinzutritt. Sie ist nicht der physikalischen Mahlarbeit gleichbedeutend und darf auch nicht als solche angesprochen werden, da in der Nutzarbeit noch Leerlaufarbeit enthalten ist (Hochheben des in der Mahltrübe enthaltenen Wassers).

Der zweite Grundbegriff der Zerkleinerung ist die Mahlfeinheit. Gewöhnlich versteht man darunter einen Rückstandswert auf irgendeinem Bezugssieb. Eine volle Siebanalyse ergibt daran ebenso viele Zahlenwerte für die Feinheit als man Siebe benutzt hat.

Der Mahleffekt schließlich ist eine Qualitätsgröße für die mahltechnische Güte einer Mühle; er liefert eine Beziehung zwischen der von der Mühle geleisteten physikalischen Mahlarbeit und der in bezug auf die erzeugte Mahlfeinheit tatsächlich aufgewendeten Arbeitsgröße.

## 2. Bestimmung der theoretischen (physikalischen) Mahlarbeit.

Den Zusammenhang zwischen der geleisteten physikalischen Mahlarbeit und der dadurch erzeugten Mahlfeinheit haben Kick und Rittinger nach zwei verschiedenen Verfahren darzustellen versucht.

1. Das Kicksche Gesetz lautet: „Die Arbeitsgrößen, welche zu übereinstimmender Formänderung geometrisch ähnlicher und materiell gleicher Körper erfordert werden, verhalten sich wie die Volumen oder Gewichte dieser Körper.“

Richards<sup>2)</sup> gibt diesem Gesetz nachstehende Erläuterung: Es sei ein Würfel von  $K$  Kantenlänge gegeben. Wenn man mit  $a$  Arbeitseinheiten die Arbeit, welche zur Verminderung des Würfelvolumens auf die Hälfte notwendig ist, bezeichnet, dann braucht man, um eine halbe Volumenverminderung zu erzielen,  $a$  Arbeitseinheiten; um das neue Volumen zweimal zu vermindern, d. h. um  $\frac{1}{4}$  ( $\frac{1}{2}^2$ ) des Ursprungsvolumens zu erzeugen,  $2a$  Arbeitseinheiten; oder allgemein:

Um eine Verminderung des Ursprungsvolumens auf  $\frac{1}{2}^n$  zu erzeugen, braucht man  $n \cdot a$  Arbeitseinheiten.

Als Basis für die Durchmesserverminderung gelten  $3a$  Arbeitseinheiten; das ist der Arbeitsbedarf für die Verminderung eines Würfels von  $K$  Kantenlänge auf einen Würfel von  $\frac{1}{2} K$  Kantenlänge, d. h. auf

---

<sup>2)</sup> Richards and Locke, Textbook of Ore Dressing Mc Graw-Hill Book Co. 1925 S. 92.

ein  $\frac{1}{8}$  seines Ursprungsvolumens. Entsprechend sind 6 a Arbeitseinheiten notwendig, um den Würfel auf  $\frac{1}{4}$  K Kantenlänge, d. h.  $\frac{1}{64}$  des Ursprungsvolumens zu vermindern, weiter 9 a Arbeitseinheiten für  $\frac{1}{8}$  K Kantenlänge oder  $\frac{1}{512}$  des Ursprungsvolumens usw.

2. Das Rittingersche Gesetz besagt: „Die zur Zerkleinerung erforderliche Arbeit wächst im Verhältnis zum Zerkleinerungsgrade.“

Zur näheren Erläuterung dieses Satzes sei ein Würfel von gleichmäßiger Beschaffenheit und von einer beliebigen Seitenlänge K gegeben; ferner betrage die Arbeitsgröße, welche erforderlich ist, um diesen Würfel parallel zu einer Seitenfläche zu zerteilen, a mkg. Denkt man sich die drei aufeinander senkrechten Seitenkanten des Würfels der Reihe nach in zwei, drei . . . n gleiche Teile geteilt und die Teilung des Würfels in Ebenen ausgeführt, die mit den drei Seitenflächen desselben parallel laufen, so erhält man nacheinander

8	Würfel von	$\frac{1}{2}$ K	Seitenlänge	mittels	$3 \cdot 1 a$	mkg	Arbeit
27	„	„	$\frac{1}{3}$ K	„	$3 \cdot 2 a$	„	„
$n^3$	„	„	$\frac{1}{n}$ K	„	$3 \cdot (n - 1) \cdot a$	„	„
$m^3$	„	„	$\frac{1}{m}$ K	„	$3 \cdot (m - 1) \cdot a$	„	„

Je kleiner der Zerkleinerungsquotient  $1/n$ , desto größer wird der zur Zerkleinerung erforderliche Arbeitsaufwand

$$A_n = 3 \cdot (n - 1) \cdot a$$

Es verhalten sich daher die in zwei Zerkleinerungsfällen erforderlichen Arbeitsgrößen

$$A_n : A_m = (n - 1) : (m - 1)$$

Sind die Zerkleinerungsgrade sehr groß, also die Zahlen m und n sehr groß, so kann 1 gegen m und n vernachlässigt werden, und man hat dann

$$A_n : A_m = n : m = \frac{1}{m} : \frac{1}{n}$$

Die Arbeitsgrößen stehen daher nahezu in geradem Verhältnis zum Zerkleinerungsgrade oder im umgekehrten Verhältnis zu den Zerkleinerungsquotienten.

Die zum Zerkleinern erforderliche Arbeit ist dem Oberflächenzuwachs direkt proportional, da aus jeder Teilung zwei Bruchflächen hervorgehen, der Oberflächenzuwachs also mit der Zahl der stattgefundenen Teilungen und mit der dazu notwendigen Arbeit verhältnismäßig zunimmt.

Die zur Zerkleinerung erforderliche Arbeitsgröße ist also nach Kick der Volumenverminderung, nach Rittinger aber der Durchmesser-  
verminderung verhältnismäßig.

Die Richtigkeit der beiden Zerkleinerungsgesetze wurde in letzter  
Zeit von verschiedenen Forschern untersucht, die sich zum Teil für  
Rittinger, zum andern Teil für Kick entschieden haben.

Da nach Rittinger, wie oben erwähnt, der Oberflächenzuwachs im  
graden Verhältnis zur Zerkleinerungsarbeit steht, kann auch der Ober-  
flächenzuwachs für die geleistete physikalische Mahlarbeit als Maßstab  
verwendet werden. Die Nachprüfung des Gesetzes nach dieser Rich-  
tung bereitete zunächst Schwierigkeiten; es fehlte ein zuverlässiges  
Verfahren, um die Oberfläche der ganz feinen Teilchen unter  
10 000 Maschen/cm<sup>2</sup> zu messen, welche die meiste Oberfläche aufweisen.

Sowohl G. Martin als auch Groß und Zimmerley scheinen  
nun den Nachweis für die Gültigkeit des Rittingerschen Gesetzes er-  
bracht zu haben <sup>3)</sup>. Zur Messung der Oberfläche gingen sowohl Martin  
als auch Groß und Zimmerley von der Löslichkeit von Quarz in Fluß-  
säure aus. Sie bestimmten die in gewissen Zeiten aufgelösten Mengen  
von Quarz und konnten so ein Maß für die vorhandene Oberfläche ge-  
winnen, nachdem zum Vergleich andere Quarzkristalle von großer Regel-  
mäßigkeit und meßbarer Oberfläche (Ottawa-Sand) ebenfalls mit Fluß-  
säure behandelt worden waren. Es war somit möglich, die Oberfläche  
in cm<sup>2</sup> je g anzugeben. Durch Messung der Oberfläche vor und nach  
der Zerkleinerung konnte dann der Oberflächenzuwachs, somit die physi-  
kalische Mahlarbeit, bestimmt werden. Das Verfahren ist vorläufig nur  
für Quarz anwendbar, für andere Mineralien sind noch Versuche im  
Gange

Durch die letzten Untersuchungen von Gaudin, Groß und Zimmer-  
ley <sup>4)</sup> ist schließlich nachgewiesen worden, daß das Kicksche Gesetz  
für die Feinzerkleinerung keine Anwendung finden kann, so daß allein  
das Rittingersche Gesetz seine Gültigkeit behält.

### 3. Bestimmung des Mahleffektes.

Die drei oben angeführten Verfasser haben für den Mahleffekt  
(crushing efficiency) folgende Beziehung aufgestellt:

$$\text{Mahleffekt} = \frac{\text{Entwickelte Oberfläche}}{\text{Kraftverbrauch}} \text{ m}^2/\text{kWh}$$

---

<sup>3)</sup> Metall und Erz Bd. 26, 1929 S. 308 u. 428.

<sup>4)</sup> Mining and Metallurgy Bd. 10, 1929 S. 417.

Die Bestimmung des Mahleffektes nach dieser Formel bleibt vorläufig ohne praktische Bedeutung, da die Entwicklung der Oberfläche nur für Quarz meßbar ist, das Mahlgut aber in den meisten Fällen Material von unhomogener mineralogischer Zusammensetzung enthält. Für die Oberflächenmessung dieses Materials konnte bisher kein brauchbares Verfahren gefunden werden.

Del Mar<sup>5)</sup> schlägt darum einen anderen Weg vor. Er geht von dem Rittingerschen Gesetz aus, wonach die Arbeitsgrößen im umgekehrten Verhältnis zu den Zerkleinerungsquotienten stehen, d. h.

$$A_n : A_m = 1/m : 1/n$$

Bezeichnen  $K/n$  und  $K/m$  die Kantenlängen der zerkleinerten Würfel von der ursprünglichen Kantenlänge  $K$ , und setzt man diese Werte in die obige Gleichung ein, so erhält man

$$A_n : A_m = K/m : K/n = n/K : m/K$$

Da andererseits die Arbeitsgrößen mit dem Oberflächenzuwachs proportional zunehmen, so ergibt sich ohne weiteres, daß die Reziproken der Kantenlängen und der Oberflächenzuwachs in geradem Verhältnis zueinander stehen.

Als Wertmaß für die geleistete physikalische Mahlarbeit benutzt darum Del Mar die reziproken Werte der Korndurchmesser und umgeht auf diese Weise die schwierige Oberflächenmessung. Der wahrscheinliche Durchmesser der einzelnen Körner vor und nach der Vermahlung wird nach diesem Verfahren durch Siebanalysen festgestellt. Da nach Obigem für eine bestimmte Erzmenge die gesamte Oberfläche dem reziproken Werte des Korndurchmessers proportional ist, so kann man dann durch Multiplizieren der einzelnen reziproken Durchmesser mit den dazugehörigen prozentualen Siebfraktionen die durch die Zerkleinerungsmaschine erzeugte relative Oberfläche ermitteln. Der Unterschied zwischen den relativen Oberflächen vor und nach der Vermahlung ergibt den Oberflächenzuwachs. Del Mar drückt diesen in beliebig gewählten Einheiten (Energy Units) aus.

Als Wertmaß für die Leistungsfähigkeit der Mühlen vom mahl- und maschinentechnischen Standpunkt gilt für den Verfasser der „relative mechanische Effekt“ (relative mechanical efficiency)

$$E = \frac{W \cdot T}{P}, \text{ worin}$$

---

<sup>5)</sup> Eng. Min. Journal Bd. 94, 1912 S. 1129.

- E den relativen mechanischen Effekt,  
W die Anzahl der Energieeinheiten (E.U.) je t gemahltes Gut,  
T den Durchsatz der Mühle in t/h, und  
P den gesamten Arbeitsbedarf in kWh bedeuten.

Der von Del Mar vorgeschlagene Weg ist ein nur unvollkommenes Vergleichsverfahren wurde aber von amerikanischen Anlagen in Ermangelung eines besseren verschiedentlich angewandt.

Die Fehler dieses Verfahrens werden von E. H. Rose<sup>6)</sup> im einzelnen zusammengestellt:

1. Es ist noch nicht praktisch nachgewiesen worden, daß die bei der Zerkleinerung angewandte Arbeit dem reziproken Werte der Kantenlängen proportional ist.
2. Der mittlere Durchmesser der Korngröße unter Sieb 200 Maschen/Zoll (0,074 mm) kann nicht gemessen werden, so daß die errechneten Werte bei weitem nicht der Wirklichkeit entsprechen und zu ganz falschen Schlüssen führen können.
3. Die Vermahlung unter Sieb 200 M/Z ist in den meisten Fällen für die Flotation unerwünscht und stellt nur eine Energieverschwendung dar.
4. Der gefundene relative mechanische Effekt ist ein abstrakter Zahlenindex, welcher nicht in dem üblichen Maße umgerechnet werden kann und daher nur mit solchen Werten vergleichbar ist, die unter genau denselben Bedingungen festgestellt worden sind.

Rose gibt dann eine neue Methode zur Bestimmung des Mahleffektes an, welche die oben angeführten Fehler beseitigen soll. Er geht ebenfalls von der Siebanalyse aus, da diese zur Zeit das einzige praktische Verfahren zur Bemessung der Mahlfeinheit darstellt. Als Grundlage gilt die Tylersche Skala, bei der das Sieb 200 M/Z in der Siebfolge das feinste ist. Hierzu bemerkt Rose, daß bei vielen praktischen Versuchen die günstigsten Ergebnisse erzielt wurden, wenn das geschwommene Gut einen möglichst geringen Anteil Schlämme unter Sieb 200 M/Z enthielt.

Nachdem nun das Körnchen von 0,074 mm Durchmesser klein genug ist, um schwimmfähig zu bleiben und außerdem die unterste Grenze der Siebanalyse darstellt, so kann diese Korngröße als Ende der Vermahlungsskala und somit als Vergleichswert gewählt werden. Der Vermahlungsvorgang ist hier zu 100 vH beendet, und Rose entwickelt von diesem Bezugswert seine Standardskala in folgender Weise:

---

<sup>6)</sup> Eng. Min. Journal Bd. 121, 1926 S. 330.

Ein Erzkörnchen A der Bezugsgröße besitzt den Durchmesser von 0,74 mm. Der mittlere Durchmesser eines anderen Erzkörnchens B, das als Siebfraktion auf dem Sieb 4 M/Z bleibt, kann als arithmetischer Mittelwert zwischen den Öffnungen der Siebe 3 und 4 M/Z, d. h. 0,57 mm angenommen werden. B hat also einen 77 mal so großen Durchmesser als A, d. h. B ist im Vergleich zu A nur zu  $\frac{1}{77}$  oder 1,29 vH vermahlen worden. „1,29“ wird der zum Körnchen B gehörige Wert der Standardskala.

Durch Multiplikation der bei der Siebanalyse gefundenen Siebfraktionen in vH mit den zugehörigen Werten der Standardskala bildet Rose Zahlenprodukte, deren Summe, durch 100 dividiert, den Mittelwert der Siebanalyse ergibt. Dieser Mittelwert wird in besonderen Einheiten, sog. „Grad“ (degree) ausgedrückt.

Der Vorteil dieses Verfahrens, welches nach den Angaben ihres Verfassers sich auch in der Praxis bewährt hat, besteht besonders darin, daß gleichzeitig eine Beziehung zwischen dem Mittelwert der Siebanalyse und den Ergebnissen der Flotation festgestellt wird. Wenn

E den Mahleffekt der Mühle.

A den Mittelwert für die Siebanalyse des Fertiggutes,

B den Mittelwert für die Siebanalyse des Aufgabegutes, bezogen auf ein Körnchen von 0,074 mm Durchmesser, und

P den Kraftverbrauch in kWh je t durchgesetztes Erz

bedeuten, so ergibt sich für den Mahleffekt der Mühle die Beziehung:

$$E = \frac{A - B}{P} \text{ Grad/kWh}$$

Ein Vergleich der beiden angeführten Berechnungsverfahren läßt erkennen, daß das von Rose vorgeschlagene Verfahren die Fehler von Del Mar keineswegs beseitigt. Es führt jedoch den wertvollen Gedanken ein, die Güte einer Vermahlung nicht allein vom maschinellen Standpunkte aus, wie es Del Mar tut, zu betrachten, sondern dabei auch den eigentlichen Zweck der Vermahlung, d. h. deren aufbereitungstechnische Güte zu berücksichtigen. Dabei wird aber nicht die gesamte geleistete physikalische Mahlarbeit erfaßt, da die Korngrößenbestimmung nur bis zu 200 M/Z geführt und das ganz feine Material unter dieser Siebgröße nur mit einem prozentmäßigen Faktor eingerechnet wird. Es gelingt Rose auch nicht, die aufbereitungstechnische Güte einer Vermahlung eindeutig anzugeben, da in seinen Formeln keine Beziehung zwischen dem gewünschten und dem erzeugten Fertiggut zum Ausdruck kommt.

Ein anderes Verfahren zur Bestimmung des Mahleffektes und der aufbereitungstechnischen Mahlgüte sei nun im folgenden vorgeschlagen.

Zur Bestimmung des Mahleffektes muß zunächst ein Wertmaß für die physikalische Mahlarbeit eingeführt werden. Das Rittinger'sche Gesetz weist hierzu den Weg. Nach Rittinger ist nämlich die Mahlarbeit dem Zerkleinerungsgrade nahezu proportional; kennt man also den Zerkleinerungsgrad des Aufgabegutes und denjenigen des Fertiggutes, so kann man daraus die geleistete physikalische Mahlarbeit ermitteln.

Unter Zerkleinerungsgrad ist nach Rittinger das Verhältnis des Durchmessers des ursprünglichen Kornes zum Durchmesser des zerkleinerten Kornes zu verstehen. Die Durchmesser entsprechen ihrerseits der jeweiligen Mahlfeinheit, die am einfachsten wieder durch die Siebanalyse festgestellt wird. Verwendet man hierzu zwei nach DIN-Blatt 1171 aufeinanderfolgende Siebgrößen, z. B. Sieb Nr. 30 mit einer Maschenweite von 0,200 mm und Sieb Nr. 40 mit einer Maschenweite von 0,150 mm, so ergibt sich für jedes Körnchen, welches durch Sieb Nr. 30 hindurchgeht und auf Sieb Nr. 40 zurückbleibt, ein Durchmesser zwischen 0,2 und 0,15 mm. Der wahrscheinliche Durchmesser kann als arithmetisches Mittel dieser zwei Grenzwerte angenommen werden.

Bei dieser Annahme wird allerdings ein Fehler eingeführt, der mit dem Unterschied zwischen zwei aufeinanderfolgenden Sieböffnungen und mit dem prozentualen Anteil der betreffenden Siebfraction zunimmt<sup>7)</sup>. Teilt man jedoch, wie im vorliegenden Falle, die Siebanalyse in eine genügend große Anzahl Siebe, so kann der Fehler keinen wesentlichen Einfluß auf das Ergebnis nehmen.

Die nach diesem Verfahren ermittelten Durchmesser multipliziert man mit den einzelnen Siebfractionen in  $vH$ , dividiert die Gesamtsumme der Produkte durch 100 und erhält so den mittleren Durchmesser für die ganze Siebanalyse.

Zur Bestimmung des Zerkleinerungsgrades muß ferner die Kantenlänge einer Gewichtseinheit bekannt sein. Für einen Würfel, bestehend

$$7) \text{ Durch die Gaußsche Formel } \sqrt{\frac{\sum_{k=1}^n p_k - m_k^2}{n-1}}, \text{ wobei}$$

$p_k$  = jeweiliger Prozentanteil,

$m_k$  = Fehler des mittleren Korndurchmessers für jede Siebfraction und

$n$  = Anzahl der Siebfractionen

ist, ließe sich der Fehler quantitativ nachweisen, wenn der Fehler  $m$  des mittleren Korndurchmessers jeder Siebfraction näher bestimmt werden könnte. Dies ist aber hier nicht möglich, und die Gaußsche Formel bleibt in diesem Falle ohne praktische Bedeutung.

aus einem Material vom Gewicht gleich 1 t und vom spez. Gew. gleich  $s$ , ergibt sich ein Volumen von  $\frac{1000}{s} \text{ dm}^3$ ; aus der Kubikwurzel dieses Wertes erhält man dann in einfacher Weise die Kantenlänge  $K$  des Würfels von 1 t. Kennt man schließlich die mittleren Durchmesser  $N$  des Aufgabegutes und  $M$  des Fertiggutes, so drücken die Verhältnisse  $K/N$  und  $K/M$  die entsprechenden Zerkleinerungsgrade aus.

Nach Rittinger war der zur Zerkleinerung erforderliche Arbeitsaufwand

$$A_n = 3a (n - 1) \text{ und} \\ A_m = 3a (m - 1);$$

$n$  und  $m$  bedeuteten darin die Zerkleinerungsgrade und  $3a$  mkg die konstante Arbeitsgröße, welche erforderlich ist, um die Gewichtseinheit von einem Zerkleinerungsgrad auf den nächstfolgenden zu bringen.

Bezeichnet man den konstanten Unterschied zwischen zwei aufeinanderfolgenden Zerkleinerungsgraden mit „Verminderungseinheit“, so ergeben die Ausdrücke  $(n - 1)$  und  $(m - 1)$  die Anzahl der von der Mühle geleisteten Verminderungseinheiten. Dabei kann 1 gegen  $n$  und  $m$  vernachlässigt werden, wenn, wie in den meisten Fällen,  $n$  und  $m$  sehr groß sind.

Somit stellt die Verminderungseinheit die mit einem Arbeitsaufwand von  $3a$  mkg geleistete physikalische Mahlarbeit dar. Da andererseits „ $3a$ “ nach Rittinger eine Konstante ist, so liefert die Verminderungseinheit ein Wertmaß für die gesamte physikalische Arbeit der Mühle, d. h. die physikalische Mahlarbeit

$$A_n = 3a (n - 1)$$

wird durch das Produkt zwischen Arbeitsaufwand für eine Verminderungseinheit ( $3a$  mkg) und Anzahl der Verminderungseinheiten  $(n - 1)$  ausgedrückt.

Es muß noch darauf hingewiesen werden, daß die absolute Größe von  $3a$  praktisch nicht festgestellt werden kann, da die Messung der tatsächlichen physikalischen Mahlarbeit bisher noch nicht gelungen ist. Es ist aber möglich, den Zerkleinerungsgrad und somit die Anzahl der Verminderungseinheiten je Gewichtseinheit Material zu bestimmen, und da die Anzahl der Verminderungseinheiten der physikalischen

Mahlarbeit proportional ist, so gibt sie den relativen Wert der physikalischen Mahlarbeit an.

Ist der relative Wert der physikalischen Mahlarbeit aber bekannt, so kann man den Mahleffekt einer Mühle ohne weiteres bestimmen. Wenn

K den Durchmesser bzw. die Kantenlänge eines Würfels, bestehend aus 1 t Material vom spez. Gew.  $s$ ,

N den mittleren Korndurchmesser des Aufgabegutes,

M den mittleren Korndurchmesser des Fertiggutes.

$\frac{K}{N} = n$  den Zerkleinerungsgrad des Aufgabegutes, und

$\frac{K}{M} = m$  den Zerkleinerungsgrad des Fertiggutes

bedeuten, so zeigt der Ausdruck

$$A = m - n$$

den Unterschied an zwischen dem Zerkleinerungsgrad des Fertigproduktes und demjenigen des Aufgabegutes, also die Anzahl der von der Mühle geleisteten Verminderungseinheiten je Gewichtseinheit Material.

Für den Mahleffekt<sup>8)</sup>  $E_z$  gilt dann die Formel

$$E_z = \frac{A \cdot D}{Z}$$

A bedeutet hierbei die relative physikalische Mahlarbeit je Gewichtseinheit Material,

D die Anzahl der Gewichtseinheiten, d. h. den Durchsatz je Zeiteinheit,

Z die Netto- oder Nutzarbeit je Zeiteinheit.

---

<sup>8)</sup> Im praktischen Betriebe spielt außer dem Mahleffekt noch der von den Amerikanern so genannte „relative mechanische Effekt“ für die Beurteilung der Mühlen vom mahltechnischen und maschinentechnischen Standpunkt eine Rolle. Der relative mechanische Effekt schafft eine Beziehung zwischen der rel. phys. Mahlarbeit und dem gesamten Arbeitsbedarf, gemäß:

$$E_{\text{mech}} = \frac{\text{rel. phys. Mahlarbeit}}{\text{Gesamtarbeitsbedarf}}$$

#### 4. Bestimmung der Mahlgüte.

Die physikalische Mahlarbeit wird, wie oben ausgeführt, nach der Oberflächenentwicklung oder Durchmesserverminderung gemessen. Es soll jetzt untersucht werden, inwiefern dieses Verfahren berechtigt ist.

Die Vermahlung ist immer ein Vorbereitungsvorgang für einen späteren Prozeß chemisch-physikalischer oder chemischer Natur. Bei der Beurteilung einer Vermahlung muß deshalb immer auch ihr Endzweck berücksichtigt und die Güte der Vermahlung auch von diesem Standpunkte aus betrachtet werden. Beispielsweise steht die Abbindefähigkeit des Zements in Funktion zur Oberflächenentwicklung, so daß bei der Herstellung von Zement ein Maximum der Oberfläche anzustreben ist. Auch bei der Vermahlung von Kohlenstaub gilt es, eine möglichst große Oberfläche je Gewichtseinheit herzustellen, da während des Verbrennungsvorganges eine ausgesprochene Oberflächenreaktion stattfindet.

In der Erzaufbereitung bezweckt die Feinzerkleinerung in den meisten Fällen den Aufschluß des Haufwerkes, d. h. die Überführung des durchwachsenen Rohgutes in seine einzelnen Mineralkomponenten, um diese nutzbringend weiterverarbeiten zu können. Eignet sich das zerkleinerte Gut für die naßmechanische Aufbereitung, so genügt zur Beurteilung der Zerkleinerung vom aufbereitungstechnischen Standpunkt die von Kühlwein<sup>9)</sup> angegebene „Zerkleinerungsgüte“, d. h. das Verhältnis des Verwachsenen nach der Zerkleinerung zum Verwachsenen vor der Zerkleinerung. Ist dagegen das zerkleinerte Gut für die Schwimmaufbereitung bestimmt, so genügt unter Umständen, insbesondere bei grobkörniger Verwachsung, das Aufschließen allein nicht. Das Schwimmgut muß auch eine gute Schwimmfähigkeit, d. h. eine genügend große Oberfläche erhalten, damit die Oberflächenkräfte, welche die Flotation bedingen, ausreichende Wirksamkeit erlangen.

Die Oberflächenentwicklung ihrerseits ist eine Funktion der Korndurchmesserverminderung und nimmt mit der Mahlfinheit zu. In verschiedenen Versuchsanlagen und praktischen Betrieben, wie auch bei den später hier angeführten Schwimmversuchen ist die Tatsache festgestellt worden, daß die feinsten Schlämme für den Schwimmprozeß weniger geeignet sind und sich sogar oft als störend erweisen. Eine zu weit gehende Zerkleinerung ist infolgedessen nicht angebracht.

In der Praxis kann auch der entgegengesetzte Fall eintreten. Die Zerkleinerung wird nämlich für gewöhnlich so weit fortgeführt, bis alle Erzkomponenten aufgeschlossen sind. Liegt dabei die Verwachsungsgrenze hoch, z. B. über Sieb DIN Nr. 16 (0,385 mm), so genügt die

---

<sup>9)</sup> Metall und Erz Bd. 22, 1925 S. 128.

Vermahlung bis auf diese Größe nicht, um die besten Schwimmresultate zu erzielen. Als Beispiel seien die später noch zu besprechenden Schwimmversuche mit dem Siegerländer Blei-Zinkerz angeführt. Obwohl bei Sieb DIN Nr. 24 das Erz fast vollkommen aufgeschlossen war, konnten erst nach einer Vermahlung unter Sieb Nr. 30 die günstigsten Resultate in der nachfolgenden Flotation erreicht werden. Bei den groben Bleiglanz-Körnchen über Sieb DIN Nr. 30 reichte nämlich infolge des hohen spez. Gewichtes das Verhältnis der Oberfläche zum Gewicht nicht aus, um den während des Schwimmprozesses auftretenden Oberflächenkräften Wirksamkeit zu verleihen. Diese Beobachtungen decken sich mit den in amerikanischen Anlagen gesammelten Erfahrungen von Bruchhold<sup>10)</sup>.

Aus den oben angeführten Tatsachen entsteht die Frage, welche Mahlfeinheit man dem aufzubereitenden Erz geben soll, damit beide Forderungen nach vollständigem Aufschluß und bester Schwimmfähigkeit möglichst weitgehend erfüllt werden.

Fällt die Aufschließungsgrenze nicht mit der Schwimmfähigkeitsgrenze zusammen, so ist es am zweckmäßigsten, den tieferen Wert als Grenzwert für die Mahlfeinheit zu wählen. Unter Aufschließungsgrenze ist dabei diejenige größte Korngröße zu verstehen, bei der das Rohgut schon in seinen einzelnen homogenen Komponenten getrennt erscheint. Als Schwimmfähigkeitsgrenze wird diejenige größte Korngröße zu nehmen sein, bei welcher nach Bruchhold<sup>10)</sup> „die größten Erzteilchen noch von einem normalen, nicht zu zähem Schaum getragen werden können“.

Ferner führte Rösler<sup>11)</sup> eine Reihe von Versuchen durch, um die Beziehungen zwischen Korngröße und Flotation festzustellen; er fand dabei, „daß die günstigste Korngröße für die einsulfidischen und auch für die mehrsulfidischen Erze zwischen 100 und 150 Maschen/Zoll. entsprechend 0,14 mm und 0,099 mm, liegt“. Die Zerkleinerung bis auf diese Korngröße würde also vollkommen genügen.

Schwimmversuche mit österreichischem Kupferfahlerz bestätigten dies Ergebnis. Die Flotation mit dem zu diesem Zweck engklassierten Kornanteil zwischen 0,19 mm und 0,116 mm brachte folgende günstige Resultate.

---

<sup>10)</sup> Bruchhold, Der Flotationsprozeß (Berlin, Verl. Springer, 1927) S. 57.

<sup>11)</sup> Rösler, Die Beziehung zwischen der Korngröße und der Flotation. Unveröffentl. Arbeit der Bergakademie Clausthal.

Gewichts- Ausbringen in vH	Konzentrat		Gewichts- Ausbringen in vH	Abgänge	
	Cu- Anreicherung in vH	Cu- Ausbringen in vH		Cu-Gehalt in vH	Cu- Ausbringen in vH
4,98	37,8	96,74	95,02	0,066	3,26

Da mit zunehmender Mahlfeinheit die Kosten der Zerkleinerung wachsen, bestimmt man zweckmäßigerweise diejenige größte Korngröße zum Grenzwert der Vermahlung, bei der das Erz aufgeschlossen ist und gleichzeitig auch gute Schwimffähigkeit besitzt. Dieser Grenzwert ist dann für die Beurteilung der Güte einer Vermahlung sowohl vom technischen wie auch vom wirtschaftlichen Standpunkt maßgebend.

Bedeutung wieder

K den Durchmesser bzw. die Kantenlänge eines Erzwürfels vom Gewicht 1 t und dem spez. Gewicht  $s$ ,

N den mittleren Korndurchmesser des Aufgabegutes,

M den mittleren Korndurchmesser des Fertiggutes,

W den mittleren Durchmesser der gewünschten Korngröße des Fertiggutes.

$\frac{K}{N} = n$  den Zerkleinerungsgrad des Aufgabegutes,

$\frac{K}{M} = m$  den Zerkleinerungsgrad des Fertiggutes und

$\frac{K}{W} = w$  den gewünschten Zerkleinerungsgrad des Fertiggutes,

so ergibt der Ausdruck

$$A = m - n$$

den Unterschied zwischen den Zerkleinerungsgraden des Fertiggutes und des Aufgabegutes, d. h. die Anzahl der von der Mühle geleisteten Verminderungseinheiten, wenn eine t Material von dem mittleren Korndurchmesser N des Aufgabegutes auf den mittleren Korndurchmesser M des Fertiggutes zerkleinert wird. Der Ausdruck

$$B = w - n$$

ergibt entsprechend den Unterschied zwischen den Zerkleinerungsgraden des gewünschten Fertiggutes und des Aufgabegutes, d. h. die erforderliche Anzahl von Verminderungseinheiten je t Material, um das Aufgabegut von dem mittleren Korndurchmesser N auf den gewünschten Korndurchmesser W zu zerkleinern.

Könnte man das ganze Material auf eine Korngröße von dem gewünschten Durchmesser  $W$  bringen, so würde die Güte der Vermahlung 100%ig sein, da dann kein überzerkleinertes Gut vorhanden wäre. Dieses Gütemaß, das mit „Mahlgüte“ bezeichnet sei, wird aber niemals in der Praxis erreicht, da der größte Kornanteil unter dieser Grenze liegt. In bezug auf die oben entwickelten Ausdrücke  $A$  und  $B$  ist die

$$\text{Mahlgüte } \eta = 100 - \frac{A - B}{A} \cdot 100 = \frac{B}{A} \cdot 100 \text{ vH,}$$

wobei  $\frac{A - B}{A} \cdot 100$  die zur Verarbeitung des überzerkleinerten geleistete Mahlarbeit in vH angibt.

Die Mahl­güte stellt demnach eine Beziehung zwischen dem gewünschten und dem von der Mühle tatsächlich gelieferten Fertiggut auf. Sie ermöglicht die Beurteilung der Güte einer Vermahlung sowohl vom aufbereitungstechnischen Standpunkt, als auch unter Berücksichtigung der Wirtschaftlichkeit des Zerkleinerungsprozesses.

Zweifellos enthält dieses und alle anderen Berechnungsverfahren, die vom Rittingerschen Gesetz ausgehen, einen unvermeidlichen Fehler, der dadurch entsteht, daß eine bestimmte Korngestalt, Kugel oder Würfel angenommen wird. Es muß deshalb darauf hingewiesen werden, daß die Berechnung nur Näherungswerte ergibt. Dagegen besitzt das Verfahren den großen Vorteil, in der Praxis sehr leicht durchführbar zu sein, da die notwendigen Meßunterlagen: die Nutzarbeit in kWh, der Durchsatz in t/h, die Siebanalysen vor und nach der Vermahlung und die Aufschluß- und Schwimmfähigkeitsgrenze ohne besondere Schwierigkeiten festgestellt werden können.

Was die Messung der ganz feinen Schlämme unter Sieb DIN Nr. 100 anbetrifft, eine in den früher erwähnten Methoden zur Berechnung des Mahleffektes noch ungelöste Frage, so wird später ein Verfahren vorgeschlagen werden, welches sowohl den Korndurchmesser als auch den prozentualen Anteil der feinen Schlämme für mineralogisch un­h­o­m­o­g­e­n­e­s Material zu bestimmen gestattet.

Ferner sei hier festgestellt, daß alle bisher angegebenen Berechnungsverfahren nur einen Vergleich zwischen zwei Mühlen ermöglichen, welche dasselbe Material verarbeiten, da bei der Bestimmung der physikalischen Mahlarbeit lediglich zwei Größen, die Mahlarbeit und die Mahlfeinheit, berücksichtigt werden. Bei Verarbeitung von verschiedenartigem Material tritt noch eine dritte Größe, die Mahlbarkheit, hinzu, von der weiter unten die Rede ist.

## 5. Bestimmung der Mahlbarkeit.

Die Mahlbarkeit, oder negativ aufgefaßt, der Widerstand, den ein Mahlgut der Vermahlung entgegensetzt, wird in dem Rittingerschen Gesetz nur als Verhältniszahl berücksichtigt. Sie stellt eine Qualitätsgröße des zu vermahlenden Gutes dar und ist von seiner physikalischen Beschaffenheit, von der Art der Zerkleinerungsmaschine, d. h. der Einwirkung der verschiedenen Mahlorgane auf das Gut, und schließlich von der jeweiligen Mahlfeinheit des Gutes selbst abhängig. Als Funktion dieser drei vollkommen voneinander unabhängigen Größen kann die Mahlbarkeit nicht ohne weiteres in eine mathematische Beziehung zur physikalischen Mahlarbeit und zur Mahlfeinheit gebracht werden.

Mittag<sup>12)</sup> führt den neuen Begriff des „spezifischen Mahlwiderstandes“ ein, den er als Wertmaß für den Widerstand des Mahlgutes bei verschiedenen Feinheitsgraden der Zerkleinerung benutzt. Formelmäßig wird der spez. Mahlwiderstand als Differentialquotient  $s = \frac{dA}{dD}$  einer Funktion  $A = f(D)$  ausgedrückt, wobei  $A$  den jeweiligen gesamten Kraftaufwand von Beginn der Vermahlung und  $D$  den Durchgang durch ein beliebiges Sieb bezeichnen. Aus der Kurve  $A = f(D)$  leitet Mittag dann die Mittelwerte  $s_m$  des spez. Mahlwiderstandes ab und berechnet den gesamten Arbeitsaufwand für die Mahlgutmenge  $Q$  in  $t/h$  nach

$$A = Q \cdot s_m \cdot D;$$

Werden durch entsprechende Versuche die Werte von  $s_m$  unter Bezug auf ein bestimmtes Sieb  $S$  ermittelt, so läßt sich nach obiger Formel der Arbeitsaufwand für jede beliebige Gutmenge und für jeden gewünschten Feinheitsgrad leicht berechnen.

Der leitende Gedanke Mittags, den Mahlwiderstand als neues Wertmaß zur Bemessung der Leistungsfähigkeit von Zerkleinerungsmaschinen zu verwenden, ist zweifellos von großer Bedeutung, jedoch erscheint die mathematische Formulierung des spez. Mahlwiderstandes, wie es auch Rammeler<sup>13)</sup> hervorhebt, nicht einwandfrei. In der Funktionsformel zwischen Mahlarbeit und Mahlfeinheit wird nämlich der gesamte Arbeitsaufwand als Kennzeichen für die physikalische Mahlarbeit und der Durchgang durch ein bestimmtes Sieb als Kennzeichen

---

<sup>12)</sup> Mittag, Der spezifische Mahlwiderstand (VDI-Verlag 1925).

<sup>13)</sup> Rammeler, Siebente Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses, Berlin 1927, S. 54.

der erzeugten Mahlfeinheit gegeben. Die Gesamtarbeit enthält jedoch, wie schon erwähnt, neben der eigentlichen Nutzarbeit auch noch die Leerlaufarbeit, die als maschinelle Konstante an der reinen Mahlarbeit nicht beteiligt ist. Der Durchgang durch ein bestimmtes Sieb ist auch kein eindeutiger Maßstab für die Feinheit, weil ja die Korngrößenzusammensetzung des durchgegangenen Gutes ganz verschieden ausfallen kann.

Die physikalische Mahlarbeit muß vielmehr durch die Nutzarbeit, die ersterer am nächsten kommt, ausgedrückt werden die erzeugte Feinheit dagegen läßt sich am besten durch die Anzahl der von der Mühle geleisteten Verminderungseinheiten (je t gemahltes Gut) angeben.

Der Mahlwiderstand erscheint dann als Differentialquotient  $s = \frac{dZ}{dA}$  (Nutzarbeit Z zu Anzahl A der Verminderungseinheiten je t gemahltes Gut). Leitet man dann nach entsprechenden Versuchen den mittleren Wert  $s_m$  für die verschiedenen Mahlfeinheiten ab, so ergibt sich die gesuchte Beziehung zwischen dem Mahlwiderstand und der erzeugten Mahlfeinheit eines Gutes von bestimmten physikalischen Eigenschaften.

Damit ist aber die Frage nicht gelöst, denn der Mahlwiderstand ist auch eine Funktion der maschinellen Durchbildung der Mühle und deren Erhaltungszustand. Man würde also für zwei verschiedene Mühlen oder sogar für dieselbe Mühle unter verschiedenen Arbeitsbedingungen immer verschiedene Werte für  $s_m$  erhalten, so daß ein genauer Vergleich unmöglich gemacht wird. Bei der Bestimmung des Mahleffektes muß aus diesem Grunde der Begriff des Mahlwiderstandes ausgeschaltet bleiben.

In der früher angegebenen Formel

$$\text{Mahleffekt } E_z = \frac{\text{gesamte rel. phys. Mahlarbeit}}{\text{Nutzarbeit}}$$

wurde die relative physikalische Mahlarbeit nur unter Bezug auf die Mahlfeinheit ohne Berücksichtigung des Mahlwiderstandes eingerechnet. Dieses Verfahren läßt den Zusammenhang zwischen der physikalischen Mahlarbeit und der für die Vermahlung tatsächlich angewendeten Arbeit eindeutig erkennen und wäre m. E. die beste Methode zum Vergleich der Leistungsfähigkeit mehrerer Mühlen.

## B. Richtlinien zur Durchführung der Mahlversuche.

### 1. Die Feinzerkleinerungsmühlen.

Die große Bedeutung, welche die Flotation in letzter Zeit für die Erzaufbereitung gewonnen hat, rief auch eine entsprechende Entwicklung der Feinzerkleinerungstechnik hervor. Die Feinzerkleinerung muß der Schwimmaufbereitung so weit vorarbeiten, daß bei gleichzeitigem Aufschluß des Erzes die zur Flotation notwendigen Oberflächen geschaffen werden. Dabei soll eine Überzerkleinerung des Gutes möglichst vermieden werden, da sie das Endergebnis nicht fördert und nur eine Erhöhung des Kraftverbrauches bei Verminderung der Durchsatzmenge je Zeiteinheit verursacht.

Die Feinzerkleinerung der Erze wird hauptsächlich mit zylindrischen und konischen Mühlen durchgeführt, weil diese die Voraussetzungen der Schwimmaufbereitung am besten erfüllen. Als Mahlkörper verwendet man für die konischen Mühlen meistens nur Stahlkugeln, für die zylindrischen dagegen Kugeln und Stahlstäbe von kreisförmigem oder mehrkantigem Querschnitt. Die Streitfrage, ob die Kugeln oder die Stäbe günstiger arbeiten, steht noch offen.

In der neuzeitlichen Feinzerkleinerungstechnik ist man bestrebt, die Länge der Mühle zu verkürzen und gleichzeitig den Durchmesser zu erweitern. Dadurch soll bei Verminderung der Überkornmenge der Durchsatz der Mühle je Kraft- und Zeiteinheit erhöht werden.

Die Mahlversuche wurden mit den drei Mühlenarten

1. zylindrische Kugelmühle
2. zylindrische Stabmühle
3. konische Kugelmühle durchgeführt.

Die kleine zylindrische Versuchsmühle, die als Kugel- oder Stabmühle verwendet wurde, besteht aus einem Stahlzylinder von 440 mm Länge, 265 mm äußerem Durchmesser und 5 mm Wandstärke. Das Mühlengehäuse ist beiderseits mit Deckeln versehen, von denen der eine am Zylindermantel angeschweißt, der andere zur Einführung der Mahlkörper abnehmbar ist. Beide Deckel besitzen ferner zentrische Öffnungen als Einlauf bzw. Auslauf für das Haufwerk. Der zylindrische Mantel sowie die Deckel sind innen glatt.

Bei der konischen Mühle sind die Stirnwände des Hohlzylinders konisch ausgebildet, und zwar verläuft der Konus der Aufgabeseite steil, derjenige der Austragseite flach. Die Deckel sind an beiden Seiten abnehmbar und enthalten, wie auch bei der zylindrischen Mühle, die zentrischen Ein- und Auslaufsöffnungen. Zur Füllung der Mühle mit Kugeln wird der Deckel an der Aufgabeseite abgenommen. Die Mühle ist 395 mm lang und der innere Durchmesser des zylindrischen Teiles beträgt 300 mm. Das Innere der Mühle ist glatt.

## 2. Die Mahlkörper.

Für die zylindrische Mühle wurden jeweils Kugeln oder Stäbe, für die konische Mühle nur Kugeln als Mahlkörper verwendet. Die Kugelfüllung bestand aus Stahlkugeln von 30, 40 und 60 mm Durchmesser; die aus hartem Stahl hergestellten Stäbe von kreisförmigem Querschnitt besaßen eine Länge von 330 mm und einen Durchmesser von 25 mm. In die zylindrische Mühle wurden rund 26 kg, in die konische Mühle 20 kg Kugeln eingefüllt. Diese Füllung nahm einschließlich der Zwischenräume etwa 30 vH des betreffenden Mühleninhaltes ein.

Der prozentuale Gewichtsanteil der einzelnen Kugelgrößen wurde für beide Mühlenarten in folgendem Verhältnis gleichgehalten:

Kugel $\varnothing$ mm	Gewichtsanteil vH
30	rund 54
40	„ 27
60	„ 19
	<hr/> 100

Bei den Versuchen an der zylindrischen Mühle mit Stabfüllung wurden ebenfalls 26 kg Stäbe eingefüllt, um auf diese Weise Vergleichswerte zwischen Kugeln und Stäben zu erhalten.

3. Die Umdrehungsgeschwindigkeit einer Mühle ist eine Funktion ihres Durchmessers. Die bei der Umdrehung der Mühle auftretende Zentrifugalkraft hebt die Mahlkörper empor, so daß sie dann durch den beim Niederfallen ausgeübten Schlag die Zerkleinerung der Erzkörner bewirken. Mit zunehmender Umdrehungszahl wächst auch die Zentrifugalkraft: bei einer bestimmten Umdrehungsgeschwindigkeit übertrifft die Zentrifugalkraft die Schwerkraft, die Mahlkörper werden an die innere Trommelwand gepreßt und können nicht mehr niederfallen.

Die Umdrehungszahl der Mühle muß immer unter diesem Grenzwert bleiben, der von Truskott<sup>14)</sup> mit  $n = 42,3: \sqrt{d_m}$  angegeben wird. In der Praxis nimmt man gewöhnlich 60—80 vH dieses Wertes. G. Martin<sup>15)</sup> fand, daß die günstigste Umdrehungszahl der Mühle bei  $n = 315: \sqrt{d_{cm}}$  U/min liegt. Dieser Formel annähernd, wurde während der Versuche die Umdrehungszahl auf

$n = 60$  U/min für die zylindrische Mühle und

$n = 49$  U/min für die konische Mühle festgesetzt.

<sup>14)</sup> Truskott, A text-book of ore-dressing 1923, S. 106.

<sup>15)</sup> Madel, Die Entwicklung der Aufbereitungstechnik im Jahre 1928. Metall und Erz 1929 S. 428.

#### 4. Die Absiebungsvorrichtung.

Bei der Ausführung der Siebanalysen fand die von dem Deutschen Siebnormenausschuß bestimmte Siebnormung (DIN 1171) Anwendung. Da die Normung erst bei 4 Maschen je linear-cm einsetzt, wurden für die größeren Kornklassen folgende als Gwk 2—8 bezeichnete Siebgrößen verwendet.

Gewebe	Maschenzahl je 1 cm <sup>2</sup>	Lichte Maschenweite mm	Draht- durchmesser mm
Gwk Nr. 2	0,6	10,2	2,7
" " 3	1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	6,5	2,0
" " 4	2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	4,75	1,6
" " 5	4	3,65	1,5
" " 6	5 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	2,75	1,5
" " 8	10	2,06	1,11

Die Absiebung des Gutes über Sieb Nr. 4 geschah von Hand, diejenige des Gutes unter Sieb Nr. 4 erfolgte in einem mechanisch angetriebenen Siebsatz, bestehend aus Einzelsieben und einem Untersatz (Pfanne) mit festem Boden zur Aufnahme des Fertiggutes unter Sieb Nr. 100. Der Siebsatz wurde mit je 7 Einzelsieben aus folgenden Siebgrößen zusammengestellt: Sieb Nr. 5, 6, 8, 16, 24, 30, 40, 50, 60, 70, 80, 100.

#### 5. Das Rohgut.

Die physikalischen Eigenschaften des Rohgutes beeinflussen den Mahleffekt der Mühle in weitem Umfange, da bei der Vermahlung weiches bzw. sprödes Material sich anders als hartes bzw. zähes Material verhält. Dies trifft insbesondere auf die Gangart zu, deren einzelnen Mineralien eine noch stärker abweichende Zusammensetzung als die nutzbaren Mineralien selbst aufweisen. Bei der Durchführung von Mahlversuchen, insbesondere mit unhomogenem Material, muß aus diesem Grunde das Aufgabegut so gut durchgemischt werden, daß seine mineralogische Zusammensetzung möglichst konstant bleibt.

Zu den Versuchen wurde ein Siegerländer Blei-Zinkerz herangezogen. Die mikroskopische Untersuchung des Erzes ergab folgende mineralogische Zusammensetzung:

Nutzbare Mineralien: Bleiglanz 8—10 vH  
Zinkblende 7—8 vH

Gangart: Quarz und  
Grauwacke 70—75 vH  
Tonschiefer 8—10 vH

Für die einzelnen Mineralkomponenten konnten folgende Formen festgestellt werden:

Bleiglanz: meistens rechteckig, manchmal würfelig.

Zinkblende: langsplitterig, manchmal kantig.

Quarz: meist muschelbrüchig, selten kristallin.

Grauwacke: unregelmäßig.

Tonschiefer: plattig, schuppig.

Da das Rohgut zu grob war, um in den kleinen Versuchsmühlen verarbeitet zu werden, wurde es in einer Walzenmühle noch unter die Korngröße 3,65 mm (Sieb Gwk Nr. 5) vorzerkleinert. In dieser Zusammensetzung ergaben sich nach 2 Siebanalysen folgende Mittelwerte:

Siebbezeichnung		lichte Maschenweite mm	Siebfractionen
Gwk	Nr. 5	3,65	—
	„ 6	2,75	32,76
DIN	„ 4	1,5	25,44
	„ 5	1,2	2,10
	„ 6	1,02	3,22
	„ 8	0,75	3,75
	„ 16	0,385	10,36
	„ 24	0,250	5,15
	„ 30	0,200	1,83
	„ 40	0,150	2,05
	„ 50	0,120	1,43
	„ 60	0,102	0,87
	„ 70	0,088	0,47
	„ 80	0,075	0,99
	„ 100	0,060	0,48
<	„ 100 Pfanne	—	9,10
			100,00

6. Die Verdickung der Mahltrübe, d. h. das gewichtliche oder das volumetrische Verhältnis Feststoff zu Wasser wird in der Praxis verschieden gewählt. Die Angabe in Gewichtsprozenten Feststoff und Wasser ist aber allgemein eingeführt.

Der Einfluß der Verdickung der Mahltrübe auf den Mahleffekt der Feinzerkleinerungsmühlen sollte Gegenstand besonderer Untersuchungen werden. Die Mahltrübe wurde zu diesem Zwecke nacheinander mit 250, 500 und 1000 g Feststoff je Liter Mahltrübe eingedickt. Unter Zugrundelegung des pyknometrisch festgestellten spez. Ge-

wichtiges des Aufgabegutes von 2,75 ergab sich dann folgendes prozentuales Gewichtsverhältnis von Feststoff zu Wasser:

Mahltrübe g/l	Feststoff in vH	Wasser in vH
250	21,6	78,4
500	38,0	62,0
1000	61,1	38,9

Versuche mit höheren Verdickungen der Mahltrübe, z. B. 1500 g/l, konnten nicht angestellt werden, da durch die Rückgabe des Überkornes die Mahltrübe bei dem angegebenen spez. Gewicht des Erzes von 2,75 nur etwa 20 vH Wasser enthielt, so daß sie nicht mehr flüssig genug war, um durch die Mühle hindurchzufließen.

7. Die Menge des Aufgabegutes je Zeiteinheit ist eine Funktion sowohl der Mühlengröße als auch der oben angeführten Faktoren: Fassungsvermögen der Mühle, Korngrößenzusammensetzung des Aufgabegutes und des Fertiggutes, Verdickung der Mahltrübe usw. Die Versuche ergaben und die Praxis bestätigt, daß mit Zunahme der Aufgabemenge die Menge des Fertiggutes je kWh erhöht wird, wobei allerdings auch die gelieferte Überkornmenge steigt. Bei genügender Leistungsfähigkeit des Klassierers arbeitet man mit höchstens 1500 bis 2000 vH Umlaufgut bezogen auf das frisch aufgegebene Gut<sup>16)</sup>.

Zwischen der aufgegebenen Rohgutmenge A, der Überkornmenge U und dem Fertiggut F besteht bei geregelterm Kreislauf der Mühle mit dem Klassierer die Beziehung

$$A + U = F + U, \text{ d. h. } A = F \text{ t/kWh:}$$

die von der Mühle je kWh gelieferte Überkornmenge bleibt konstant.

Die Aufgabe betrug während der Versuche jeweils 3000, 6000 und 12000 g/h für die zylindrische und 2250, 4500 und 9000 g/h für die konische Mühle, den einzelnen Verdickungen von 250, 500 und 1000 g Feststoff je Liter frisch aufgebener Mahltrübe entsprechend. Das Volumen der Trübe je Stunde wurde dabei mit 12 l für die zylindrische und 9 l für die konische Mühle (d. h. rd. 62 vH des Mühleninhaltes) bei allen Verdickungen konstant gehalten.

Eine Erhöhung der Aufgabemenge über diese Grenze hinaus hätte bei der Verdickung von 1000 g/l eine Verstopfung des Einlauftrichters zur Folge gehabt, insbesondere bei Rückgabe des Überkornes, dessen Menge ja mit steigender Mahltrübenmenge ebenfalls zunimmt.

<sup>16)</sup> The General Engineering Co. Metallurgical Bulletin 1929 S. 75.

8. Die Korngrößenzusammensetzung des Fertiggutes ist in dem Bericht über die einzelnen Mahlversuche angegeben. Die noch zu besprechenden Schwimmversuche ließen erkennen, daß die günstigsten Flotationsergebnisse bei einer Zerkleinerung unter Sieb Nr. 30 eintraten; der Rückstand auf dieser Siebgröße wurde daher als Überkorn der Aufgabe zurückgegeben.

### C. Die praktische Durchführung der Versuche.

#### 1. Allgemeine Anordnung.

Für die drei verschiedenen Mühlen

1. zylindrische Mühle mit Kugelfüllung
2. zylindrische Mühle mit Stabfüllung
3. konische Kugelmühle

wurde je eine gesonderte Versuchsreihe durchgeführt.

In jeder Versuchsreihe blieb unverändert:

1. das aufgegebene Gut,
2. die S. 20 angegebene Korngrößenzusammensetzung des Aufgabegutes,
3. die Klassierung des Fertiggutes als Durchgang durch Sieb DIN Nr. 30,
4. die Abmessungen und das Gewicht der Mahlkörper, wie bei deren Beschreibung angegeben,
5. die Umdrehungszahl mit 60 U/min für die zylindrische und 49 U/min für die konische Mühle.

Geändert wurde die Verdickung der Mahltrübe auf 250, 500 und 1000 g Fettstoff je Liter Mahltrübe.

Zahlentafel 1.

Frisch aufgegebene Mahltrübe je Stunde.

Art der Mühle	Zusammensetzung der Mahltrübe	Mahltrübe					
		250 g/l		500 g/l		1000 g/l	
		g	vH	g	vH	g	vH
Zyl. Kugel- und Stabmühle	Feststoff	3 000	21,6	6 000	38,0	12 000	61,1
	Wasser	10 894	73,4	9 800	62,0	7 640	38,9
	Gesamt	13 894	100,0	15 800	100,0	19 640	100,0
Konische Kugelmühle	Feststoff	2 250	21,6	4 500	38,0	9 000	61,1
	Wasser	8 160	78,4	7 330	62,0	5 700	38,9
	Gesamt	10 410	100,0	11 830	100,0	14 700	100,0

Zahlentafel 2.

Durchgesetztes Gut in g/h unter Sieb Nr. 30.

	Zyl. Kugelmühle			Zyl. Stabmühle			Kon. Kugelmühle		
	Mahltrübe			Mahltrübe			Mahltrübe		
	250 g/l g/h	500 g/l g/h	1000 g/l g/h	250 g/l g/h	500 g/l g/h	1000 g/l g/h	250 g/l g/h	500 g/l g/h	1000 g/l g/h
Probe 1	2980	6320	12 110	3060	5992	12 050	2024	4214	8900
Probe 2	2900	6064	11 730	3026	6162	12 180	2284	4490	9028
Mittelwert	2940	6192	11 920	3043	6077	12 115	2154	4352	8964

Um Vergleichswerte sowohl für die verschiedenen Verdickungen als auch für die verschiedenen Mühlen erlangen zu können, wurde, wie erwähnt, das Volumen der frisch aufgegebenen Mahltrübe je Zeiteinheit für alle Verdickungen (mit 12 l für die zyl. und 9 l für die kon. Mühle, d. h. rd. 62 vH des Mühleninhaltes) konstant gehalten und dabei nur das Verhältnis Feststoff zu Wasser geändert.

Nach Festlegung der Rohgut- und Wassermenge je Zeiteinheit wurde der eigentliche Mahlversuch mit dem Einlaufen der Mühle eröffnet. Unter ständiger Rückgabe des Überkornes regelte sich der Kreislauf allmählich ein, bis schließlich eine konstante Überkornmenge abfiel. Darauf wurden für jede Verdickung der Mahltrübe je 2 Versuche von 30 min Zeitdauer durchgeführt.

2. In der Zahlentafel 1 ist die Zusammensetzung der in der Stunde frisch aufgegebenen Mahltrübe ersichtlich.

3. Von dem Fertiggut unter Sieb Nr. 30 wurden je zwei Proben trocken gewogen. Die Ergebnisse in g/h sind in der Zahlentafel 2 zusammengestellt. Das Material wurde durch dauernde Handabsiebung klassiert, wobei das Überkorn in Zeitabständen von 5 min der Aufgabe zurückgegeben wurde. Die Kontrollmessungen der frisch aufgegebenen Rohgut- und Wassermengen folgten in Zeitabständen von 10 min.

4. Der Rückstand auf Sieb Nr. 30 (konstante Überkornmenge) wurde für jeden Versuch durch zwei Proben während einer Zeitdauer von je 5 min bestimmt. Die gefundenen Werte, bezogen in vH der je Stunde frisch aufgegebenen Rohgutmenge, sind in Zahlentafel 3 eingetragen und deren Mittelwerte in Abb. 1 graphisch dargestellt.

Die graphische Darstellung läßt erkennen, daß bei konstanten Volumenmengen der je Zeiteinheit aufgegebenen Mahltrübe die Überkornmenge mit zunehmender Verdickung ansteigt. Diese Tatsache ist

Zahlentafel 3.

Rückstand auf Sieb Nr.30, bezogen in vH der je Stunde frisch aufgegebenen Rohgutmenge.

	Zyl. Kugelmühle			Zyl. Stabmühle			Kon. Kugelmühle		
	Mahltrübe			Mahltrübe			Mahltrübe		
	250 g/l	500 g/l	1000 g/l	250 g/l	500 g/l	1000 g/l	250 g/l	500 g/l	1000 g/l
	vH	vH	vH	vH	vH	vH	vH	vH	vH
Probe 1	8,75	17,95	49,82	13,81	29,80	64,68	13,06	24,33	57,08
Probe 2	9,81	20,99	50,14	15,61	27,92	61,48	11,74	25,15	54,78
Mittelwert	9,28	19,47	49,98	14,71	28,86	63,08	12,40	24,74	55,93

Zahlentafel 4.

Umlauftrübe je Stunde.

Art der Mühle	Zusammensetzung der Mahltrübe	Mahltrübe					
		250 g/l		500 g/l		1000 g/l	
		g	vH	g	vH	g	vH
Zylindr. Kugelmühle	Feststoff	3 213	22,6	7 396	42,3	17 890	67,0
	Wasser	10 948	77,4	10 041	57,7	8 834	33,0
	Gesamt	14 161	100,0	17 437	100,0	26 724	100,0
Zylindr. Stabmühle	Feststoff	3 491	24,1	7 832	43,5	19 765	68,4
	Wasser	10 984	75,9	10 151	56,5	9 170	31,6
	Gesamt	14 475	100,0	17 983	100,0	28 935	100,0
Konische Kugelmühle	Feststoff	2 421	22,8	5 406	41,7	13 974	67,6
	Wasser	8 244	77,2	7 541	58,3	6 702	32,4
	Gesamt	10 665	100,0	12 947	100,0	20 676	100,0

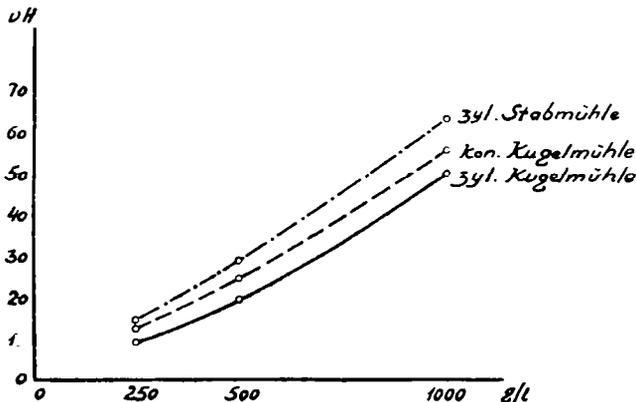


Abb. 1. Rückstand auf Sieb Nr. 30.

darauf zurückzuführen, daß in dickeren Trüben mehr Feststoff je Volumeneinheit vorhanden ist, somit größerer Durchsatz, so daß bei gleichbleibender Schlägezähl je Zeiteinheit jedes Körnchen weniger Schläge erhält und also weniger zerkleinert wird. Außerdem besitzen dickere Trüben eine kleinere Fließbarkeit, jedoch eine größere Transportfähigkeit, dementsprechend gelangen auch mehr gröbere Körner in den Austrag. Ferner ist aus dem Diagramm zu ersehen, daß die Stabmühle unter denselben Arbeitsbedingungen mehr Überkorn als die Kugelmühle liefert, die Stäbe mit anderen Worten eine schlechtere Mahlwirkung ausüben. Schließlich muß noch darauf hingewiesen werden, daß in der konischen (Kugel-) Mühle prozentual mehr Überkorn als in der zylindrischen (Kugel-) Mühle entsteht, was durch die Mühlenbauart zu erklären ist. Der Feuchtigkeitsgehalt des Überkornes wurde zu rd. 20 vH festgestellt.

5. Im Kreislauf des Versuches gelangt das Überkorn mit der Frischaufgabe als Umlauftrübe in die Mühle zurück. Für die Umlauftrübe wurde folgende Zusammensetzung festgestellt (Zahlentafel 4):

Zahlentafel 5.  
Kornfraktionen auf den einzelnen Sieben.

Siebgröße	Kornfraktionen in vH								
	Zyl. Kugelmühle			Zyl. Stabmühle			Kon. Kugelmühle		
	Mahltrübe			Mahltrübe			Mahltrübe		
	250 g/l	500 g/l	1000 g/l	250 g/l	500 g/l	1000 g/l	250 g/l	500 g/l	1000 g/l
DIN Nr. 40	3,56	7,40	15,99	2,25	4,60	9,90	3,38	7,52	14,16
" " 50	8,89	10,55	12,49	1,65	8,20	10,85	9,16	11,54	16,02
" " 60	6,96	9,16	9,09	10,70	7,08	12,37	10,31	7,96	7,84
" " 70	5,93	10,57	7,01	22,08	18,07	11,08	7,05	10,25	10,68
" " 80	6,29	5,14	8,15	13,68	15,65	11,90	5,80	8,23	7,15
" " 100	15,10	11,95	9,74	9,76	8,84	9,65	14,07	10,28	8,05
40 µ	14,87	14,38	15,55	10,75	12,49	12,89	13,74	16,30	16,94
20 µ	15,15	14,40	10,95	5,97	7,59	9,22	13,44	10,85	10,14
Pfanne	23,25	16,45	11,03	23,16	17,48	12,14	23,05	17,07	9,02
Gesamt	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### 6. Die Siebanalyse.

Das Fertiggut unter Sieb Nr. 30 wurde nunmehr nach Kornfraktionen analysiert. Im allgemeinen genügten für jeden Versuch zwei Siebanalysen, um zuverlässige Vergleichswerte zu erhalten. Eine dritte wurde nur ausgeführt, wenn für die ersten beiden Analysen Abweichungen über 3 vH eintraten. In der Zahlentafel 5 sind die gefundenen Mittelwerte zusammengestellt.

Die Korngrößenbestimmung der feinen Schlämme unter Sieb DIN Nr. 100 ( $< 60 \mu$ ) wird entweder durch Schlämmanalyse oder mikroskopisch durchgeführt. Die Schlämmanalyse ist nur für Material von einheitlichem spez. Gewicht geeignet. Sie konnte in dem vorliegenden Falle, bei den großen Unterschieden zwischen den spez. Gewichten der Mineralkomponenten (PbS: 7,6, Gangart: etwa 2,4) keine Anwendung finden. Der Durchmesser der unter Sieb Nr. 100 großen Körnchen mußte darum mikroskopisch bestimmt werden. Die angewandte Zählkammer-Methode ähnelt dem in der Medizin zur Bestimmung der Blutkörper benutzten Verfahren. Der Gang der Messung war folgender:

Von dem zu untersuchenden Material wurde eine Suspension von 0,05 g Feststoff auf 10 cm<sup>3</sup> destilliertes Wasser hergestellt und ein geringer Teil in eine gläserne Zählkammer von bekanntem Inhalt eingefüllt. Ein Deckglas verhinderte das Ausdunsten des Wassers, während die einzelnen Mineralkörnchen zwischen 40 und 60  $\mu$  und zwischen 20 und 40  $\mu$  bei etwa 300 facher Vergrößerung abgezählt wurden. Als Durchmesser für jedes Körnchen galt das arithmetische Mittel zwischen den zwei Grenzwerten. Hieraus konnte unter allgemeiner Zugrundelegung der Würfelform das Volumen der einzelnen Körnchen berechnet werden. Durch Multiplikation mit dem spez. Gewicht des entsprechenden Minerals ergab sich dann das Gewicht der einzelnen Körner und als Summe davon das gesamte Gewicht der Kornklassen 40 bis 60  $\mu$  und 20 bis 40  $\mu$ .

Das Gewicht des ganz feinen Materials unter 20  $\mu$  ließ sich durch Subtraktion dieser beiden Gesamtgewichte von dem Gewicht des in der Suspension befindlichen Feststoffes ermitteln. Um den prozentualen Anteil jeder Kornklasse zu erhalten, mußten die so gewonnenen Gewichte der einzelnen Kornklassen nur noch auf das Gesamtgewicht des Feststoffes in der Suspension bezogen werden. Nach Multiplikation mit dem prozentualen Durchgang durch Sieb Nr. 100 ergab sich schließlich der prozentuale Anteil in der gesamten Siebanalyse.

Jede Messung wurde zweimal durchgeführt und daraus der Mittelwert gebildet. Die errechneten Werte sind an den entsprechenden Stellen der Zahlentafel 5 ersichtlich.

Bei der Durchführung der Korngrößenbestimmung nach dieser Methode ist noch folgendes zu beachten:

In der Zählkammer sollen die durch Unregelmäßigkeiten des Siebgebewebes durchgegangenen Körnchen mit einem Durchmesser  $> 60 \mu$  noch etwas Spielraum besitzen. Die Höhe der Zählkammer muß aus diesem Grunde das 1,3- bis 1,7 fache der lichten Siebweite von 60  $\mu$  betragen. Den Durchmesser der Zählkammer wählt man zweckmäßig zum 100 fachen der lichten Siebweite, um eine genügend große Anzahl

Körner in der Zählkammer unterbringen zu können. Für die vorliegende Messung wurde dementsprechend eine Zählkammer von etwa  $100 \mu$  Höhe und etwa  $5000 \mu$  Durchmesser verwendet.

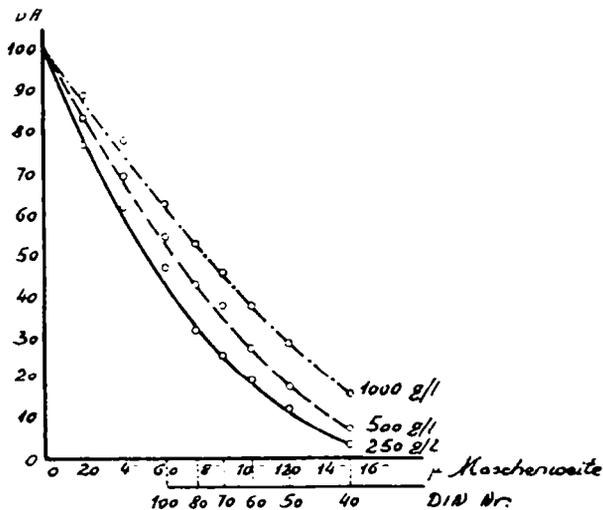


Abb. 2.  
Gesamtrückstände in der zyl. Kugelmühle.

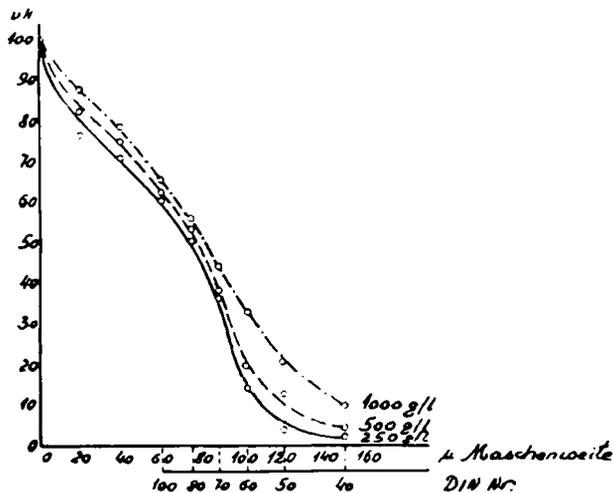


Abb. 3.  
Gesamtrückstände in der zyl. Stabmühle.

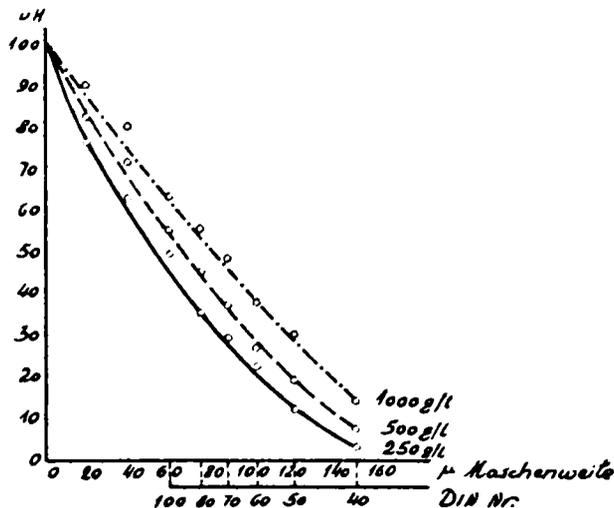


Abb. 4.  
Gesamtrückstände in der konischen Kugelmühle.

Ferner ist die Konzentration der Suspension mäßig zu halten, da eine zu starke Konzentration infolge der Anhäufung der Körnchen die Messung erschwert. Destilliertes Wasser war als Dispersionsmittel sehr geeignet. Um gute Durchschnittswerte zu erhalten, muß man die Probe unmittelbar nach Fertigstellung der Suspension entnehmen.

Bei Einhaltung der angegebenen Maßregeln liefert dieses Verfahren ziemlich genaue Ergebnisse. Es dürfte seiner Einfachheit halber nun auch in der Erzaufbereitung größere Anwendung finden.

7. Aus den in der Zahlentafel 5 angegebenen Kornfraktionen lassen sich die Gesamtrückstände ermitteln, wenn man für jedes Sieb die einzelnen Kornfraktionen summiert. Unter Verwendung der Mittelwerte der Siebanalysen wurden die Gesamtrückstände errechnet. Diese sind eine Funktion der Maschenweite, wie in Abb. 2, 3 und 4 dargestellt. Die Abszissen der Diagramme werden durch die Maschenweiten, die Ordinaten durch die prozentualen Gesamtrückstände gebildet.

Der Verlauf der „Mahlkurven“ läßt erkennen, daß bei stärkerer Verdickung der Gesamtrückstand auf jeder Siebgröße höher ausfällt. Dementsprechend wird der prozentuale Gesamtdurchgang (100 vH — Gesamtrückstand) für die stärkere Verdickung kleiner

sein. Es ergibt sich daraus die Tatsache, daß der Durchgang durch **Sieb Nr. 100**, d. h. der **Kornanteil** unter dieser Siebgröße, bei der stärksten Verdickung am geringsten bleibt. Dies ist insbesondere beachtenswert, da gerade die Menge der feinen Schlämme unter Sieb Nr. 100 sowohl die Mahlgüte als auch die Ergebnisse der Schwimmaufbereitung ungünstig beeinflußt.

Bei Gegenüberstellung der Schaubilder ist für die zylindrische und konische Kugelmühle ungefähr der gleiche Kurvenverlauf festzustellen. Die Mahlkurve der zylindrischen Stabmühle läßt jedoch erkennen, daß hier geringerer Kornanteil unter Sieb Nr. 100 erzeugt wird. Außerdem sind gröbere Körnchen (Rückstände auf Sieb Nr. 40 und 50), insbesondere bei den Verdickungen von 250 und 500 g/l nur in kleinen Mengen vorhanden.

Diese Abweichung ist auf die verschiedenartige Mahlwirkung zurückzuführen. Die Kugeln mahlen nur in einem **K o n t a k t p u n k t**, die Stäbe dagegen längs einer **K o n t a k t l i n i e**. Dabei wird der Schlag nur auf die gröberen Körner ausgeübt, während die feineren Körnchen durch die Zwischenräume ausweichen können.

Obgleich nun in der Praxis die Stäbe elastisch sind und in der Mühle auch nicht vollkommen parallel zu liegen kommen, wird die größte Mahlwirkung immer auf die gröberen Körnchen ausgeübt.

Schließlich muß noch darauf hingewiesen werden, daß die einzelnen Rückstandswerte, insbesondere für die feinsten Korngrößen unter Sieb Nr. 100, von dem stetigen Verlauf der Mahlkurven zum Teil abweichen. Dies ist erklärlich, wenn daran erinnert wird, daß das Zählkammer-Verfahren die Würfelform voraussetzt, was ja der Wirklichkeit nur annähernd entspricht.

#### **D. Berechnung des Mahleffektes und der Mahlgüte.**

Bei Aufstellung der Grundbegriffe der Zerkleinerung ist der **M a h l e f f e k t** als Verhältnis der relativen physikalischen Mahlarbeit zur tatsächlich aufgewendeten Nutzarbeit gemäß

$$E_z = \frac{\text{relative physikalische Mahlarbeit}}{\text{Nutzarbeit}}$$

festgestellt worden.

Der Kraftbedarf der Mühle wurde mittels eines Präzisionswattmessers der Bauart Hartmann & Braun, Frankfurt a. M., gemessen.

Folgende Werte wurden dabei festgestellt:

a) Leerlaufarbeit

1. zylindrische Kugelmühle	405	W
2. zylindrische Stabmühle .	405	W
3. konische Kugelmühle .	360	W

b) Netto- oder Nutzarbeit

1. zylindrische Kugelmühle	250 g/l	15	W
	500 g/l	17,5	W
	1000 g/l	22,5	W
2. zylindrische Stabmühle	250 g/l	15	W
	500 g/l	17,5	W
	1000 g/l	25	W
3. konische Kugelmühle	250 g/l	11	W
	500 g/l	12,5	W
	1000 g/l	17,5	W

Als besonderes Merkmal muß hier hervorgehoben werden, daß bei der Verdickung von 1000 g/l die Stabmühle eine größere Nutzarbeit als die zylindrische Kugelmühle für dieselbe Verdickung erfordert. Die Mehrarbeit wurde für eine größere Menge an Überkorn aufgewendet.

Die Berechnung der relativen physikalischen Mahlarbeit geht von den mittleren Korndurchmessern des Aufgabegutes und der verschiedenen Fertigprodukte aus. Der mittlere Korndurchmesser eines Materials läßt sich bekanntlich bestimmen, wenn man das arithmetische Mittel zwischen zwei aufeinander folgenden Sieböffnungen mit dem entsprechenden prozentualen Kornanteil multipliziert und die Gesamtsumme der Zahlenprodukte durch 100 dividiert. In Zahlentafel 6 ist die auf diese Weise durchgeführte Berechnung für den mittleren Korndurchmesser des Aufgabegutes, in der Zahlentafel 7 die Berechnung für die mittleren Durchmesser der einzelnen Fertigprodukte ersichtlich.

Zahlentafel 6.

Mittlerer Korndurchmesser des Aufgabegutes.

Siebbezeichnung	Sieböffnung $d_k$ mm	$\frac{d_k + d_{k+1}}{2} = A$ mm	Rohgut	
			Kornfraktion = B vH	$A \times B$
Gwk 5	3,65	3,20		
Gwk 6	2,75	2,125	32,76	104,83
DIN Nr. 4	1,5	1,35	25,44	54,06
" " 5	1,2	1,1	2,10	2,83
" " 6	1,02	0,885	3,22	3,57
" " 8	0,75	0,567	3,75	3,32
" " 16	0,385	0,317	10,36	5,87
" " 24	0,250	0,225	5,15	1,63
" " 30	0,200	0,175	1,83	0,41
" " 40	0,150	0,135	2,05	0,36
" " 50	0,120	0,111	1,43	0,19
" " 60	0,102	0,095	0,87	0,096
" " 70	0,088	0,081	0,47	0,044
" " 80	0,075	0,067	0,99	0,080
" " 100	0,060	0,050	0,48	0,032
40 $\mu$	0,040	0,030	1,57	0,078
20 $\mu$	0,020	0,010	2,78	0,083
Pfaune	0,000		4,75	0,047

Sa. 177,530

Der mittlere Korndurchmesser wäre somit  $177,53 : 100 = 1,775 \text{ mm}$

Da bei einem spez. Gewicht des Haufwerkes  $s = 2,75$ , ein Würfel von 1 t Gewicht, eine Kantenlänge

$$K = \sqrt[3]{\frac{1000}{2,75}} = 7,13 \text{ dm} = \underline{713 \text{ mm}}$$

besitzt, so sind zur Zerkleinerung dieses Würfels auf die mittlere Korngröße des Aufgabegutes von  $N = 1,775 \text{ mm}$  (s. Zahlentafel 6) nach S. 13

$$n = \frac{K}{N} = \frac{713}{1,775} = \underline{401 \text{ VE}} \text{ (Verminderungseinheiten).}$$

geleistet worden.

## Zahlentafel 7.

Mittlerer Korndurchmesser der Fertigprodukte  
bei den verschiedenen Vermahlungen.

Sieb- bezeich- nung	$d_k$	Zylindrische Kugelmühle						Zylindrische Stabmühle						Konische Kugelmühle					
		Mahltrübe						Mahltrübe						Mahltrübe					
		250 g/l		500 g/l		1000 g/l		250 g/l		500 g/l		1000 g/l		250 g/l		500 g/l		1000 g/l	
A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B		
DINr. 30	0,200	3,56	0,623	7,40	1,295	15,99	2,798	2,25	0,393	4,60	0,850	9,90	1,760	3,38	0,591	7,52	1,316	14,16	2,480
"	40	0,150	0,135	8,89	1,200	10,55	1,424	12,49	1,686	1,65	0,222	8,20	1,120	10,85	1,465	9,16	1,236	11,54	1,557
"	50	0,120	0,111	6,96	0,774	9,16	1,016	9,09	1,008	10,70	1,187	7,08	0,785	12,37	1,370	10,31	1,142	7,96	0,883
"	60	0,102	0,095	5,93	0,563	10,57	1,004	7,01	0,665	22,08	2,097	18,07	1,716	11,08	1,030	7,05	0,670	10,25	0,973
"	70	0,088	0,081	6,29	0,509	5,14	0,416	8,15	0,660	13,68	1,108	15,65	1,269	11,90	0,963	5,80	0,469	8,23	0,666
"	80	0,075	0,067	15,10	1,011	11,95	0,800	9,74	0,652	9,76	0,653	8,84	0,592	9,65	0,646	14,07	0,929	10,28	0,688
"	100	0,060	0,050	14,87	0,743	14,38	0,717	15,55	0,776	10,75	0,536	12,49	0,624	12,89	0,655	13,74	0,686	16,30	0,815
40	0,040	0,030	15,15	0,455	14,40	0,432	10,95	0,329	5,97	0,179	7,59	0,228	9,22	0,276	13,44	0,404	10,85	0,324	
20	0,020	0,010	23,15	0,231	16,45	0,164	11,03	0,110	23,16	0,231	17,48	0,175	12,14	0,121	23,05	0,230	17,07	0,170	
Pfanne	0,000																		
		Sa.:	6,109	7,268	8,684	0,073	0,087	6,606	7,359	8,286	0,074	0,083	6,357	7,392	8,841	0,064	0,074	0,074	0,088
Mittl. Durchmesser in mm:	0,061							0,066					0,064						

$$d_k = \text{Sieböffnung in mm.} \quad A = \frac{d_k + d_{k+1}}{2} \quad B = \text{Kornfraktion in vH.}$$

Infolge der verschiedenen Fertigprodukte muß nun die Rechnung für jede Mühle und Verdickung gesondert geführt werden. Die Werte für den mittleren Korndurchmesser  $M$  des Fertiggutes sind dabei aus der Zahlentafel 7 entnommen.

### 1. Zylindrische Kugelmühle.

a) Mahltrübe 250 g/l

$$m = \frac{K}{M} = \frac{713}{0,061} = 11\,698 \text{ VE}$$

Da schon vorher 401 VE aufgewendet worden waren, um das Aufgabegut auf den mittleren Korndurchmesser  $N$  zu zerkleinern, so hat die Mühle nur

$$A = 11\,698 - 401 = 11\,297 \text{ VE/t Erz}$$

geleistet. Der Durchsatz der Mühle wurde nach Zahlentafel 2 zu  $D = 2,940 \text{ kg/h}$  und die Nutzarbeit zu  $Z = 15 \text{ Wh}$  gemessen. Der Mahleffekt der Mühle ist dann

$$E_z = \frac{11\,297 \cdot 2,940}{15} = \underline{\underline{2230 \text{ VE/Wh}}}$$

Auf dieselbe Weise wurden dann weiter errechnet

$$\text{Mahltrübe } 500 \text{ g/l: } E_z = \underline{\underline{3302 \text{ VE/Wh}}}$$

$$\text{Mahltrübe } 1000 \text{ g/l: } E_z = \underline{\underline{4140 \text{ VE/Wh}}}$$

Unter Bezugnahme auf den Mahleffekt bei einer Verdickung von 1000 g/l ist der Mahleffekt bei der Verdickung von 250 g/l um

$$\frac{4140 - 2230}{4140} \cdot 100 = 46,2 \text{ vH}$$

und der Mahleffekt bei der Verdickung von 500 g/l um

$$\frac{4140 - 3302}{4140} \cdot 100 = 20,2 \text{ vH}$$

schlechter.

### 2. Zylindrische Stabmühle.

$$\text{Mahltrübe } 250 \text{ g/l: } E_z = \underline{\underline{2120 \text{ VE/Wh}}}$$

$$\text{Mahltrübe } 500 \text{ g/l: } E_z = \underline{\underline{3200 \text{ VE/Wh}}}$$

$$\text{Mahltrübe } 1000 \text{ g/l: } E_z = \underline{\underline{3980 \text{ VE/Wh}}}$$

In diesem Falle ist der Mahleffekt bei der Verdickung von 250 g/l um 46,7 vH und bei der Verdickung von 500 g/l um 19,6 vH schlechter als der bei der Verdickung von 1000 g/l.

### 3. Konische Kugelmühle.

$$\text{Mahltrübe } 250 \text{ g/l: } E_z = \underline{2138 \text{ VE/Wh}}$$

$$\text{Mahltrübe } 500 \text{ g/l: } E_z = \underline{3208 \text{ VE/Wh}}$$

$$\text{Mahltrübe } 1000 \text{ g/l: } E_z = \underline{3960 \text{ VE/Wh}}$$

Hier ist der Mahleffekt bei der Verdickung von 250 g/l um 46 vH und bei der Verdickung von 500 g/l um 19 vH schlechter als der Mahleffekt bei der Verdickung von 1000 g/l.

Vergleicht man die Mahleffekte der verschiedenen Mühlen bei der Verdickung von 1000 g/l untereinander, so ist der Mahleffekt der zylindrischen Stabmühle um 3,86 vH und der Mahleffekt der konischen Kugelmühle um 4,35 vH schlechter als der der zylindrischen Kugelmühle.

Die Gegenüberstellung der einzelnen Ergebnisse läßt ferner erkennen, daß der Mahleffekt aller Mühlen mit zunehmender Verdickung der Mahltrübe ansteigt. Diese Tatsache ist leicht erklärlich. Bei dem höheren Feststoffgehalt der Mahltrübe sind die Mahlkörper mit einer stärkeren Feststoffschicht umhüllt und jeder Zeit mit den Erzkörnern in Berührung, so daß bei jedem Schlag Arbeit geleistet wird. In geringeren Verdickungen dagegen entstehen Energieverluste, da nicht jeder Schlag auf Erzkörner stößt, obwohl hier, wie schon früher ausgeführt, infolge geringerer Körneranzahl je Volumeneinheit Trübe jedes Körnchen mehrere Schläge erhält und dadurch prozentual mehr feines Material geliefert wird. Außerdem vermindert sich die durch das Hochheben des Wassers verursachte Leerlaufarbeit, da ja in größeren Verdickungen der Wassergehalt je Volumeneinheit Mahltrübe geringer ist.

Die höchste Grenze der Verdickung einer Mahltrübe liegt nach Taggart<sup>17)</sup> bei etwa 20 vH Wassergehalt; unter diesem Feuchtigkeitsgehalt vermag eine Trübe nicht mehr durch die Mühle hindurchzufließen.

Die Mahlgüte  $\eta$  einer Mühle war auf S. 14 durch die Formel

$$\eta = 100 - \frac{A - B}{A} \cdot 100 = \frac{B}{A} \cdot 100 \text{ vH}$$

angegeben worden.

<sup>17)</sup> A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing (New York, J. Wiley & Sons, Inc. 1927, S. 396).

Für die nachfolgende Schwimmaufbereitung war in diesem Falle eine Zerkleinerung zwischen DIN Nr. 30 (0,200 mm) und DIN Nr. 40 (0,150 mm) erwünscht. Der gewünschte mittlere Durchmesser ist also  $W = 0,175$  mm und die Mühle hätte

$$w = \frac{K}{W} = \frac{713}{0,175} = 4075 \text{ VE}$$

zu leisten, um einen Würfel von 1 t und der Kantenlänge 713 mm auf den Korndurchmesser  $W = 0,175$  mm zu zerkleinern. Da zur Zerkleinerung des Aufgabegutes auf den mittleren Korndurchmesser  $N = 1,775$  mm schon

$$n = \frac{K}{N} = \frac{713}{1,775} = 401 \text{ VE/t}$$

aufgewendet waren, bleiben noch

$$B = 4075 - 401 = 3674 \text{ VE/t}$$

Die Mahlgüte der verschiedenen Mühlen für die verschiedenen Verdickungen errechnet sich dann:

#### 1. Zylindrische Kugelmühle.

Mahltrübe 250 g/l:  $A = 11\,297 \text{ VE/t}$

$$\eta = \frac{3674}{11\,297} \cdot 100 = \underline{\underline{32,6 \text{ vH}}}$$

Mahltrübe 500 g/l:  $\eta = \underline{\underline{39,2 \text{ vH}}}$

Mahltrübe 1000 g/l:  $\eta = \underline{\underline{47,2 \text{ vH}}}$

#### 2. Zylindrische Stabmühle.

Mahltrübe 250 g/l:  $\eta = \underline{\underline{35,4 \text{ vH}}}$

Mahltrübe 500 g/l:  $\eta = \underline{\underline{39,8 \text{ vH}}}$

Mahltrübe 1000 g/l:  $\eta = \underline{\underline{44,9 \text{ vH}}}$

### 3. Konische Kugelmühle.

Mahltrübe 250 g/l:  $\eta = \underline{33,7 \text{ vH}}$

Mahltrübe 500 g/l:  $\eta = \underline{39,8 \text{ vH}}$

Mahltrübe 1000 g/l:  $\eta = \underline{47,7 \text{ vH}}$

Die beste Mahlgüte der Mühlen ist also bei der höchsten Verdickung der Mahltrübe von 1000 g/l zu erzielen. Ferner kann jetzt festgestellt werden, daß die beste Mahlgüte durch die konische Mühle erreicht wird, die infolge ihrer Bauart verhältnismäßig wenig überzerkleinertes Material liefert. Die Stabmühle dagegen weist nur für die Verdickungen von 250 und 500 g/l eine bessere Mahlgüte auf, während für 1000 g/l die Mahlgüte unter den Wert der übrigen Mühlenarten sinkt.

## E. Schlußfolgerungen.

Die oben durchgeführten Mahlversuche und die daran geknüpften Untersuchungen lassen zweifellos erkennen, daß sowohl der höchste Mahleffekt als auch die beste Mahlgüte nur bei höheren Verdickungen zu erreichen sind.

Damit finden die Bestrebungen der Praxis eine wissenschaftliche Bestätigung, nachdem letzters insbesondere die amerikanischen Betriebe<sup>18)</sup> dazu übergegangen sind, nur noch hohe Verdickungen bis zu 20 vH Wassergehalt zu verarbeiten.

Weiterhin ist noch festzustellen, daß die Kugeln vorzuziehen sind, da sie bei höheren Verdickungen günstigere Mahleffekte und Mahlgüten als die Stäbe unter denselben Arbeitsbedingungen verschaffen.

Von den drei untersuchten Mühlenarten weist die zylindrische Kugelmühle den besten Mahleffekt auf. Sie verursacht dementsprechend die geringsten Zerkleinerungskosten.

Ein weiterer Vorteil bei der Verwendung der zylindrischen Kugelmühle ist darin zu erblicken, daß bei den geringeren Mengen an Überkorn ein kleinerer Klassierer ausreicht. Dagegen besitzt die konische Mühle eine etwas höhere Mahlgüte. Je nachdem man einen besseren Mahleffekt oder eine bessere Mahlgüte vorzieht, wird man zwischen der zylindrischen und der konischen Kugelmühle zu wählen haben.

Da die bei den oben angeführten Mahlversuchen in bezug auf Mahleffekt und Mahlgüte gewonnenen Erfahrungen auch für die anderen Erzarten Gültigkeit behalten, so wurden dieselben Mahlversuche mit

---

<sup>18)</sup> Met. Bul. 1929 S. 76.

dem österreichischen Kupferfahlerz nicht noch einmal wiederholt. Hierzu ist zu berücksichtigen, daß bei den Begriffen Mahleffekt und Mahlgüte der Begriff „Mahlbarkeit“ (Mahlwiderstand) ausgeschaltet bleibt.

Inwiefern aber die Ergebnisse der kleinen Versuchsmühlen auf die großen Mühlen zahlenmäßig übertragbar sind, läßt sich hier nicht sagen, da Erfahrungen in dieser Hinsicht noch nicht vorliegen.

Für die nachfolgenden Schwimmversuche wurde, entsprechend den obigen Ausführungen, das Schwimmgut bei einer Verdickung von 1000 g/l in der zylindrischen Kugelmühle vermahlen.



## II. Schwimmtechnische Untersuchungen.

### A. Richtlinien zur Durchführung der Schwimmversuche.

Das Schwimmverfahren wird in den letzten Jahren in immer höherem Maße zur Aufbereitung wertvoller Erze herangezogen. Dem hohen praktischen Nutzen steht aber immer noch eine unvollkommene Kenntnis des Wesens der Flotation und ihrer Gesetze gegenüber. Trotz zahlreicher Arbeiten und Veröffentlichungen auf diesem Gebiete konnte für die Schwimmvorgänge noch keine einheitliche Theorie aufgestellt werden.

Für den Entwurf einer neuen Schwimmanlage bestehen nur ganz allgemeine Grundsätze, so daß zunächst weitgehende Laboratoriumsversuche angestellt werden müssen, die die besonderen Verhältnisse berücksichtigen. Die Erfahrungen haben gezeigt, daß die Laboratoriumsergebnisse stets auf den Großbetrieb anzuwenden sind und in der Praxis oft noch günstiger ausfallen.

Dem eigentlichen Schwimmversuch geht die mikroskopische Untersuchung voraus. Unter dem Erzmikroskop werden die einzelnen Mineralkomponenten und ihr Verwachsungsgrad festgestellt. Die chemische Analyse in bezug auf den qualitativen und quantitativen Metallgehalt des Erzes ergänzt die Voruntersuchungen.

Die Schwimmversuche werden am vorteilhaftesten mit 500 bis 2000 g gemahlene Gutes durchgeführt. Bei kleineren Mengen entstehen verhältnismäßig zu große Verluste und Schwierigkeiten in der Beobachtung und in der Zuteilung von Zusatzmitteln. Die Verdickung der Schwimmtrübe ist von wesentlichem Einfluß sowohl für die Ausbeute als auch für die Betriebskosten. Die günstigste Verdickung kann für jedes Erz nur durch praktische Versuche ermittelt werden. Meistens schwankt das Verhältnis Wasser zu Feststoff zwischen 4:1 und 1:1. Die günstigste Temperatur der Schwimmtrübe liegt meistens bei 20° C. Eine besondere Erwärmung erfolgt gewöhnlich nur in kalten Wintermonaten und wenn sie keine allzu großen Kosten verursacht.

Die **Zusatzmittel** sollen bei der einfachen Flotation die nutzbaren Mineralien zum Schwimmen bringen und sie dadurch von der Gangmasse trennen, bei der selektiven Flotation sollen außerdem noch die einzelnen Nutzminerale voneinander getrennt werden.

**Gaudin**<sup>19)</sup> gliedert die Schwimmmittel in Schäumer, Sammler, Mittel zur Änderung der Schwimmigenschaften und drückende Mittel, ferner in schädliche Mittel, die das Ausbringen vermindern, und schließlich in Mittel zur Bekämpfung schädlicher Einflüsse. Näheres darüber ist an angegebener Stelle ersichtlich.

Die Schwimmversuche, über die weiter unten noch eingehend berichtet wird, wurden in einem Schlittengerät, Bauart **Krupp-Gruson**, durchgeführt. Der Fassungsraum des benutzten Gerätes beträgt 2,5 l, so daß je nach Verdickung der Schwimmtrübe 500 bis 1000 g Material in jedem Versuch durchgesetzt werden können. Der Rührflügel beschreibt 950 U/min.

Für die untersuchten Erzarten wurde im Verlauf der Versuche die günstigste Verdickung der Schwimmtrübe bei 300 g/l ermittelt. Jeder Versuch erforderte dementsprechend etwa 750 g Erz. Die Schwimmtrübe hatte zu Beginn des Versuches die mittlere Temperatur des Leitungswassers von 17 bis 22° C; durch die Arbeit des Rührflügels stieg die Temperatur bis zum Ende des Versuches um etwa 5—8° C.

Die Untersuchungen wurden zunächst fortgeführt, bis die günstigste Zusammensetzung der Schwimmmittel in bezug auf die technischen Ergebnisse und die Anschaffungskosten ermittelt war.

Darauf folgten weitere Einzelversuche unter verschiedener Zerkleinerung, geänderter Verdickung der Schwimmtrübe oder mengenmäßiger Änderung der einzelnen Schwimmmittel, um den Einfluß dieser Hauptfaktoren auf die Schwimmfähigkeit des Erzes festzustellen.

Die Produkte der Vorversuche wurden mikroskopisch, diejenigen der Hauptversuche auch chemisch analysiert.

## **B. Schwimmversuche mit dem österreichischen Kupferfahlerz.**

### **1. Das Rohgut.**

Für die Schwimmversuche wurde ein naßmechanisch angereichertes Gut in den Korngrößen bis höchstens 12 mm angeliefert. Nach weiterer Zerkleinerung unter Sieb DIN Nr. 16 ließ eine Durchschnittsprobe dieses Gutes unter dem Erzmikroskop etwa folgende mineralogische Zusammensetzung erkennen:

---

<sup>19)</sup> A.I.M.M.E., Techn. Publication 1927 Nr. 4 S. 26.

Kupferfahlerz	5 vH
Schwerspat	85 vH
Dolomit	10 vH

Das Kupferfahlerz war, wie im beiliegenden Körnerpräparat (Abb. 5) ersichtlich, an keiner Stelle mit dem Nebengestein innig verwachsen. Nach seiner mineralogischen Zusammensetzung eignet sich

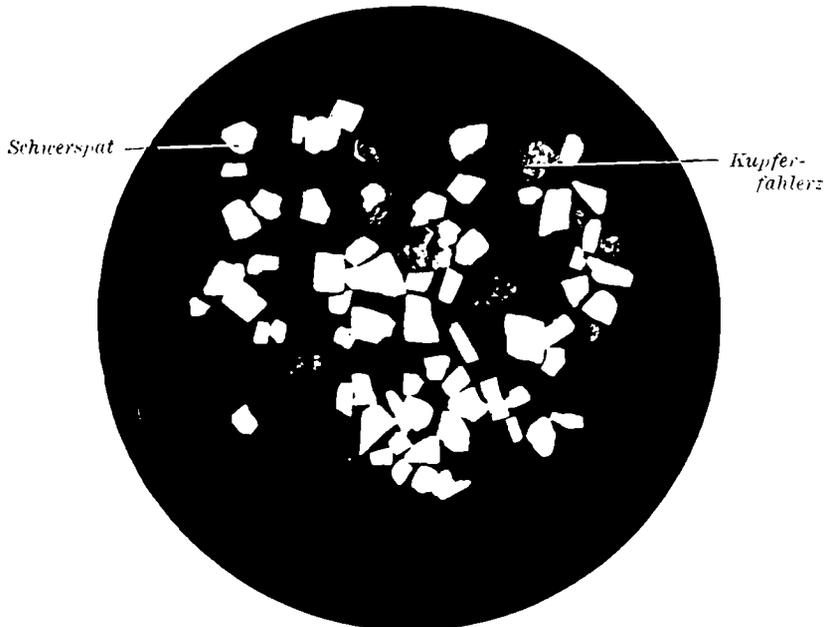


Abb. 5.  
Körnerpräparat des österreichischen Kupferfahlerzes  
(natürl. Größe).

das Erz besonders gut für die Flotation, da es nur Kupferfahlerz als einziges Sulfid in der Gangmasse enthält.

Die chemische Analyse einer Durchschnittsprobe ergab folgende Zusammensetzung:

Ag: 174,7 g/t; ferner	Cu	1,75 vH
	Zn	0,24 vH
	As	0,81 vH
	S	14,60 vH
	SiO <sub>2</sub>	0,96 vH
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,70 vH
	Fe	<u>0,63 vH</u>

Übertrag: 19.69 vH

Übertrag:	19,69 vH
CaO	3,20 vH
MgO	1,30 vH
BaO	57,80 vH
	<u>81,99 vH</u>

Rest vermutlich O oder CO<sub>2</sub>

Das Erz enthält also im wesentlichen 174,7 g/t Ag, ferner Cu zu 1,75 vH und BaO zu 57,8 vH. Bei dem starken Silbergehalt des Kupferfahlerzes sollte hauptsächlich ein hohes Ausbringen von Ag-haltigem Cu-Fahlerz erzielt werden.

## 2. Bestimmung der Zusatzmittel.

Saure Trübe war für die Flotation ungeeignet. In neutraler oder schwach alkalischer Trübe dagegen konnten sehr gute Ergebnisse erzielt werden.

Von den untersuchten Ölen der Holzteer-, Kohlenteer- und Terpentingruppen erzeugten Aerofloat und Terpentinöl die günstigste Schaumbildung. Ferner mußte Soda oder Wasserglas in geringen Mengen zugegeben werden, um einen klaren, lockeren Erzschaum zu erhalten. Unter Verwendung dieser Zusatzmittel allein war jedoch der Flotationsprozeß nicht vorteilhaft, da nur eine gute Anreicherung bei sehr schlechtem Ausbringen erreicht werden konnte. Erst nach weiterer Zugabe von K-Äthyl oder K-Amyl-Xanthat war sowohl eine gute Anreicherung als auch ein gutes Ausbringen des Cu in dem Erzkonzentrat zu erzielen.

Unter Berücksichtigung der besten Flotationsergebnisse und der geringsten Anschaffungskosten wurde schließlich folgende Zusammensetzung der Schwimmmittel festgestellt:

Benennung	Menge je t trocken. Aufgabe	Preis <sup>20)</sup>
Wasserglas	1,335 kg	0,11 RM
K-Äthyl-Xanthat	0,086 "	0,09 "
Terpentinöl	0,040 "	0,03 "
		<u>0,23 RM</u>

Die Gesamtkosten der Zusatzmittel je Tonne trockener Aufgabe übersteigen also 0,23 RM nicht.

Das Rohgut wurde für diese Versuche unter Sieb Nr. 30 zerkleinert und die Flotationstrübe mit einer Verdickung von 300 g/l gebildet. Alle

<sup>20)</sup> Sämtliche Preise beziehen sich auf das Jahr 1929.

drei Zusatzmittel wurden gleich zu Beginn des Versuches unter gleichzeitiger Luftzuführung zugegeben. Eine Einwirkungsperiode (conditioning) war dabei nicht notwendig. Je nach Bedarf mußte im Laufe des Versuches noch K-Äthyl-Xanthat stufenweise zugesetzt werden. Unter der oben angegebenen mengenmäßigen Zusammensetzung der Schwimmmittel konnte mit dem Folien-Kolorimeter von Wulff ein pH-Wert von 6,7 festgestellt werden.

Zur Nachprüfung des Ausgangsversuches A wurde ein zweiter Kontrollversuch B durchgeführt. Die Ergebnisse beider Versuche sind in der Zahlentafel 8 zusammengestellt. Die Angaben lassen erkennen.

Zahlentafel 8.

Schwimmergebnisse des Ausgangs- und Kontrollversuches.

Versuch	Produkte	Gew. Ausbr. vH	Cu		Versuchsdauer min	Preis RM/t
			Anr. vH	Ausbr. vH		
Ausgangsversuch A	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
	Abgänge	94,79	0,07	3,75		
	Rohgut	100,00	1,79	100,00		
Kontrollversuch B	Konzentrat	5,10	33,80	95,55	12	0,23
	Abgänge	94,90	0,08	4,45		
	Rohgut	100,00	1,80	100,00		

daß die Schwimmergebnisse der beiden Versuche sowohl für die Konzentrate als auch für die Abgänge sehr gut übereinstimmen.

### 3. Änderung der Zerkleinerung.

Zur Prüfung der Schwimffähigkeit bei verschiedener Korngrößenzusammensetzung wurde das Schwimmgut nach drei Kornklassen vermahlen. Da bei einer Zerkleinerung unter Sieb Nr. 16 das Erz bereits vollkommen aufgeschlossen war, konnten die Schwimmversuche bei dieser Kornklasse beginnen. Sie wurden mit den Klassen unter Sieb Nr. 16, 30 und 80 durchgeführt. Dabei blieben die Mengen der zugesetzten Schwimmmittel und die Verdickung der Schwimmtrübe (300 g/l) wie im Ausgangsversuch A konstant. Die Korngrößen der drei Kornklassen sind in der Zahlentafel 9, die Ergebnisse der Flotation in der Zahlentafel 10 zusammengestellt.

Zahlentafel 9.

Korngrößenzusammensetzung der einzelnen Kornklassen.

Sieb	Zerkleinerung unter Sieb		
	Din Nr. 16 Kornfraktionen in vH	Din Nr. 30 Kornfraktionen in vH	Din Nr. 80 Kornfraktionen in vH
Din Nr. 16			
" " 24	9,3		
" " 30	7,7		
" " 40	12,5	14,46	
" " 50	9,5	11,06	
" " 60	6,1	7,36	
" " 70	7,8	9,48	
" " 80	8,7	10,46	
" " 100	17,4	22,40	43,6
< " " 100	21,0	24,78	56,4
Gesamt	100,00	100,00	100,00

Zahlentafel 10.

Schwimmergebnisse bei verschiedener Korngrößenzusammensetzung des Schwimmgutes.

Versuch Nr.	Kornklassen unter Sieb DIN Nr.	Produkte	Gew. Ausbr. vH	Cu		Versuchsdauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
1	16 (0,385 mm)	Konzentrat	4,97	32,90	85,5	14	0,23
		Abgänge	95,03	0,21	14,5		
		Rohgut	100,00	1,92	100,00		
A	30 (0,200 mm)	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
		Abgänge	94,79	0,07	3,75		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
2	80 (0,075 mm)	Konzentrat	4,31	23,80	74,86	21	0,23
		Abgänge	95,69	0,36	25,14		
		Rohgut	100,00	1,36	100,00		

Bei den groben Korngrößen der Kornklasse unter Sieb Nr. 16 ist die Oberfläche im Verhältnis zum Gewicht noch zu gering, um den bei der Flotation auftretenden Oberflächenkräften eine ausreichende Wirk-

samkeit zu verleihen. Der Versuch wurde außerdem ständig gestört, da das Gut infolge seines hohen spezifischen Gewichtes das Auslaufrohr verstopfte.

Angesichts der guten Ergebnisse der Kornklasse unter Sieb Nr. 30 wurde diese Korngrößenzusammensetzung für alle kommenden Versuche beibehalten.

Die schlechten Ergebnisse der Kornklasse unter Sieb Nr. 80 bestätigen die allgemeine Erfahrung, daß feine Schlämme allein schlechter als körniges Material schwimmen. Die feinen Gangartkörnchen steigen in größerem Umfange in den Erzschaum mit auf, und die Cu-Anreicherung in dem Konzentrat wird dadurch wesentlich verschlechtert. Zugleich sinkt auch das Cu-Ausbringen.

In diesem Zusammenhang muß noch erwähnt werden, daß auch bei den Kornklassen unter den Sieben Nr. 16 und 30 die ganz feinen Sulfidteilchen erst am Ende des Versuches mit den feinen Bergen hochschwimmen, was gegen die Erwartung spricht. Eine eindeutige Erklärung dieser höchst bemerkenswerten Erscheinung ist zur Zeit nicht möglich, da hierzu die nötigen Versuchsunterlagen fehlen.

#### 4. Änderung der Verdickung.

Der Einfluß der Verdickung der Trübe auf die Ergebnisse der Flotation wurde in einer Reihe weiterer Versuche untersucht. Hierbei blieben die Zerkleinerung unter Sieb Nr. 30 und die Zusatzmittelmengen je t Feststoff wie in dem Ausgangsversuch A konstant, dagegen wurde die Trübe nacheinander mit 200, 300 und 400 g Feststoff je Liter Trübe eingedickt.

Die Ergebnisse dieser Versuche sind in der Zahlentafel 11 eingetragen.

Dünne Trüben erzeugen also, wie auch in der Praxis bekannt, verhältnismäßig reine Konzentrate, jedoch schlechtes Metallausbringen, sind demnach zum Nachschwimmen gut geeignet. Dicke Trüben liefern dagegen unreine Konzentrate bei gutem Metallausbringen, können also für das Vorschwimmen erfolgreich benutzt werden. Eine Verdickung von 300 g/l erscheint am vorteilhaftesten. Sie wurde für die nachfolgenden Schwimmversuche konstant gehalten.

#### 5. Mengenmäßige Änderung der Zusatzmittel.

Nach Ermittlung der günstigsten Zerkleinerung und der am besten geeigneten Verdickung der Schwimmtrübe wurden die einzelnen Zusatzmittel mengenmäßig geändert. Dabei blieben konstant:

### Zahlentafel 11.

Schwimmergebnisse bei verschiedenen Verdickungen  
der Schwimmtrübe.

Versuch Nr.	Ver- dickung g/l	Produkte	Gew. Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
3	200	Konzentrat	4,72	32,00	88,78	11	0,23
		Abgänge	95,28	0,20	11,22		
		Rohgut	100,00	1,70	100,00		
A	300	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
		Abgänge	94,79	0,07	3,75		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
4	400	Konzentrat	5,79	27,90	94,49	14	0,23
		Abgänge	94,21	0,10	5,51		
		Rohgut	100,00	1,71	100,00		

1. die Zerkleinerung unter Sieb Nr. 30
2. die Verdickung der Schwimmtrübe mit 300 g/l
3. die Zugabe von zwei Zusatzmitteln,

während die mengenmäßige Zugabe des dritten Zusatzmittels in betriebsmäßigen Grenzen geändert wurde, um daraus den Einfluß auf die Anreicherung und das Ausbringen festzustellen.

a) Das Wasserglas ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) findet in der Schwimmaufbereitung weitgehende Verwendung, da es die kolloidalen Ausflockungen zerstört und die feinen Schlämme in der Trübe verteilt; die Sulfidteilchen werden dadurch freigelegt und können ungehindert in den Schaum aufsteigen.

Die zugegebene Wasserglasmenge wurde einem Zusatz zwischen 0 und 5,4 kg je t trockener Aufgabe entsprechend geändert. Die Ergebnisse sind in der Zahlentafel 12 zusammengefaßt.

Bei der Gegenüberstellung obiger Versuche ist hervorzuheben, daß gute Ergebnisse (29,4 vH Cu-Anr. bei 96,12 vH Cu-Ausbr.) auch ohne Zugabe von Wasserglas erzielt werden konnten; allerdings ist dabei eine längere Schwimmdauer von 14 min erforderlich.

Der Zusatz von Wasserglas verbessert die Ergebnisse, soweit die Zugabemengen nicht über 1,35 kg/t gehen. Bei mehr als 1,35 kg/t steigt noch die Anreicherung um einen geringen Betrag von 32,95 vH auf 34,5 vH Cu, das Ausbringen fällt dagegen von 96,25 vH auf 88,4 vH Cu.

## Zahlentafel 12.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung  
des Wasserglases.

Versuch Nr.	Na <sub>2</sub> Si O <sub>3</sub> kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
5	0	Konzentrat	5,60	29,40	96,12	14	0,12
		Abgänge	94,40	0,07	3,88		
		Rohgut	100,00	1,71	100,00		
6	0,675	Konzentrat	5,35	30,60	97,21	12	0,17
		Abgänge	94,65	0,05	2,79		
		Rohgut	100,00	1,69	100,00		
A	1,350	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
		Abgänge	94,79	0,07	3,75		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
7	2,025	Konzentrat	4,60	34,50	93,78	11	0,28
		Abgänge	95,40	0,11	6,22		
		Rohgut	100,00	1,69	100,00		
8	2,700	Konzentrat	4,47	33,40	91,25	11	0,33
		Abgänge	95,53	0,15	8,75		
		Rohgut	100,00	1,64	100,00		
8	5,400	Konzentrat	4,20	33,10	88,40	10	0,54
		Abgänge	95,80	0,19	11,60		
		Rohgut	100,00	1,57	100,00		

Diese Erscheinung beruht vermutlich auf der „Schutzwirkung“ des hydrophilen Kolloids Wasserglas auf die Gangart- und Erzpartikelchen, an deren Oberfläche das Wasserglas adsorbiert wird. Die einzelnen Partikelchen umhüllen sich dabei mit dem hydrophilen Kolloid.

Nach den Ergebnissen der Schwimmversuche ist anzunehmen, daß bei mäßigen Zusatzmengen die Affinität des Wasserglases zu der feinen Gangart größer als zu den Erzkörnchen ist. Dadurch wird die Gangart zuerst umhüllt, dabei von Wasser benetzt und in der Trübe zurückgehalten. Die Gangart erlangt also keine Schwimmfähigkeit und das Konzentrat wird reiner. Gibt man jedoch Wasserglas in Überschuß zu, so besteht die Möglichkeit, daß seine Schutzwirkung sich auch auf die Erzpartikelchen erstreckt. Diese werden nun ebenfalls durch das Wasser benetzt, verbleiben in der Trübe und der Metallgehalt der Abgänge wird angereichert. Natürlich muß darauf hingewiesen werden, daß diese Annahme bis zur genauen wissenschaftlichen Nachprüfung nur als eine Hypothese zu betrachten ist.

Obgleich die Zugabe von Wasserglas nach den Ergebnissen dieser Versuchsreihe nicht unbedingt nötig erscheint, so ist doch der Zusatz in geringen Mengen zu empfehlen, weil dadurch ein klarer Erzschaum erzeugt wird, den man ständig beobachten kann. Dies erleichtert die laufende Aufsicht und vereinfacht die praktische Durchführung des ganzen Verfahrens.

Ein Parallelversuch mit Soda ergab, wie in der Zahlentafel 13 ersichtlich, nicht ganz so günstige Ergebnisse. Die Cu-Anreicherung blieb zwar mit 32,3 vH nahezu konstant, das Ausbringen fiel jedoch auf 94,19 vH, so daß Wasserglas jedenfalls vorzuziehen ist.

Zahlentafel 13.

Schwimmergebnisse bei einem Parallelversuch mit  
Rohsoda.

Versuch Nr.	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
10	0,51	Konzentrat	5,23	32,30	94,19	12	0,17
		Abgänge	94,77	0,11	5,81		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		

b) K - Äthyl - Xanthat wurde stufenweise in gleichen Mengen zugegeben. Mit der Anzahl der gleich großen Stufen (0,03 kg/t) erhöhte sich die Zugabe von 0 bis 0,180 kg/t trockener Aufgabe. Zahlentafel 14 enthält die dabei erzielten Ergebnisse.

Der Versuch 11 weist darauf hin, daß eine gute Anreicherung auch ohne Zusatz von K-Äthyl-Xanthat erzielt werden kann. Das Ausbringen bleibt jedoch sehr gering, da das Terpentinöl nur schwache Sammel-fähigkeit besitzt. Schon bei Zugabe einer geringen K-Äthyl-Xanthat-menge (0,03 kg/t) steigt das Ausbringen ganz wesentlich von 22,68 vH auf 93,30 vH, und zwar bei einer verkürzten Versuchsdauer von 14 statt 18 min, wodurch die guten Sammeleigenschaften des K-Äthyl-Xanthats eindeutig nachgewiesen sind.

Den obigen Versuchen gemäß führt eine Zusatzmenge zwischen 0,06 und 0,09 kg/t trockener Aufgabe zum besten Erfolg. Eine weitere Steigerung der Zugabe über 0,09 kg/t bewirkt nur eine leichte Verschlechterung der Cu-Anreicherung, ohne das Ausbringen in dem Erzkonzentrat zu verbessern.

Zahlentafel 14.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung  
des K-Äthyl-Xanthats.

Versuch Nr.	K-Äthyl- Xanthat kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
11	0	Konzentrat	1,07	35,40	22,68	18	0,14
		Abgänge	98,93	1,30	77,32		
		Rohgut	100,00	1,66	100,00		
12	0,03	Konzentrat	4,03	36,65	93,30	14	0,17
		Abgänge	95,97	0,11	6,70		
		Rohgut	100,00	1,58	100,00		
13	0,06	Konzentrat	4,95	34,95	95,78	12	0,20
		Abgänge	95,05	0,08	4,22		
		Rohgut	100,00	1,81	100,00		
A	0,09	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
		Abgänge	94,79	0,07	3,75		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
14	0,12	Konzentrat	5,35	32,20	96,20	12	0,26
		Abgänge	94,65	0,07	3,80		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
15	0,15	Konzentrat	5,25	31,50	96,70	12	0,30
		Abgänge	94,75	0,06	3,30		
		Rohgut	100,00	1,71	100,00		
16	0,18	Konzentrat	5,28	29,50	95,96	12	0,33
		Abgänge	94,72	0,07	4,04		
		Rohgut	100,00	1,63	100,00		

Zahlentafel 15.

Schwimmergebnisse bei einem Parallelversuch mit  
K-Amyl-Xanthat.

17	0,05 K-Amyl- Xanthat	Konzentrat	5,50	30,90	97,17	12	0,31
		Abgänge	94,50	0,05	2,83		
		Rohgut	100,00	1,75	100,00		

Der Versuchsreihe mit K-Äthyl-Xanthat wurde ein Parallelversuch mit K-Amyl-Xanthat vergleichsweise gegenübergestellt. Die Ergebnisse dieses Versuches sind in der Zahlentafel 15 ersichtlich. Die

bekannte Eigenschaft der Amyl-Xanthate, die Berge meistens schärfer als Äthyl-Xanthate auszuarbeiten, wurde bestätigt, denn der Cu-Gehalt der Abgänge ist nun auf 0,05 vH gegenüber 0,07 vH bei Anwendung von K-Äthyl-Xanthat gesunken. Die Anreicherung ist gleichzeitig etwas gefallen (30,9 vH Cu gegenüber 32,95 vH im Versuch A), das Ausbringen dagegen gestiegen (97,17 gegenüber 96,25 vH). Der Preis je t trockene Aufgabe stellt sich auf 0,31 RM gegenüber 0,23 RM.

Ferner ist noch ein Versuch durchgeführt worden, bei dem die gesamte K-Äthyl-Xanthatmenge von 0,09 kg/t gleich zu Beginn des Versuches zugegeben wurde. Die Ergebnisse nach Zahlentafel 16 lassen

Zahlentafel 16.

Schwimmergebnisse bei Zugabe der gesamten Menge K-Äthyl-Xanthat zu Anfang des Versuches.

Versuch Nr.	K-Äthyl- Xanthat kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
18	0,09	Konzentrat	5,12	31,60	92,43	12	0,23
		Abgänge	94,88	0,14	7,57		
		Rohgut	100,00	1,75	100,00		

erkennen, daß sowohl die Anreicherung (31,6 vH gegenüber 32,95 vH), als auch das Ausbringen (92,43 vH gegenüber 96,25 vH) gesunken sind. Das K-Äthyl-Xanthat führt also in diesem Falle zu besserem Erfolg, wenn es stufenweise zugesetzt wird.

c) Das Terpentinöl war für die Flotation dieses Erzes das geeignetste Öl. Der geringe Anschaffungspreis von 0,70 RM je kg trug in hohem Maße zur Wirtschaftlichkeit des Prozesses bei.

Bei einer Ölzugabe von weniger als 0,04 kg/t war die Schaumbildung zu gering, um ein ausreichendes Erzkonzentrat zu erzeugen. Die Versuche wurden darum erst bei einer Menge von 0,04 kg/t aufwärts fortgeführt, und die Zugabe zwischen 0,04 und 0,12 kg je t trockener Aufgabe geändert. Die dabei erzielten Ergebnisse sind in der Zahlentafel 17 ersichtlich.

Die Ergebnisse dieser Versuchsreihe lassen erkennen, daß die besten Erfolge mit einer Zugabe von etwa 0,04 kg Öl je t trockener Aufgabe zu erzielen sind. Eine Steigerung der Ölmenge von 0,04 auf 0,12 kg/t verstärkt wohl die Schaumbildung, dadurch werden aber größere Mengen Berge mitgeführt und sowohl die Cu-Anreicherung (von 32,95 vH auf

Zahlentafel 17.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung des Terpentinöles.

Versuch Nr.	Terpentinöl kg/t	Produkte	Gew.-Ausbr. vH	Cu		Versuchsdauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
A	0,04	Konzentrat	5,21	32,95	96,25	12	0,23
		Abgänge	94,71	0,07	3,75		
		Rohgut	100,00	1,79	100,00		
19	0,08	Konzentrat	5,26	29,90	94,32	11	0,255
		Abgänge	94,74	0,10	5,68		
		Rohgut	100,00	1,66	100,00		
20	0,12	Konzentrat	5,22	29,80	92,12	10	0,28
		Abgänge	95,78	0,14	7,88		
		Rohgut	100,00	1,69	100,00		

29,8 vH), als auch das Cu-Ausbringen (von 96,25 vH auf 92,12 vH) verschlechtert.

Diese Ergebnisse stehen im Einklang mit den Beobachtungen von Bartsch<sup>21)</sup>, wonach ganz bestimmte Konzentrate des Schäumers erforderlich sind, um optimale Mengen der festen Phase in den Schaum gelangen zu lassen.

Nach Gaudin<sup>22)</sup> beruhen die guten Schaumeigenschaften eines Öles auf seine weitgehende Adsorptionsfähigkeit hauptsächlich an der Grenze gasförmig—flüssig. Dadurch erhalten die Gasblasen die zum Mitnehmen der Mineralpartikelchen nötige Elastizität.

Die Abnahme des Cu-Ausbringens und der Cu-Anreicherung bei Überschuß von Öl könnte auf gewisse elektrokinetische Vorgänge zurückzuführen sein, welche eine Adsorption fest—fest (in diesem Falle Sulfid-Gangart) bewirken. Die feinen Berge haften dann an der Sulfidoberfläche und gelangen mit in den Schaum. Dagegen wird das Sulfidkörnchen mit in die Abgänge gezogen, wenn die darauf festhaftenden Bergeschlämme eine stärkere Schicht bilden und das Schwimmen unmöglich machen<sup>23)</sup>.

Zum Vergleich mit der obigen Versuchsreihe wurde ferner ein Versuch mit Aerofloat an Stelle des Terpentinöls durchgeführt. Die in

<sup>21)</sup> Über Schaumsysteme, Kolloidchemische Beihefte 1925 S. 26 27.

<sup>22)</sup> A.I.M.M.E. Techn. Publ. 1927 Nr. 4 S. 16.

<sup>23)</sup> C. R. Ince, A.I.M.M.E., Techn. Publ. 1929 Nr. 195 S. 8 u. 15; ferner Taggart, Taylor and Ince, A.I.M.M.E., Techn. Publ. 1929 Nr. 204 S. 45.

## Zahlentafel 18.

Schwimmergebnisse bei einem Parallelversuch mit  
Aerofloat.

Versuch Nr.	Terpen- tinöl kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Cu		Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH		
21	0,044	Konzentrat	5,92	25,30	94,00	12	0,29
		Abgänge	94,18	0,10	6,00		
		Rohgut	100,00	1,57	100,00		

der Zahlentafel 18 zusammengefaßten Ergebnisse sind wesentlich schlechter. Gegenüber einer Anreicherung von 32,95 vH und einem Ausbringen von 96,25 vH bei Anwendung des Terpentins sind jetzt nur noch eine Anreicherung von 25,3 vH und ein Ausbringen von 94 vH bei einem erhöhten Zusatzmittelpreis von 0,29 RM erzielt werden. Der Zusatz von Terpentinöl ist also zweifellos vorteilhafter.

### 6. Schlußfolgerungen.

Als Ergebnis der erörterten Schwimmversuche sind folgende Rückschlüsse auf die Schwimmfähigkeit des Erzes zu ziehen:

- a) Die Zerkleinerung ist am besten unter Sieb DIN Nr. 30 durchzuführen, da gröberes Material bei dem hohen spez. Gewicht des Erzes sich in den Auslaufkanälen absetzt und Betriebsstörungen verursacht.
- b) Die günstigste Verdickung liegt bei 300 g Erz je 1 Schwimmtrübe.
- c) Folgende Schwimmmittel sind zu verwenden:
  1. Wasserglas, etwa 0,5 bis 1 kg/t.
  2. K-Äthyl-Xanthat, etwa 0,06 bis 0,1 kg/t.
  3. Terpentinöl, etwa 0,04 kg/t trockener Aufgabe.

Eine Einwirkungszeit ist nicht erforderlich. Die Zugabe des Wasserglases und des Terpentins geschieht am besten zu Anfang des Versuches (im Großbetrieb vor der ersten Konzentratzelle). Das K-Äthyl-Xanthat ist in gleichen Stufen von 0,03 kg/t (im Großbetrieb auf einzelne Zellen verteilt) zuzugeben.

## C. Schwimmversuche mit dem Siegerländer Blei-Zinkerz.

### 1. Das Rohgut.

Die mineralogische Zusammensetzung dieses Erzes ist bei der Besprechung der Mahlversuche eingehend erörtert worden. Es handelt sich im wesentlichen um ein komplexes, tonhaltiges Blei-Zink-Erz, das zur Trennung des Bleies vom Zink selektiv geschwommen werden muß.

Das Anschliffbild (Abb. 6) läßt erkennen, daß innige Verwach-  
sungen der nutzbaren Mineralien mit den Nebengesteinen in geringstem

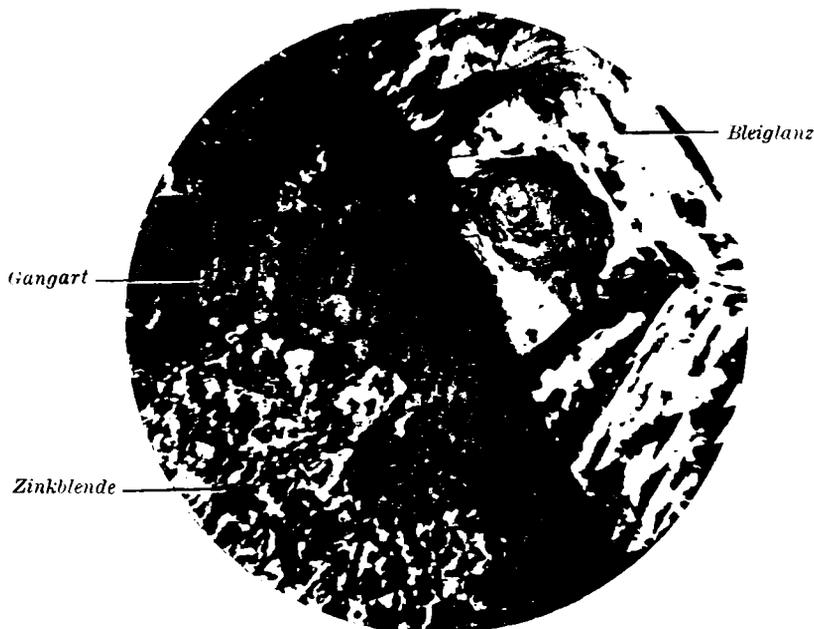


Abb. 6.  
Anschliffbild des siegerländer Blei-Zinkerzes  
(180 × vergrößert).

Maße vorkommen und bei der Flotation nicht berücksichtigt zu werden  
brauchen.

Die chemische Analyse ergab folgende Zusammensetzung:

Ag 58,8 g/t, ferner	Cu	0,10 vH
	Pb (sulf.)	5,80 vH
	Pb (oxyd.)	0,50 vH
	Zn	3,80 vH
	Sb	0,05 vH
	S	5,00 vH
	SiO <sub>2</sub>	61,90 vH
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7,60 vH
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,17 vH
	Mn <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	0,72 vH
	CaO	0,98 vH
	MgO	1,00 vH
	Gesamt:	<u>95,62 vH</u>

Rest vermutlich O + CO<sub>2</sub>.

Das Erz enthält also neben 58,8 g/t Silber im wesentlichen 6,3 vH Blei (5,8 vH sulfidisch, 0,5 vH oxydisch) und 3,8 vH Zink.

## 2. Bestimmung der Zusatzmittel.

Die Wirkungsweise der verschiedenen Öle der Kohlenteer-, Holzteer- und Terpentingruppe wurde in einer Reihe von Vorversuchen untersucht. Die günstigste Schaumbildung konnte bei der Blei-Flotation mit Aerofloat und bei der Zink-Flotation mit Braunkohlenteeröl erzielt werden.

Als günstigstes Drückmittel für die Zinkblende erwies sich Cyannatrium, während Schwefelnatrium und Zinksulfat nur unbefriedigende Ergebnisse brachten. Ferner ließen die Schwimmversuche erkennen, daß eine Zugabe von Ätzkalk oder Rohnsoda in geringen Mengen die Trennung Bleiglanz—Zinkblende günstig beeinflußte. Des geringeren Anschaffungspreises wegen wurde Ätzkalk vorgezogen.

Zum Aufstieg der Zinkblende wurde darauf Schwefelsäure zugegeben, die bereits in geringsten Mengen sehr wirkungsvoll war.

Kupfervitriol dagegen wirkte schwächer und ist außerdem teurer.

Nach Abschluß der Voruntersuchungen konnte die günstigste Zusammensetzung der Schwimmittel wie folgt ermittelt werden:

Benennung	Menge je t trockene Aufgabe	Preis
<b>Blei-Flotation und Zink-Niederhalten</b>		
Aetzkalk . . . . .	0,380 kg	0,005 RM.
Cyannatrium . . . . .	0,027 kg	0,06 „
Aerofloat . . . . .	0,055 kg	0,10 „
<b>Zink-Flotation</b>		
Schwefelsäure (60 Bé) .	1,05 kg	0,05 RM.
Braunkohlenteeröl . .	0,152 kg	0,08 „
		<b>Sa.: 0,295 RM.</b>

Bei diesen Zusatzmengen konnte nach Zugabe der alkalischen Schwimmittel für die Blei-Flotation ein pH-Wert von 6,8 festgestellt werden, der nach Zugabe von Schwefelsäure für die Zink-Flotation auf 6,1 anstieg.

Für den Ausgangs- und Kontrollversuch wurde das Gut unter Sieb Nr. 30 zerkleinert und die Schwimmtrübe auf rund 300 g/l eingedickt. Ätzkalk, Cyannatrium und Aerofloat wurden für die Flotation

des Bleies und zum Niederhalten des Zinkes gleich zu Beginn des Versuches zugesetzt. Eine Einwirkungszeit war auch hier nicht erforderlich. Nach Entfernung des Blei-Konzentrates mußte dem Zwischenprodukt etwas Braunkohlenteeröl zugegeben werden, um die Schaumbildung zu verstärken. Ein Teil des noch nicht geschwommenen Bleiglanzes kam dadurch in dem Zwischenprodukt zum Schwimmen. Für die Zink-Flotation wurde schließlich Schwefelsäure und Braunkohlenteeröl der Trübe stufenweise zugegeben. Die dabei erzielten Ergebnisse sind in der Zahlentafel 19 zusammengestellt. Der Ausgangsversuch A und der Kontrollversuch B stimmen zahlenmäßig sehr gut überein.

Zahlentafel 19.

Schwimmergebnisse des Ausgangs- und Kontrollversuches.

Ver- such	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
			Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
Aus- gangs- versuch A	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
	Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
	Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
	Abgänge	85,31	0,15	2,23		0,15	3,37			
	Rohgut	100,00	5,71	100,00		3,79	100,00		18	
Kon- troll- versuch B	Pb-Konz.	6,90	73,7	88,44	91,08	3,2	5,91		5	0,295
	Zwischen- gut	1,24	24,6	5,28		22,75	7,53		4	
	Zn-Konz.	6,49	3,6	4,05		48,00	83,12	86,88	9	
	Abgänge	85,41	0,15	2,23		0,15	3,44			
	Rohgut	100,00	5,76	100,00		3,74	100,90		18	

Im Zusammenhang muß noch erwähnt werden, daß in den Großbetrieben das Bleiglanz-Zinkblende-Zwischengut der Aufgabe, das Zinkblende-Berge-Zwischengut dagegen der ersten Zinkzelle zurückgegeben wird. Hierbei ist nach den praktischen Erfahrungen damit zu rechnen, daß zu mindestens 50 vH des Zwischengutes noch als hochwertiges Konzentrat gewonnen werden kann, so daß es berechtigt erscheint, die Hälfte des Ausbringens vom Zwischengut dem Gesamtausbringen zu-

zuzählen. Diese zusammengerechneten Ausbringen werden in den folgenden Tabellen als „praktisches Ausbringen“ bezeichnet.

Eine höhere Anreicherung des Zinkkonzentrates war ohne Nachwaschen nicht zu erzielen, da das Erz sehr tonreich ist und das Niederhalten des Tones nur zum Teil gelingt.

### 3. Änderung der Zerkleinerung.

Durch die optische Untersuchung konnte nachgewiesen werden, daß das Erz bei einer Zerkleinerung unter Sieb Nr. 24 nahezu vollkommen aufgeschlossen ist. Die Versuche zur Bestimmung der günstigsten Mahlfineinheit wurden dementsprechend mit der Kornklasse unter Sieb Nr. 24 eingeleitet und mit Sieb Nr. 30 und 80 fortgesetzt. Die Korngrößenzusammensetzung der drei Klassen ist in Zahlentafel 20 ersichtlich.

Zahlentafel 20.

Korngrößenzusammensetzung der einzelnen Kornklassen.

Sieb	Zerkleinerung unter Sieb		
	DIN Nr. 24 Korn- fraktionen in vH	DIN Nr. 30 Korn- fraktionen in vH	DIN Nr. 80 Korn- fraktionen in vH
DIN Nr. 24			
" " 30	8,50		
" " 40	14,40	16,22	
" " 50	9,96	10,78	
" " 60	8,90	10,50	
" " 70	6,48	6,94	
" " 80	8,15	8,85	
" " 100	8,42	9,50	22,75
< " " 100	35,19	37,21	77,25
Gesamt	100,00	100,00	100,00

In der Zahlentafel 21 sind die mit den einzelnen Kornklassen erzielten Ergebnisse zusammengestellt.

Beim Vergleich obiger Ergebnisse muß zunächst festgestellt werden, daß die Kornklasse unter Sieb Nr. 24 für die Flotation noch zu grob ist. Im Verlauf des Versuches 1 konnte auch beobachtet werden, daß der grobe Bleiglanz zum Teil mit der feinen Zinkblende ins Zwischengut gelangt, zum anderen Teil aber erst mit dem Zinkblende-Konzentrat oder sogar nach der Zinkblende zu schwimmen beginnt.

Zahlentafel 21.

Schwimmergebnisse bei verschiedener Korngrößen-  
Zusammensetzung des Schwimmgutes.

Versuch Nr.	Kornkl. unter Sieb DIN Nr.	Produkte	Gewichts- ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr.	Ausbr.	Prakt. Ausbr.	Anr.	Ausbr.	Prakt. Ausbr.		
				vH	vH	vH	vH	vH	vH		
1	24 (0,250) ■	Pb-Konz.	6,67	70,9	81,57	86,23	4,75	8,67		5	0,295
		Zwischen- gut	2,13	25,4	9,33		20,75	12,09		6	
		Zn-Konz.	6,10	5,2	5,45		46,7	76,80	82,94	10	
		Abgänge Rohgut	85,10	0,25	3,65		0,1	2,34		21	
A	30 (0,200) ■	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge Rohgut	85,31	0,15	2,23		0,15	3,37		18	
2	80 (0,075) ■	Pb-Konz.	6,87	65,9	77,98	80,17	7,3	14,63		5	0,295
		Zwischen- gut	1,00	25,4	4,39		22,0	6,37		4	
		Zn-Konz.	6,58	11,0	12,47		35,95	68,38	71,56	14	
		Abgänge Rohgut	85,55	0,35	5,16		0,2	10,62		23	

Die schlechte Schwimffähigkeit der groben Bleiglanz-Körnchen ist auf deren verhältnismäßig geringe Oberfläche zurückzuführen, die bei dem hohen spez. Gewicht des Bleiglanzes nicht genügend starke Oberflächenkräfte entwickelt.

Die Kornklasse unter Sieb Nr. 30 liefert die besten Schwimmergebnisse; sie wurde für alle folgenden Versuche beibehalten.

Mit der Kornklasse unter Sieb Nr. 80 dagegen sinken die Ergebnisse. Es wird dadurch die auch bei dem österreichischem Kupferfahlerz festgestellte Tatsache bestätigt, daß feine Schlämme allein viel schlechter als körniges Material schwimmen. Ferner fällt hier der hohe Zinkgehalt in dem Bleikonzentrat und der hohe Bleigehalt in dem Zinkkonzentrat auf. Auch der Metallgehalt der Abgänge ist, insbesondere bei dem Bleiglanz, höher als bei den anderen Kornklassen. Für diese Erscheinungen kann, wie schon erwähnt, mangels Versuchsunterlagen

keine wissenschaftlich einwandfreie Erklärung gegeben werden. Die Versuche müßten in erster Linie den Einfluß des Dispersitätsgrades der einzelnen Mineralkomponenten in der Trübe und die damit in Zusammenhang stehenden Probleme der Benetzung und Adsorption erforschen.

#### 4. Änderung der Verdickung.

In der Versuchsreihe zur Bestimmung der günstigsten Verdickung wurde die Zerkleinerung unter Sieb Nr. 30 und die Menge der Zusatzmittel wie in dem Ausgangsversuch A konstant gehalten, die Trübe dagegen nacheinander mit 200, 300 und 400 g Feststoff je Liter verdickt. Die mit den verschiedenen Verdickungen erzielten Ergebnisse sind in der Zahlentafel 22 zusammengestellt.

Zahlentafel 22.

Schwimmergebnisse bei verschiedenen Verdickungen der Schwimmtrübe.

Versuch Nr.	Ver- dickung g/l	Produkte	Ge- wichts- ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
3	200	Pb-Konz.	6,76	72,4	86,01	88,57	4,1	7,21		5	0,295
		Zwischen- gut	1,19	24,3	5,12		23,4	7,23		8	
		Zn-Konz.	6,55	4,3	4,98		47,3	80,45	84,05	8	
		Abgänge Rohgut	85,50 100,00	0,25 5,67	3,61 100,00		0,23 3,85	5,11 100,00		16	
A	300	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge Rohgut	85,31 100,00	0,15 5,71	2,23 100,00		0,15 3,79	3,37 100,00		18	
4	400	Pb-Konz.	7,09	70,8	88,35	91,32	4,1	7,96		6	0,295
		Zwischen- gut	1,28	26,4	5,94		21,5	7,60		5	
		Zn-Konz.	6,50	4,6	5,26		45,95	82,14	85,94	10	
		Abgänge Rohgut	85,13 100,00	0,03 5,67	0,45 100,00		0,1 3,63	2,30 100,00		21	

Wie bei den Versuchen mit dem Kupferfahlerz lieferten auch hier dünne Trüben hochwertige Konzentrate, jedoch unreine Abgänge: aus

dicken Trüben dagegen konnten schlechtere Konzentrate, jedoch reinere Abgänge gewonnen werden. Mit zunehmender Verdickung steigt auch hier die Versuchszeit, da entsprechend mehr Material in der Volumeneinheit Trübe geschwommen werden muß.

Die günstigste Verdickung liegt bei etwa 300 g/l. Sie wurde auch für die nachfolgenden Versuche beibehalten.

#### 5. Mengenmäßige Änderung der Zusatzmittel.

Zur Untersuchung des mengenmäßigen Einflusses der Zusatzmittel wurde der Reihe nach die Zugabemenge eines Zusatzmittels geändert, während die übrigen der fünf genannten Mittel in gleicher Menge wie in dem Ausgangsversuch A konstant gehalten wurden. Konstant blieben ferner die Zerkleinerung unter Sieb Nr. 30 und die Verdickung mit 300 g/l.

a) Ätzkalk (CaO) wird zugegeben, um einerseits die Schwimmfähigkeit des Bleiglanzes zu verbessern, andererseits um die Schwimmfähigkeit der Zinkblende vorübergehend zu verringern. Der verwendete feingemahlene Ätzkalk ist im Handel für 0,02 bis 0,03 RM je kg zu erhalten. Die Zahlentafel 23 gibt die Versuchsergebnisse an.

Ätzkalk ist also nur in geringen Mengen (etwa 0,3 kg/t) zuzugeben. Die Wirkung äußert sich dann in einer stärkeren Schwimmfähigkeit des Bleiglanzes, die Zinkblende dagegen steigt nur in ganz geringen Mengen auf und kann später nach Wiederbelebung durch Schwefelsäure im Zink-Schaum gewonnen werden. Man erhält so ein gutes Blei- und ein gutes Zink-Konzentrat.

Es erscheint danach die Annahme gerechtfertigt, daß bei der Zugabe von Ätzkalk gewisse elektrokinetische Vorgänge stattfinden, welche die Adsorption der reinen Gangart, insbesondere des Tones, an der Bleiglanz-Oberfläche verringern und so die Schwimmfähigkeit des Bleiglanzes erhöhen; gleichzeitig wird die feine Gangart an der Zinkblende-Oberfläche in erhöhtem Maße adsorbiert, so daß die Zinkblende am Schwimmen verhindert wird.

Nach den Versuchen von Ince<sup>24)</sup> und von Taggart, Taylor und Ince<sup>25)</sup> ist im allgemeinen die Änderung der Schwimmfähigkeit der Sulfide bei Zugabe von Ätzkalk, Soda, Schwefelsäure usw. auf die „Dispersionswirkung“ dieser Zusatzmittel zurückzuführen. Die genannten Verfasser verstehen darunter eine Änderung der Adsorptionsfähigkeit der Gangartpartikelchen an der Sulfoberfläche.

<sup>24)</sup> A.I.M.M.E. Techn. Publ. 1929 Nr. 195 S. 5 ff.

<sup>25)</sup> A.I.M.M.E. Techn. Publ. 1929 Nr. 204 S. 41 ff.

## Zahlentafel 23.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung des Ätzkalkes.

Versuch Nr.	CaO kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
5	0	Pb-Konz.	6,16	67,3	73,98	82,30	8,6	13,95		3	0,290
		Zwischen- gut	4,90	19,2	16,76		32,7	42,24		5	
		Zn-Konz.	4,20	7,4	5,54		36,95	40,90	62,03	5	
		Abgänge Rohgut	84,74 100,00	0,25 5,63	3,78 100,00		0,13 3,79	2,95 100,00		13	
6	0,14	Pb-Konz.	6,64	71,9	84,01	87,81	5,5	9,73		4	0,293
		Zwischen- gut	1,98	21,8	7,60		26,65	14,07		4	
		Zn-Konz.	5,93	4,45	4,64		45,95	72,80	79,83	8	
		Abgänge Rohgut	85,45 100,00	0,25 5,68	3,75 100,00		0,15 3,74	3,40 100,00		16	
A	0,28	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge Rohgut	85,31 100,00	0,15 5,71	2,23 100,00		0,15 3,79	3,37 100,00		18	
7	0,42	Pb-Konz.	6,90	72,8	86,26	88,60	3,35	6,06		6	0,298
		Zwischen- gut	1,17	23,2	4,69		23,80	7,33		5	
		Zn-Konz.	6,76	4,65	5,39		44,40	78,78	82,44	9	
		Abgänge Rohgut	85,17 100,00	0,25 5,82	3,66 100,00		0,35 3,80	7,83 100,00		20	
8	0,7	Pb-Konz.	6,73	73,2	81,90	84,83	3,5	5,87		9	0,303
		Zwischen- gut	1,26	23,6	5,86		24,1	7,60		5	
		Zn-Konz.	6,59	4,85	5,31		44,8	73,74	77,54	10	
		Abgänge Rohgut	85,42 100,00	0,35 6,03	6,93 100,00		0,6 4,01	12,79 100,00		24	

Bei höherer Zugabe von Ätzkalk sinkt das Ausbringen in den Erzkonzentraten, und die Schwimmzeit wird verlängert. Dieses Ergebnis stimmt mit den bisherigen Erfahrungen überein. Freundlich<sup>26)</sup>

<sup>26)</sup> Freundlich, Grundzüge der Kolloidlehre (Leipzig, Akademische Verlagsgesellschaft m. b. H., 1924) S. 108.

gibt an, daß negative Sole durch Alkalien zunächst nicht ausgeflockt werden, vielmehr an Beständigkeit gewinnen. Erst bei einer viel größeren Konzentration findet eine Koagulation statt, weil dann der Einfluß des Kation denjenigen des OH-Ions überwiegt. Es ist daher anzunehmen, daß im Überschuß der Ätzkalk eine stärkere Koagulation der feinen Schlämme hervorruft; sie setzen sich in dickeren Schichten ab und reißen auch größere Menge Sulfidteilchen mit, so daß die Abgänge mit einem höheren Metallgehalt abfließen.

b) Cyannatrium (NaCN) ist ein wirksames Drückmittel zur selektiven Trennung der Bleiglanz- und Kupferminerale von Zinkblende und Schwefelkies, die es vorübergehend niederhält. Im vorliegenden Falle wurden damit sehr gute Ergebnisse erzielt; bei Zugabe von geringsten Mengen NaCN konnte während der Blei-Flotation die Zinkblende sehr gut niedergehalten werden. Die Zusatzmenge wurde von 0 bis 0,084 kg/t trockener Aufgabe geändert. Zahlentafel 24 enthält die dabei erzielten Ergebnisse.

Die günstigsten Schwimmergebnisse sind demnach bei einer Zugabe von etwa 0,030 kg NaCN je t trockener Aufgabe zu erzielen. Die Blei- und Zink-Konzentrate fallen dabei durchaus zufriedenstellend aus. Mit höheren Zugaben steigert sich dagegen die drückende Wirkung auf die Zinkblende-Partikelchen, das Zinkprodukt wird schlechter und seine Schwimmzeit länger.

Nach Gaudin<sup>27)</sup> ist die drückende Eigenschaft des NaCN auf die Zinkblende auf eine Anstauschadsorption zurückzuführen, die zwischen den auf der Zinkblende-Oberfläche befindlichen Zn-Ionen und den CN-Ionen aus der Lösung stattfindet. Dabei bildet sich an der Zinkblende-Oberfläche ein polarer Überzug von  $Zn(CN)_2$ , der die Schwimmfähigkeit verringert.

Den Versuchsergebnissen entsprechend, wird bei Überschuß von NaCN der  $Zn(CN)_2$ -Überzug wahrscheinlich stärker und kann dann durch die belebende Schwefelsäure, deren Zugabe konstant bleibt, nicht mehr ganz beseitigt werden, so daß die Abgänge einen höheren Zinkgehalt mitnehmen.

c) Aerofloat (Phosphoresylicacid der American Cyanamid Co. mit 25 vH  $P_2S_5$  vorbehandelt) wird für die Flotation von Kupfer-, Blei- und Zinkerzen gern angewendet, da es zähe Schäume bildet und gleichzeitig gute Sammeleigenschaften besitzt. In den vorliegenden Versuchen erwies es sich für die Flotation des Bleiglanzes als besonders gut geeignet. Jedoch bildete sich bei einer Zugabe unter 0,044 kg/t kein genügend kräftiger Schaum, um ein nennbares Bleikonzentrat abzu-

<sup>27)</sup> a. a. O. S. 19.

Zahlentafel 24.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung des Cyannatriums.

Versuch Nr.	NaCN kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
9	0	Pb-Konz.	6,86	66,6	83,55	89,09	8,1	15,33		4	0,235
		Zwischen- gut	3,00	20,2	11,08		30,1	24,57		4	
		Zn-Konz.	6,14	4,1	4,60		34,2	57,13	69,41	9	
		Abgänge	84,00	0,05	0,77		0,13	2,97			
		Rohgut	100,00	5,48	100,00		3,68	100,00		17	
10	0,014	Pb-Konz.	6,50	72,3	84,12	88,42	4,95	8,36		4	0,265
		Zwischen- gut	1,94	24,8	8,60		22,45	11,27		4	
		Zn-Konz.	6,73	4,9	5,78		44,7	77,06	82,69	9	
		Abgänge	84,93	0,1	1,50		0,15	3,91			
		Rohgut	100,00	5,58	100,00		3,85	100,00		17	
A	0,028	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge	85,31	0,15	2,23		0,15	3,37			
		Rohgut	100,00	5,71	100,00		3,79	100,00		18	
11	0,042	Pb-Konz.	6,69	73,6	88,61	91,03	3,5	6,43		5	0,325
		Zwischen- gut	1,12	24,7	4,94		22,6	6,90		4	
		Zn-Konz.	6,41	3,6	4,16		46,8	82,46	85,91	9	
		Abgänge	85,78	0,15	2,29		0,18	4,21			
		Rohgut	100,00	5,56	100,00		3,64	100,00		18	
12	0,084	Pb-Konz.	6,67	73,7	89,75	91,94	2,78	5,45		5	0,415
		Zwischen- gut	0,99	24,7	4,39		20,6	5,89		4	
		Zn-Konz.	6,20	3,2	3,55		45,05	81,16	84,10	12	
		Abgänge	86,04	0,15	2,31		0,30	7,50			
		Rohgut	100,00	5,56	100,00		3,45	100,00		21	

sondern. Die Versuche setzen aus diesem Grunde bei Mengen von 0,044 kg/t aufwärts ein.

Die Versuchsergebnisse sind aus der Zahlentafel 25 zu ersehen.

Zahlentafel 25.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung des Aerofloat.

Versuch Nr.	Aerofloat kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
13	0,044	Pb-Konz.	6,47	70,3	81,34	87,32	2,6	4,83		6	0,27
		Zwischen- gut	2,05	32,5	11,96		13,35	7,88		5	
		Zn-Konz.	6,18	4,0	4,41		47,10	83,85	87,97	9	
		Abgänge	85,30	0,15	2,29		0,14	3,44			
		Rohgut	100,00	5,59	100,00		3,47	100,00		20	
A	0,055	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge	85,31	0,15	2,23		0,15	3,37			
		Rohgut	100,00	5,71	100,00		3,79	100,00		18	
14	0,077	Pb-Konz.	7,19	65,6	86,45	90,43	9,35	16,87		3	0,345
		Zwischen- gut	3,18	13,6	7,96		34,10	27,21		4	
		Zn-Konz.	5,26	4,8	4,62		40,00	52,76	66,37	7	
		Abgänge	84,37	0,05	0,97		0,15	3,16			
		Rohgut	100,00	5,45	100,00		3,89	100,00		14	

Die günstigsten Schwimmergebnisse sind demnach bei einem Zusatz von etwa 0,055 kg/t zu erzielen. Das günstigste Bleiausbringen von 89,54 vH in dem Blei-Konzentrat deutet darauf hin, daß das Aerofloat bei guter Schaumerzeugung auch starke Sammeleigenschaften besitzt.

Eine geringe Zugabe von Aerofloat (0,044 kg/t) reicht zum optimalen Blei-Ausbringen in dem Blei-Konzentrat noch nicht aus und es entsteht dadurch ein großes bleireiches Zwischengut mit 32,5 vH Bleigehalt bei 11,96 vH Ausbringen. Gibt man dagegen Aerofloat in Überschuß zu, so werden größere Mengen Zinkblende in dem Blei- und Zwischengut-Schaum mitgerissen, so daß sowohl das Blei-Konzentrat als auch das Zink-Konzentrat sich wesentlich verschlechtern. Gleichzeitig tritt eine Verkürzung der Schwimmzeit ein. Der Überschuß von Aerofloat ruft anscheinend bei der Zinkblende gewisse Oberflächenprozesse hervor, welche die Wirkung des drückenden Mittels zum Teil aufheben,

so daß die Zinkblende verfrüht zu schwimmen beginnt. Es kann jedoch nicht entschieden werden, inwiefern es sich dabei um rein chemische oder chemisch-physikalische Oberflächenprozesse handelt, da wissenschaftliche Versuchsunterlagen auf diesem Gebiete fehlen.

Zahlentafel 26.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung der Schwefelsäure.

Versuch Nr.	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (60 Bé)	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
15	0	Pb-Konz.	6,90	72,4	89,61	92,26	4,1	8,02		5	0,25
		Zwischen- gut	1,24	23,8	5,30		22,4	7,91		4	
		Zn-Konz.	5,53	2,8	2,77		38,05	59,59	63,54	23	
		Abgänge Rohgut	86,33 100,00	0,15 5,58	2,32 100,00		1,00 3,53	24,48 100,00		32	
16	0,35	Pb-Konz.	6,84	73,4	87,76	90,17	4,00	7,83		5	0,265
		Zwischen- gut	1,14	24,2	4,83		22,3	7,26		4	
		Zn-Konz.	6,13	4,1	4,38		42,8	75,08	78,71	12	
		Abgänge Rohgut	35,89 100,00	0,2 5,70	3,03 100,00		0,4 3,49	9,83 100,00		21	
A	1,05	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge Rohgut	85,31 100,00	0,15 5,71	2,23 100,00		0,15 3,79	3,37 100,00		18	
17	1,75	Pb-Konz.	6,99	72,9	88,01	90,64	3,8	7,09		5	0,325
		Zwischen- gut	1,26	24,2	5,26		21,2	7,12		4	
		Zn-Konz.	6,56	3,9	4,53		46,6	81,72	85,28	8	
		Abgänge Rohgut	85,19 100,00	0,15 5,77	2,20 100,00		0,18 3,76	4,07 100,00		17	
18	3,50	Pb-Konz.	6,82	73,6	87,70	90,32	3,4	6,06		5	0,400
		Zwischen- gut	1,25	24,05	5,24		21,5	7,05		4	
		Zn-Konz.	6,69	3,13	3,64		46,0	80,20	83,72	8	
		Abgänge Rohgut	85,24 100,00	0,23 5,74	3,42 100,00		0,3 3,83	6,69 100,00		17	

d) Schwefelsäure wird zugegeben, um die durch andere Zusatzmittel niedergehaltenen Sulfide wieder zum Schwimmen zu bringen. Für das siegerländer Blei-Zinkerz war Schwefelsäure das günstigste Mittel zur Wiederbelebung der Zinkblende.

Da in dieser Versuchsreihe sämtliche Zusatzmittel der Blei-Flotation konstant gehalten wurden, äußert sich die mengenmäßige Zugabe von Schwefelsäure nur in dem erzeugten Zinkblende-Konzentrat. Die dabei gewonnenen Ergebnisse sind aus der Zahlentafel 26 zu sehen.

Die günstigste Zugabemenge ist etwa ein Liter 60 Bé-Schwefelsäure je Tonne trockener Aufgabe. In diesem Umfange zugesetzt, beseitigt die Schwefelsäure fast vollständig die Einwirkung der drückenden Mittel auf die Zinkblende und bringt diese wieder zum Schwimmen.

Die Vorgänge der Wiederbelebung sind recht komplizierter Natur. Die dabei eintretenden Oberflächenprozesse haben bis heute keine wissenschaftlich einwandfreie Lösung erhalten.

Bei höherer Zugabe von Schwefelsäure steigt der Metallgehalt der Abgänge und das Zink-Konzentrat verschlechtert sich. Diese Erscheinung dürfte auf die Beeinflussung der elektrokinetischen Potentialdifferenz durch das starke Elektrolyt  $H_2SO_4$  zurückgeführt werden. Positive Sole erhalten nämlich in Gegenwart von Säuren eine höhere Beständigkeit.

Erst bei einer größeren Konzentration des Elektrolyten treten Koagulationen ein, da der Einfluß des Anions denjenigen des H-Ions überwiegt<sup>28)</sup>. Die Koagulation der festen Teilchen wird dabei gesteigert, so daß größere Mengen von Zinkblende von der sie umhüllenden Gangart in der Trübe zurückgehalten werden.

e) Das Braunkohlenteeröl wurde zur Verstärkung der Schaumbildung nach der Blei-Flotation zugesetzt, um noch einen möglichst großen Teil des verbliebenen Bleiglanzes in dem Zwischengut zum Schwimmen zu bringen. Danach wurde die Flotation der Zinkblende in die Wege geleitet, für die das Braunkohlenteeröl in den Voruntersuchungen sich als sehr geeignet erwiesen hatte.

Der Zusatz erfolgte in Stufen von gleichbleibenden Mengen. Nach der ersten Zugabe machte sich der Einfluß des Braunkohlenteeröls durch eine kürzere Schwimmzeit des Zwischengutes bemerkbar. In den folgenden Versuchen dagegen blieben die Ergebnisse für das Zwischengut unverändert, da die zugehörige Zugabe konstant gehalten und nur die Stufenzahl für das Zink-Konzentrat nach Zugabe der Schwefelsäure nacheinander vermehrt wurde.

---

<sup>28)</sup> Freundlich, a. a. O. S. 108.

Die Zugabe wurde zwischen 0 und 0,208 kg/t trockener Aufgabe in Stufen von 0,052 kg/t mengenmäßig geändert. Die Zahlentafel 27 gibt die dabei erzielten Ergebnisse an.

Zahlentafel 27.

Schwimmergebnisse bei mengenmäßiger Änderung des Braunkohlenteeröls.

Versuch Nr.	Braun- kohlen- teeröl kg/t	Produkte	Gew.- Ausbr. vH	Pb			Zn			Versuchs- dauer min	Preis RM/t
				Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH	Anr. vH	Ausbr. vH	Prakt. Ausbr. vH		
19	0	Pb-Konz.	6,83	73,1	88,22	90,51	4,9	9,49		5	0,220
		Zwischen- gut	0,83	32,4	4,78		21,2	5,02		7	
		Zn-Konz.	3,20	8,20	4,63		45,35	41,23	43,74	14	
		Abgänge Rohgut	89,14 100,00	0,15 5,65	2,37 100,00		1,75 3,52	44,26 100,00		26	
20	0,052	Pb-Konz.	7,00	72,4	88,22	90,91	4,3	8,05		5	0,245
		Zwischen- gut	1,26	24,5	5,38		22,15	7,34		4	
		Zn-Konz.	4,90	4,85	4,14		46,05	60,33	64,00	12	
		Abgänge Rohgut	86,84 100,00	0,15 5,75	2,26 100,00		1,05 3,75	24,28 100,00		21	
21	0,104	Pb-Konz.	6,96	72,4	89,61	92,35	3,2	5,94		5	0,270
		Zwischen- gut	1,25	24,6	5,49		22,4	7,49		4	
		Zn-Konz.	6,39	2,98	3,40		48,05	82,04	85,78	10	
		Abgänge Rohgut	85,40 100,00	0,10 5,60	1,50 100,00		0,20 3,75	4,53 100,00		19	
A	0,156	Pb-Konz.	7,00	73,1	89,54	91,84	3,7	6,83		5	0,295
		Zwischen- gut	1,12	23,5	4,60		23,25	6,87		4	
		Zn-Konz.	6,57	3,15	3,63		47,75	82,93	86,37	9	
		Abgänge Rohgut	85,31 100,00	0,15 5,71	2,23 100,00		0,15 3,79	3,37 100,00		18	
22	0,208	Pb-Konz.	6,86	72,7	88,61	91,24	3,8	6,95		5	0,320
		Zwischen- gut	1,26	23,6	5,27		23,7	7,95		4	
		Zn-Konz.	7,29	2,95	3,88		42,65	82,86	86,83	8	
		Abgänge Rohgut	84,59 100,00	0,15 5,62	2,24 100,00		0,1 3,76	2,24 100,00		17	

Das Braunkohlenteeröl erscheint nach diesen Versuchsergebnissen für die Zink-Flotation sehr geeignet. Der geringe Zinkgehalt der Abgänge weist darauf hin, daß dieses Öl ein wirksamer Schäumer ist und dabei auch sehr gute Sammeleigenschaften besitzt. Seine Adsorption findet anscheinend sowohl an der Grenze flüssig-gasförmig als auch an der Grenze flüssig-fest statt, wo es einen polaren Überzug der Sulfidteilchen bildet. Diese werden dann in geringem Maße vom Wasser benetzt und können leichter in den Schaum aufsteigen.

Das Braunkohlenteeröl führt bei einer Zugabe zwischen 0,1 und 0,15 kg/t zu den besten Ergebnissen. Eine Steigerung der Zusatzmenge dagegen verschlechtert die Zink-Anreicherung in dem Zink-Konzentrat, da auch größere Tonmengen von dem Schaum mitgeführt werden. Nach den früheren Ausführungen ist es auch hier anzunehmen, daß das Aufsteigen des Tones in dem Schaum durch elektrokinetische Kräfte hervorgerufen wird, die den Ton an die aufsteigende Zinkblende binden.

## 6. Schlußfolgerungen.

Bei einer Übersicht der gesamten Versuchsreihe lassen sich für eine günstige Flotation des siegerländer Blei-Zinkerzes folgende Richtlinien aufstellen:

a) Die Zerkleinerung ist unter Sieb Nr. 30 durchzuführen und dabei überzerkleinertes Material möglichst zu vermeiden.

b) Eine Verdickung der Mahltrübe von etwa 300 g/l führt zu den besten Ergebnissen.

c) Folgende Zusatzmittel sind zuzugeben:

Für die Blei-Flotation:

1. CaO, etwa 0,300 kg/t
2. NaCN, etwa 0,030 kg/t
3. Aerofloat, etwa 0,055 kg/t.

Für die Zink-Flotation:

4. Schwefelsäure (60 Bé), etwa 11/t
5. Braunkohlenteeröl, 0,100 bis 0,150 kg/t trockener Aufgäbe.

Die Gesamtkosten dieser Zusatzmittel stellen sich auf 0,295 RM je Tonne trockener Aufgäbe.

CaO, NaCN und Aerofloat werden zu Anfang des Versuches (im Großbetrieb vor der ersten Bleizelle) zugegeben. Der Zusatz von Schwefelsäure erfolgt nach dem Zwischengut (in der ersten Zinkzelle). Das Braunkohlenteeröl schließlich wird sowohl dem Zwischengut (in der ersten Zwischengutzelle) als auch während der Zink-Flotation (auf einzelne Zinkzellen verteilt) stufenweise zugegeben. Die Menge einer Stufe entspricht 0,052 kg/t.

## Zusammenfassung.

1. Die Zerkleinerungsmaschinen sind bisher weder im Schrifttum noch in der Praxis nach einheitlichen Gesichtspunkten beurteilt. Insbesondere fehlen eindeutige Begriffsbezeichnungen für die mahl- und aufbereitungstechnische Leistungsfähigkeit der Mühlen. Dieser Notwendigkeit folgend wurden zunächst die beiden Begriffe „Mahleffekt“ und „Mahlgüte“ benutzt und wissenschaftlich begründet. Zu deren Berechnung findet die neu eingeführte „Verminderungseinheit“ Anwendung. Gegenüber den früheren Berechnungsarten erscheint die neue Methode besser berechtigt und dürfte ihrer Einfachheit wegen auch für die Praxis von Bedeutung sein. Weiterhin wurde in diesem Abschnitt ein Verfahren zur Bestimmung der Korndurchmesser unter  $60 \mu$  angegeben.

2. Die Mahlversuche ließen erkennen, daß der beste Mahleffekt und die beste Mahlgüte unter einer höheren Verdickung der Mahltrübe zu erzielen sind. Unter gleichen Arbeitsbedingungen weisen die Kugeln eine bessere Mahlwirkung als die Stäbe auf, da sie bei höherem Mahleffekt weniger Überkorn erzeugen. Die zylindrische Kugelmühle ihrerseits besitzt im Vergleich zur konischen Kugelmühle einen besseren Mahleffekt, dagegen eine nicht wesentlich schlechtere Mahlgüte.

Diese versuchsmäßig festgestellten Tatsachen werden in der Praxis zu berücksichtigen sein.

3. An Hand der Schwimmversuche konnten für die untersuchten Erzkarten die günstigsten Schwimmbedingungen in bezug auf Zerkleinerung des Schwimmgutes, Verdickung der Schwimmtrübe und Zusammensetzung der Schwimmsätze ermittelt werden. An diese Feststellungen schließen sich wissenschaftliche Betrachtungen an, die zum Teil eine neue Deutung einiger Schwimmvorgänge zu geben versuchen.

4. Im allgemeinen sind derartige Laboratoriumserfahrungen mit Erfolg auf die Praxis übertragbar. Die Schwimmaufbereitung für das österreichische Kupferfahlerz wurde bereits im Sinne der Versuchsergebnisse umgestellt. Dabei trat bei einer Senkung der Schwimmmittelkosten von rund 50 vH eine bedeutende Verbesserung der Betriebsergebnisse ein.

Die siegerländer Blei-Zink-Aufbereitung soll den Versuchsergebnissen entsprechend noch im Laufe dieses Jahres geändert werden. Die Vereinfachung des Betriebes bei gleichzeitiger Senkung der Betriebskosten dürfte auch in diesem Falle die Wirtschaftlichkeit der Anlage wesentlich erhöhen.

## Schrifttum.

1. Bartsch, O., Über Schaumsysteme. (Kolloidchemische Beihefte 1925.)
2. Bruchhold, C., Der Flotationsprozeß. (Berlin, Verlag Springer, 1927.)
3. Del Mar, A., Mechanical Efficiency in Crushing. (Eng. and Min. Journal Bd. 94, 1912, S. 1129.)
4. Freundlich, H., Grundzüge der Kolloidlehre. (Leipzig, Akad. Verlagsges. m. b. H., 1924.)
5. Freundlich, H., Kapillarchemie. (Leipzig, Akad. Verlagsges. m. b. H., 1923.)
6. Gaudin, A. M., Flotation mechanism, A discussion of the Functions of Flotations Reagents. (New York, A.I.M.M.E. Technical Publication Nr. 4, 1927.)
7. Gaudin, A. M., Groß, L., and Zimmerley, S. R., The so called Kick Law applied to Fine Grinding. (Mining and Metallurgy, Bd. 10, 1929, S. 417.)
8. Götte, A., Ein Beitrag zur Beurteilung des Erfolges von Aufschließungsverfahren in der Erzaufbereitung. (Metall und Erz Bd. 26, 1929, S. 185.)
9. Hardinge, H., Theorie and Practice in Selecting Grinding Media. (Eng. and Min. Journal Bd. 124, 1927, Oct. 29.)
10. Ince, C. R., A Study of Differential Flotation. (New York, A.I.M.M.E. Technical Publication Nr. 195, 1929.)
11. Kühlwein, F., Notwendigkeit einer erweiterten Ermittlung des Aufbereitungserfolges zur Erzielung einer zweckmäßigen Betriebskontrolle und wirtschaftlicheren Betriebsgestaltung. (Metall und Erz 1925, Bd. 22, S. 128.)
12. Madel, H., Berg- und Hüttenmännische Rundschau. (Metall und Erz Bd. 26, 1929 S. 308 ff.)
13. Madel, H., Die Entwicklung der Aufbereitungstechnik im Jahre 1928. (Metall und Erz Bd. 26, 1929 S. 428 ff.)
14. Metallurgical Bulletin. (The General Engineering Comp. 1929.)
15. Mittag, C., Der spezifische Mahlwiderstand. (Berlin, V.D.I.-Verlag, 1925.)
16. Naske, C., Zerkleinerungsvorrichtungen und Mahlanlagen. (Leipzig, Verlag von Otto Spinner, 1926.)
17. Quarterly of the Colorado School of Mines. (Golden, Colorado 1928, April.)
18. Rammler, Untersuchungen über die Messung (Handsiebung) und Bewertung der Feinheit von Kohlenstaub. (Berlin, Siebente Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, 1927.)

19. Richards and Locke, Textbook of Ore Dressing. (Mc. Graw Hill Book Co. 1925.)
  20. Rittinger, Lehrbuch der Aufbereitungskunde. (Berlin, Verlag von Ernst & Korn, 1867.)
  21. Rose, E.H., A new Study of Grinding Efficiency and its Relation to Flotation Practice. (Eng. and Mining Journal Bd. 121, 1926, S. 330.)
  22. Rosin, Kennzeichnung von Kohlenstaubmühlen. (Archiv für Wärme-wirtschaft Bd. 6, 1925, S. 289.)
  23. Taggart, A.F., Handbook of Ore Dressing. (New York, J. Willey & Sons, Inc. 1927.)
  24. Taggart, A.F., Taylor and Ince, C.R., Experiments with Flotation Reagents. (New York, A.I.M.M.E. Technical Publication Nr. 204, 1929.)
  25. Truskott, A Textbook of Ore Dressing. (Macmillan 1923.)
-



## Lebenslauf.

Am 25. November 1902 wurde ich, Eugen Badescu, Sohn des rumänischen Generals Bucur Badescu, in Craiova (Rumänien) geboren.

Im Jahre 1920 bestand ich die Reifeprüfung am Realgymnasium zu Craiova.

Dezember 1921 bis Juli 1922 folgte meine praktische Tätigkeit auf einer niederrheinischen Kohlengrube. Darauf wurde ich an der Bergbau-Abteilung der Technischen Hochschule Berlin immatrikuliert, die ich bis zum Abschluß der Studien, im Dezember 1926, besuchte.

In den folgenden zwei Jahren war ich als Staatsbeamter im rumänischen Erdölbergbau tätig.

Seit März 1929 wurde ich zu weiteren Studien in der Erzaufbereitung beurlaubt. Ich ergänzte meine Studien auf diesem Gebiete durch wissenschaftliche Untersuchungen in der Aufbereitungs-Versuchsanstalt der Fa. Krupp-Grusonwerk A.G. in Magdeburg.

Über die Ergebnisse dieser Untersuchungen wird in vorliegender Arbeit berichtet.

---